

**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL  
CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y  
METALÚRGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN PARA VIABILIZAR LA  
EXPLOTACIÓN DE LA VETA KATHY ENTRE LOS NIVELES 2000 – 2050.  
MINERA YANAQUIHUA S.A.C.- AREQUIPA”**

TESIS PRESENTADA POR:

Bachiller: HARRISON CHUCHULLO ALMANZA

Para Optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas

Asesor: Ing. JUAN FRANCISCO MELÉNDEZ NINA

CUSCO – PERÚ

2019

## DEDICATORIA

A Dios nuestro creador, por mantener unida a mi familia, por darme salud, fortaleza y sabiduría para alcanzar mis objetivos.

A mi Mamá Haydeé mujer con decisión y éxito que siempre me encaminó y motivó al logro de mis objetivos, a Mi papá Fernando por haberme inculcado los valores y el trabajo, a mis hermanos Rosmery y Erik como reconocimiento a su confianza y apoyo incondicional.

A mi novia Rina, por su comprensión y apoyo permanente que me brinda en el día a día.

## **AGRADECIMIENTO**

Expreso mis más profundos agradecimientos a:

A Dios nuestro señor, por ser mi guía y compañía en cada momento a lo largo de mi vida, por ser mi fortaleza en mis momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizaje.

A la universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Alma Mater que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional, enseñándome aspectos de la vida que ninguna clase formal pudiera enseñar.

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que nos han impartido sus conocimientos, experiencias, y que estuvieron siempre dispuestos a aclarar mis dudas y responder mis preguntas.

A todos mis compañeros, con la cual he formado una gran amistad y fraternidad durante toda mi carrera, gracias por ser tan buenos amigos.

A mis padres, hermanos y novia, que siempre ha estado allí para apoyarme y darme ánimo cuando las fuerzas desfallecen.

También deseo expresar mi más sentido agradecimiento a todas aquellas personas que directa e indirectamente han colaborado y contribuido con sus apoyo, comentarios, sugerencias y ayuda en el desarrollo de esta tesis.

Harrison Chuchullo Almanza.

## RESUMEN

La presente tesis de investigación está dirigido y orientado a exponer, el desarrollo y preparación de labores para viabilizar la explotación del proyecto minero aurífero de la veta Kathy. El mismo que mediante la evaluación de inversiones, determinará la viabilidad.

El estudio consta de 6 capítulos debidamente estructurados.

En el primer capítulo, el planteamiento del problema, la formulación del problema, la justificación, la hipótesis y finalmente las variables e indicadores a analizar.

En el segundo capítulo de la investigación se asocia al marco teórico, referente a los recursos y reservas del yacimiento, a los datos teóricos de desarrollo y preparación de labores y métodos de evaluación de estudio de la viabilidad.

En el tercer capítulo se describe, el material de estudio del proyecto, el depósito Alpacay es de tipo filoniano con un comportamiento lenticular tipo rosario, que se extiende tanto en lo horizontal como en lo vertical, se puede observar vetas que se extiende en centenas de metros y que están albergando clavos mineralizados de hasta 220 metros de longitud, mientras que en lo vertical llega a profundizar hasta 300 metros; las potencias de las vetas oscila entre 0.10 hasta 0.25 metros como en la veta María y de 0.30 a 1.50 metros como en las vetas Encarna y Esperanza. La mineralización es errática.

Se determinó las reservas probadas de mineral donde asciende a 4420 TM, con una ley promedio de 14 gr/ton, después del castigo del 20% que queda como puentes se tiene 3536 TM de reservas minables. Siendo el Cut Off de 3.73 gr/ton.

En el cuarto capítulo se evalúa, la caracterización geomecánica del macizo rocoso de la zona con el objetivo de realizar la evaluación del Desarrollo y Preparación de labores, para lograr condiciones adecuadas de estabilidad.

La calificación geomecánica del macizo rocoso está dentro del rango del R.M.R. (41 – 60) roca regular, de la misma forma se hace la calificación dentro del Índice de resistencia Geológica G.S.I. (modificado) dando un resultado de MF/R Muy fracturada regular (resistente, leve, alterada) discontinuidades rugosas, ligeramente abiertas.

En el capítulo quinto se muestran los resultados del cálculo de la vida económica del proyecto para 12 meses, se presenta las consideraciones del diseño, el programa de ejecución de labores de desarrollo y preparación, el costo total de la ejecución de labores de desarrollo que asciende a un total de \$ 44 168.34, así también se presenta el costo total de la ejecución de labores de preparación que hace a un total de \$ 28 199.64

Se considera los datos técnicos de la Planta de Beneficio como son los parámetros y balance metalúrgico (recuperación del 90%).

En el capítulo sexto se muestran los resultados de la evaluación económica financiera del proyecto, para la etapa de producción el cálculo de los costos total de operación es de S/. 450.05, para una capacidad de producción de 10 toneladas.

Se determinó la inversión y financiamiento del proyecto, el total de inversión para la ejecución y puesta en marcha del proyecto asciende a S/. 556 765.29, pero se realiza un financiamiento externo del 40% de la inversión (S/. 222 706.12) a una tasa de interés del 15%.

## INTRODUCCIÓN

El desarrollo nacional depende en gran parte de la explotación técnica de los recursos minerales del subsuelo, por lo que es necesario propiciar una explotación racional y técnicamente justificada de los recursos naturales no renovables.

El presente trabajo está enmarcado dentro de la categoría de la pequeña minería. Por lo tanto Minera Yanaquihua S.A.C. es una empresa monometálica, dedicada a la extracción, concentración y comercialización del mineral el Oro. Actualmente la empresa explota en siete zonas: Consuelo I, Consuelo II, Teresa, Gertrudis, Esperanza I, Esperanza II y Cerro Rico

En consecuencia esta tesis de investigación ofrece a la Empresa Contratista Minero Santa Asunta S.C.R.L. unas mejoras como: evaluación económica de reservas minables, diseño de explotación de corte y relleno ascendente convencional, de esta manera lograr una explotación y extracción del mineral con un mayor rendimiento, seguridad y bajos costos.

Se han tomado en cuenta referencias bibliográficas, informes técnicos de la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C., experiencias personales, criterios profesionales, documentación de internet, datos de campo con el propósito de sustentar las teorías y su factibilidad.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>ii</b>
<b>AGRADECIMIENTO.....</b>	<b>iii</b>
<b>RESUMEN .....</b>	<b>iv</b>
<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>vi</b>
<b>ÍNDICE DE CONTENIDO .....</b>	<b>vii</b>
<b>ÍNDICE DE CUADROS .....</b>	<b>xv</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>xvii</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>xix</b>
<b>CAPITULO I .....</b>	<b>1</b>
<b>ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>1</b>
1.1    Planteamiento del Problema.....	1
1.2    Formulación del Problema.....	3
1.2.1 Problema General .....	3
1.2.2 Problemas Específicos.....	3
1.3    Objetivos de la Investigación .....	3
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos .....	4
1.4    Justificación y Delimitación de la Investigación.....	4

1.4.1 Justificación de la Investigación .....	4
1.5.1 Hipótesis General.....	5
1.5.2 Hipótesis Específicas .....	5
1.6 Variables de Estudio.....	5
1.6.2 Variables Independientes .....	5
1.6.1 Variables Dependientes .....	6
1.7 Diseño Metodológico de la Investigación .....	6
1.7.1 Tipo de Investigación.....	6
1.7.2 Diseño de Investigación.....	6
1.7.3 Método de la Investigación.....	6
1.7.4 Universo/Población y Muestra.....	7
<b>CAPITULO II.....</b>	<b>8</b>
<b>MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>8</b>
2.1 Antecedentes de la Investigación .....	8
2.1.1 Antecedentes a Nivel Internacional .....	8
2.1.2 Antecedentes a Nivel Nacional.....	9
2.2.1 Yacimiento Minero .....	9
2.2.2 Recurso Mineral.....	10
2.2.3 Reservas Minerales .....	10
2.2.4 Exploración.....	11



2.2.6 Preparación .....	11
2.2.7 Explotación .....	12
2.2.8 Planeamiento de Minado .....	12
2.2.9 Programa de Desarrollo y Preparación .....	12
2.2.11 Labores de Preparación.....	13
2.2.12 Explotación .....	13
2.2.13 Ley de Corte (Cut-off) .....	14
2.2.14 Costos Unitarios.....	14
2.2.15 Evaluación Técnica – Económica.....	15
2.2.16 Evaluación económica .....	15
2.2.18 Evaluación de Proyectos de Inversión Minera .....	16
2.2.19 Estudio de Viabilidad de un Proyecto Minero.....	16
2.2.20 Características Especiales de los Proyectos Mineros. ....	17
2.2.21 Métodos de Evaluación.....	17
<b>CAPITULO III .....</b>	<b>21</b>
3.1 Descripción del Ámbito de Estudio.....	21
3.1.1 Ubicación .....	21
3.1.2 Accesibilidad .....	21
3.1.3 Historia de la Mina .....	24
3.1.4 Clima.....	25

3.1.5 Drenaje.....	26
3.1.6 Flora.....	27
3.1.7 Fauna.....	27
3.2 Geología.....	28
3.2.1 Geología Regional.....	28
3.2.3 Geología Local.....	37
3.2.7 Dilución.....	43
3.2.7.1 Dilución Operativa de Diseño.....	43
3.2.7.2 Dilución Operativa Real.....	44
3.2.8 Ley Promedio.....	44
3.2.9 Estimación de Recursos Minerales.....	44
3.2.10 Cálculo de Tonelaje.....	46
3.2.10.1 Área.....	46
3.2.10.2 Volumen.....	46
3.2.10.3 Tonelaje.....	46
3.2.11 Criterios de Cubicación.....	46
3.2.12 Clasificación de Recursos.....	47
3.3 Minería.....	49
3.3.1 Método de Explotación.....	49
3.3.2 Sub Método de Explotación “Circado”.....	50

3.3 Ciclo de Minado .....	51
3.3.2 Servicios Auxiliares .....	63
<b>CAPITULO IV .....</b>	<b>64</b>
4.1 Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso .....	64
4.1.1 Roca Intacta .....	64
4.1.2 Macizo Rocoso .....	65
4.2 Criterios de Caracterización del Macizo Rocoso .....	65
4.2.1 Frecuencia y Tipo de Discontinuidades .....	67
4.2.2 Grado de Meteorización o Alteración .....	67
4.2.3 Presencia de Agua .....	68
4.3 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso .....	69
4.3.1 Clasificación Geomecánica G.S.I. ....	70
4.4 Factores Influyentes en el Comportamiento del Macizo Rocoso Excavado .....	79
4.4.1 Influencia del Agua .....	80
4.4.2 Influencia de Esfuerzos .....	80
4.4.3 Influencia de Orientación de Discontinuidades .....	81
4.4.4 Factores de Excavación .....	81
4.5 Medidas de Control y Preventivas .....	81
4.6 Diseño del Sostenimiento en las Labores Mineras Subterráneas (SPM) .....	82
4.6.1 Tiempo de Auto Sostenimiento o de la Colocación de Sostenimiento Adecuado.....	84

<b>CAPITULO V .....</b>	<b>86</b>
<b>DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE LABORES .....</b>	<b>86</b>
5.1 Veta Kathy .....	86
5.2 Planeamiento de Minado .....	90
5.2.1 Ingeniería del Proyecto .....	90
5.2.2 Vida Económica del Proyecto.....	91
5.2.3 Consideraciones de Diseño .....	91
5.2.4 Producción de la Veta Kathy (Nv. 2000 – 2050).....	92
5.2.5 Programa de Labores de Desarrollo y Preparación .....	93
5.2.6 Labores de Desarrollo.....	93
5.2.6.1 Pique 260 .....	94
5.2.6.2 Implementación del Sistema de Izaje .....	100
5.2.6.3 Instalación de los Componentes del Sistema de Izaje .....	101
5.2.7 Labores de preparación.....	115
5.2.7.1 Chimeneas Cortas .....	116
c.- Limpieza y Acarreo .....	121
5.2.8 Ciclo de Minado en el Tajo.....	129
5.3 Planta de Beneficio .....	143
5.3.2 Circuito de Cianuración .....	144
5.4 Gestión de Seguridad.....	149

<b>CAPITULO VI.....</b>	<b>151</b>
<b>RESULTADOS .....</b>	<b>151</b>
6.1 Costo de Operación .....	151
6.1.1 Costo de Operación Mina .....	151
6.1.2 Costo de Operación de Planta de Beneficio.....	152
6.1.3 Costos de Administración.....	152
6.3 Viabilidad Económica de Explotación de la Veta Kathy .....	154
6.2.1 Inversiones .....	154
6.2.2 Inversión Total del Proyecto.....	157
6.3 Financiamiento .....	157
6.3.1 Fuentes de Financiamiento .....	158
6.3.2 Estructura de Financiamiento .....	158
6.4 Evaluación Económica y Financiera .....	159
6.4.1 Parámetros de Producción .....	159
6.4.3 Balance Económico .....	162
6.4.4 Cálculo de la Ley de Corte Cut – Off.....	162
6.4.4 Estado de Pérdidas y Ganancias Proyectadas .....	163
6.4.4.2 Evaluación Económica Financiera.....	166
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>173</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>174</b>

<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>175</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>177</b>
<b>ANEXO 01: (CARTILLA DE MUESTREO SISTEMATICO).....</b>	<b>178</b>
<b>ANEXO 02.....</b>	<b>179</b>
<b>ANEXO 03.....</b>	<b>184</b>
<b>ANEXO 04.....</b>	<b>185</b>
<b>ANEXO 05.....</b>	<b>186</b>
<b>ANEXO 06.....</b>	<b>187</b>
<b>ANEXO 07.....</b>	<b>188</b>
<b>ANEXO 08.....</b>	<b>189</b>
<b>ANEXO 09.....</b>	<b>190</b>
<b>ANEXO 10.....</b>	<b>193</b>
<b>ANEXO 11.....</b>	<b>197</b>

## ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Variables independientes .....	5
Cuadro 2: Variables dependientes .....	6
Cuadro 3: Propiedades de la matriz rocosa .....	66
Cuadro 4: Rango RMR y tipos de macizo rocoso .....	70
Cuadro 5: Caracterización del macizo rocoso mediante el G.S.I. ....	72
Cuadro 6: Parámetros del diseño del proyecto .....	90
Cuadro 7: Características de diseño del Proyecto .....	92
Cuadro 8: Características de explotación .....	92
Cuadro 9: Programa de ejecución de labores de desarrollo y preparación.....	93
Cuadro 10: Características de ejecución del PQ 260.....	95
Cuadro 11: Parámetros de perforación .....	95
Cuadro 12: Características y accesorios de voladura .....	97
Cuadro 13: Características de ejecución de la GA 260 .....	103
Cuadro 14: Parámetros de perforación de GA 260.....	104
Cuadro 15: Características de ejecución de las CH 216 y CH 185 .....	111
Cuadro 16: Parámetros de perforación de CH 216 y 185.....	112
Cuadro 17: Características de ejecución.....	117
Cuadro 18: Parámetros de perforación .....	118
Cuadro 19: Características de ejecución de Sub nivel.....	124
Cuadro 20: Parámetros de perforación .....	124
Cuadro 21: Características para el Realce del Tajo.....	136

Cuadro 22: Datos para el cálculo de capital de trabajo .....	156
Cuadro 23: Parámetros de producción.....	159
Cuadro 24: Resultados de la Evaluación económica.....	171
Cuadro 25: Resultados de la evaluación financiera.....	171



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Accesibilidad a la Unidad Minera Yanaquihua.....	22
Tabla 2: Resumen del muestreo por bloques.....	43
Tabla 3: Cubicación de la Veta Kathy entre los niveles 2000-2050 .....	48
Tabla 4: Reservas minables .....	49
Tabla 5: Resistencia a la compresión uniaxial a partir de los ensayos de carga puntual.....	64
Tabla 6: Costo de ejecución de labores de desarrollo .....	94
Tabla 7: Distancia entre taladros .....	97
Tabla 8: Coeficiente o factor de roca.....	98
Tabla 9: Costos de ejecución de las labores de preparación.....	116
Tabla 10: Resistencia de discontinuidades .....	132
Tabla 11: Calidad de roca.....	133
Tabla 12: Resistencia de compresión uniaxial .....	134
Tabla 13: resumen de costos de operación .....	151
Tabla 14: Resumen de costos de Planta de Beneficio .....	152
Tabla 15: resumen de costos empleados administrativos.....	152
Tabla 16: Resumen de costos de personal .....	153
Tabla 17: Resumen de costo de materiales.....	153
Tabla 18: Resumen de costo total de operación .....	154
Tabla 19: Inversión fija.....	155
Tabla 20: Inversión fija intangible.....	155

Tabla 21: Costo total de Inversión.....	157
Tabla 22: Distribución de aporte para el proyecto .....	159
Tabla 23: Condiciones del mercado internacional .....	161
Tabla 24: Balance económico.....	162
Tabla 25: Estructura de Capital .....	163
Tabla 26: Flujo de Fondos del Proyecto.....	164
Tabla 27: Flujo de Caja Económico.....	165
Tabla 28: Flujo de Caja Financiero .....	165
Tabla 29: Valor Actual Neto Económico .....	167
Tabla 30: Valor Actual Neto Financiero .....	167
Tabla 31: <i>Tasa Interna de Retorno Económico</i> .....	168
Tabla 32: Tasa Interna de Retorno Financiero .....	168
Tabla 33: Periodo de retorno de la inversión.....	169
Tabla 34: Índice de Rentabilidad Económico .....	169
Tabla 35: Índice de Rentabilidad Financiero.....	170

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Acceso a la Unidad Minera Yanaquihua.....	23
Figura 2: Geología regional de Yanaquihua.....	29
Figura 3: Columna estratigráfica de la Unidad Minera Yanaquihua.....	35
Figura 4: Plano geológico superficial.....	36
Figura 5: Cartilla de Muestreo Sistemático de Labores .....	41
Figura 6: Máquina perforadora Jack Leg YT - 29A.....	53
Figura 7: Diseño de malla de perforación .....	54
Figura 8: Cartucho de dinamita Exadit 65% .....	56
Figura 9: Carmex .....	56

Figura 10: Mecha de seguridad .....	57
Figura 11: Mecha rápida.....	57
Figura 12: Pala neumática EIMCO 12B.....	58
Figura 13: Locomotora eléctrica CLAYTON .....	59
Figura 14: Carros mineros U-35.....	59
Figura 15: Winche eléctrico 10 HP .....	60
Figura 16: Ventilador eléctrico JOY FP - 45.....	62
Figura 17: Tabla geomecánica según G.S.I. (Versión antigua).....	74
Figura 18: Tabla Geomecánica según GSI modificado y RMR. (Versión última) .....	75
Figura 19: Tabla de diseño de sostenimiento de labores mineras .....	84
Figura 20: Tabla para la estimación de auto sostenimiento (Bienianswky 1989).....	85
Figura 21: Vista en perfil de la veta Kathy.....	88
Figura 22: Vista en perfil de los niveles 2000 - 2050 de la veta Kathy. ....	89
Figura 23: Malla de Perforación (4' x 8').....	96
Figura 24: Malla de Perforación (1.80 m. x 2.10 m.).....	105
Figura 25: Diseño de carga de taladros .....	108
Figura 26: Sostenimiento con madera para Galería 260W (6' x 7').....	110
Figura 27: Malla de Perforación (1.20 m. x 2.40 m.).....	111
Figura 28: Malla de Perforación (4' x 8').....	117
Figura 29: secuencia de cortes para ejecución de Buzón .....	121
Figura 30: Tolva Americana de doble compartimento en sección transversal.....	122
Figura 31: Tolva americana de doble compartimento en vista frontal .....	123
Figura 32: Malla de perforación (3' x 6').....	125

Figura 33: Sostenimiento con Puntal de Seguridad para Tajos .....	128
Figura 34: Vista en Perfil de Perforación en Tajo .....	130
Figura 35: Etapas de la voladura en Tajo .....	131
Figura 36: Malla de Perforación para realce (Tajo) .....	135

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.1 Planteamiento del Problema**

La minería juega un rol importante en la economía mundial a través de la generación de valor agregado, divisas, impuestos, inversión y empleo. A nivel nacional, en un contexto de altos precios internacionales de los minerales, la minería ha experimentado un importante dinamismo que se reflejó en la provisión a la economía, la generación de ingresos fiscales por impuestos y regalías mineras, la creación de empleos directos e indirectos, y el incremento del crecimiento potencial de la economía. A nivel departamental, la importancia de la minería se hace evidente por su participación en la actividad económica, mediante la transferencia del canon minero y la promoción de recursos para el desarrollo a través del aporte directo de recursos.

Considerando que la explotación de yacimientos minerales, es una actividad de alto riesgo económico, ya que supone inversiones a largo plazo que muchas veces se sustentan en precios del mineral sujetos a oscilaciones.

En estos tiempos de alta competitividad, toda empresa minera busca la mejora continua y optimización de sus procesos para reducir costos y garantizar su permanencia en el tiempo. Bajo este criterio de permanencia, la base de cualquier trabajo bien hecho es el planeamiento de las actividades mineras a realizar. Así, como en las fases de pre exploración, de exploración propiamente dicha y otra de evaluación. Si incluso esta última alcanza los resultados previstos se realiza un estudio de viabilidad.

En la unidad de producción de Alpacay, de minera Yanaquihua S.A.C., las reservas probadas y probables han disminuido considerablemente por lo que se está ejecutando un plan de acción que tiene la finalidad de incrementar la producción del oro mediante la exploración de recursos minerales inferidos en sus distintas zonas de producción.

En la veta Kathy, de la zona esperanza II, tampoco es ajeno a la dificultad de la disminución de reservas probadas y probables de mineral. Por lo que entre los niveles 2000 – 2050, área de operación de la Contrata Santa Asunta S.C.R.L. El problema es el desconocimiento de la profundidad de la estructura mineralizada, ley de mineral y características del macizo rocoso.

El origen del problema se genera por la ausencia de campañas de exploración mediante el desarrollo y preparación de labores a los recursos minerales inferidos de la zona; cuya consecuencia es la disminución de la producción del oro en las operaciones de la Contrata Santa Asunta S.C.R.L.

Por estas consideraciones, es necesario realizar el desarrollo y preparación de accesos entre los niveles 2000 – 2050, para realizar el estudio técnico, económico y financiero disponiendo una serie de herramientas, unas para aplicar en campo y otras en gabinete. Determinando la viabilidad o inviabilidad del proyecto minero aurífero de la veta Kathy.

## **1.2 Formulación del Problema**

### **1.2.1 Problema General**

¿El desarrollo y preparación de labores entre los niveles 2000 – 2050 de la veta Kathy, permitirá incrementar el recurso mineral para viabilizar la explotación?

### **1.2.2 Problemas Específicos**

- ¿Qué tan confiable será la estimación de reservas, a partir de la determinación de la ley de corte, sabiendo que en la veta Kathy no se realizarán perforaciones diamantinas, sino muestreo por puntos para la determinación de leyes?
- ¿Cuáles son las labores de desarrollo y preparación que permitirán el acceso para la extracción de reservas del nivel 2000 de la veta Kathy?
- ¿Será económicamente rentable la explotación de la veta Kathy, con el nivel de inversión exigido, y generará utilidades a la empresa Santa Asunta S.C.R.L.?

## **1.3 Objetivos de la Investigación**

### **1.3.1 Objetivo General**

Demostrar que mediante el desarrollo y preparación de labores se logrará el acceso a la veta Kathy con el fin de incrementar las reservas de mineral para viabilizar su explotación.



### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- Calcular la ley de corte (Cut off) del proyecto de la veta Kathy, estimar, definir la cantidad de reservas minables y elaborar el programa de ejecución de labores.
- Desarrollar, preparar y ejecutar labores de acceso a la veta Kathy, en el nivel 2000.
- Cuantificar las inversiones, los costos operativos, los ingresos por venta de mineral requeridos para la rentabilidad económica de explotación de la veta Kathy.

## **1.4 Justificación y Delimitación de la Investigación**

### **1.4.1 Justificación de la Investigación**

El presente trabajo de investigación de tiene como finalidad contribuir a las pequeñas empresas mineras que buscan ampliar la vida de la mina, realizando campañas de exploración, mediante el desarrollo y preparación de labores, para incrementar sus reservas minables.

En este contexto, la presente investigación propone que, a través de la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada y su entorno físico, el estudio geomecánico, la aplicación de los criterios de indicadores económicos, tales como: VAN y TIR, se llega a viabilizar la explotación de la veta Kathy; por tanto, dará solución a la problemática que plantea el desarrollo y preparación de labores para viabilizar la explotación a cargo de la empresa Santa Asunta S.C.R.L., de tal manera incrementará las reservas de mineral e influirá en la generación de utilidades.

## 1.5 Hipótesis

### 1.5.1 Hipótesis General

“Si se Desarrolla y Prepara Labores en la veta Kathy entre los niveles 2000 - 2050, se incrementan las reservas minables y se viabiliza la explotación, generando rentabilidad a la empresa”.

### 1.5.2 Hipótesis Específicas

- El muestreo por puntos y la ley de corte determinan la presencia de reservas minables.
- El desarrollo y preparación de labores permitirán el acceso y explotación de la veta Kathy, en el nivel 2000.
- La inversión exigida, los costos operativos y los ingresos por venta de mineral, favorecen técnica y económicamente a la rentabilidad de la explotación de la veta Kathy.

## 1.6 Variables de Estudio

### 1.6.2 Variables Dependientes

*Cuadro 1: Variables Dependientes.*

VARIABLES	INDICADORES
Labores de Desarrollo y Preparación	Productividad
Viabilidad de Explotación	VAN, TIR, B/C, PRI

Fuente: Propia

## 1.6.1 Variables Independientes

*Cuadro 2: Variables Independientes*

Variables independientes	Indicadores
Reservas minerales	TM
Propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso	R.M.R., G.S.I.
Ley de mineral	g/ton
Costo de producción	S./TM o US\$
Costo de inversión	S/.

Fuente: Propia

## 1.7 Diseño Metodológico de la Investigación

### 1.7.1 Tipo de Investigación

Descriptivo

### 1.7.2 Diseño de Investigación

Experimental

### 1.7.3 Método de la Investigación

#### 1.7.3.1 Método General

El método de la investigación es descriptivo porque se analizan las características técnicas, económicas y financieras del desarrollo y preparación de labores, la geología de la zona, los parámetros de perforación, voladura, transporte y servicios generales, que son variables a tomar en cuenta para la evaluación y mejoramiento de las operaciones mineras.

### **1.7.3.2 Método Específico**

Es prospectivo porque los resultados obtenidos serán aplicados en el futuro.

## **1.7.4 Universo/Población y Muestra**

### **1.7.4.1 Población**

La población está constituida por todas las labores de frentes de desarrollo y preparación en la Mina Yanaquihua S.A.C.

### **1.7.4.2 Muestra**

La muestra está conformada por datos obtenidos de leyes en los trabajos de desarrollo y preparación de labores entre los niveles 2050 – 2000 de la veta Kathy, en la Mina Yanaquihua S.A.C., tales como: Galería 260, Chimenea 216, Chimenea 185, Subniveles 216 E y 216 W.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 Antecedentes de la Investigación**

##### **2.1.1 Antecedentes a Nivel Internacional**

Naranjo Nuñez, Ramón (2005), en su tesis doctoral “Modelo de riesgo para la evaluación económica financiera de proyectos mineros”, plantea tres objetivos básicos: en primer lugar, la caracterización del sector de la minería en el ámbito de la mediana empresa; en segundo lugar, presentar los fundamentos que pueden servir para evaluar inicialmente el desarrollo de una actividad minera desde una perspectiva socioeconómica financiera y en tercer lugar aportar una metodología para la evaluación económica – financiera de proyectos mineros.

Se centra en el análisis de la viabilidad económica – financiera de un proyecto, intentando analizar todas sus fases y condicionantes, así como sus posibles alternativas de explotación. Su financiación del proyecto, analizando las diversas alternativas existentes para el fin.

Sullivan William, Elin Wicks, James, Luxhoj (2004), en su libro “Ingeniería económica de DeGarmo”, señala que, el campo de la ingeniería económica tiene que ver con la evaluación sistemática de las utilidades y los costos de los proyectos relacionados con el análisis y diseño de la ingeniería. En otras palabras cuantifica las utilidades y costos con proyectos de ingeniería, para determinar si producirán (o ahorrarán) dinero suficiente para garantizar las inversiones de capital que destinan a ellos.

### **2.1.2 Antecedentes a Nivel Nacional**

Antonio J. Burbano (2011), en su libro “Costos y presupuestos” manifiesta que las empresas enfrentan una creciente competencia nacional e internacional que las induce inevitablemente a fijarse metas claras, traducidas en un presupuesto, y a controlar sistemáticamente sus costos”

Oscar Alberto Jáuregui Aquino (2009), en su tesis “Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura” menciona como obtener una reducción de costos operativos en la empresa minera.

## **2.2 Bases Teóricas**

### **2.2.1 Yacimiento Minero**

Cuerpo geológico constituido por mineralización económicamente explotable. A partir de allí mediante la prospección y exploración se modela el recurso mineral.

## **2.2.2 Recurso Mineral**

Acumulación in situ de material con intrínseco interés económico, en forma y cantidad adecuada para su explotación económica o potencial. La localización, cantidad, ley/calidad, características geológicas y continuidad son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de las evidencias geológicas específicas. Las cuales se clasifica en 3 grupos:

### **2.2.2.1 Recursos Medidos**

Ha sido explorado, muestreado y testificado mediante los diferentes métodos de exploración el cual ha permitido un alto grado de certidumbre en el volumen, tonelaje, densidad, tamaño, forma, características, calidad y contenido mineral.

### **2.2.2.2 Recursos Indicados**

Similar al concepto anterior, sólo que los métodos de exploración realizados permiten un razonable nivel de confianza pero no un alto grado de certidumbre.

### **2.2.2.3 Recursos Inferidos**

En este contexto los niveles de confianza y certidumbre son bajos, por la cantidad insuficiente de datos para permitir una adecuada definición de su continuidad.

## **2.2.3 Reservas Minerales**

Es parte del recurso mineral medido o indicado que puede ser explotada bajo parámetros económicos y realistas por aspectos de tipo minero, metalúrgico,

económico, legal, medioambiental, social y gubernamental, las cuales se clasifican en:

#### **2.2.3.1 Reservas Probadas**

Son aquellos en los cuales se ha llevado un detallado estudio técnico y económico para demostrar que es justificable y rentable su explotación.

#### **2.2.3.2 Reservas Probables**

Similar al anterior salvo que el estudio técnico y económico realizado es suficiente, mas no detallado.

#### **2.2.4 Exploración**

En esta etapa se realizarán labores horizontales y verticales (cortadas, estocadas, chimeneas) cuyos objetivos son: llegar a las proyecciones de las vetas para su posterior desarrollo, así mismo ejecutar cámaras diamantinas de donde se realizarán taladros diamantinos que confirmaran o descartaran la presencia de vetas en las proyecciones dadas las labores de exploración.

#### **2.2.5 Desarrollo**

Se refiere a realización de labores horizontales o verticales (galerías, chimeneas) siguiendo la estructura de la veta que permiten su reconocimiento y la confirmación de leyes así como sus potencias a lo largo de su recorrido; estas labores permiten la cubicación de reservas minerales.

#### **2.2.6 Preparación**



En esta etapa ya sea en forma paralela o realizada después al desarrollo se realizan labores horizontales o verticales (chimeneas cortas, subniveles) que permiten la preparación de blocks de mineral que conformaran las zonas de explotación.

### **2.2.7 Explotación**

Es la etapa final en que se extrae de forma sistemática el recurso mineral preparado y cubicado en las zonas de trabajo llamadas “Tajos”.

### **2.2.8 Planeamiento de Minado**

Es la aplicación de los distintos métodos de planificación en la técnica de la minería subterránea, siendo su objetivo principal el de planificar, proyectar y determinar mejor el plan de minado, sujeto al mejor conocimiento del yacimiento, ley de mineral, diseño del método de explotación, aplicación de las condiciones geomecánicas del yacimiento, mayor extracción de reservas minerales y aplicar criterios económicos dinámicos para optimizar la utilidad por venta de productos minerales.

### **2.2.9 Programa de Desarrollo y Preparación**

Uno de los puntos importantes en el desarrollo y preparación de un yacimiento es el de definir el tipo de labores de acceso al yacimiento ya que estos pueden iniciarse desde un pozo, una galería inclinada o una rampa de acceso; para ello se tienen que considerar los siguientes factores: profundidad del yacimiento, tiempo disponible para la preparación, costo de inversión y tipo de transporte.

### **2.2.10 Labores de Desarrollo**

Corresponde a aquellas labores mineras que se ejecutan en horizontal que va de acuerdo a la mineralización de denomina Galería, un desarrollo con pendiente positiva o negativa en roca estéril se denomina rampa. Una labor ejecutada hacia

arriba con un ángulo pronunciado se denomina chimenea y si es ejecutada hacia abajo se denomina Pique. Se debe tener en cuenta 3 aspectos básicos.

El desarrollo debe ser planeado para obtener tanta información como sea posible. Es preferible comenzar el desarrollo preliminar con labores de pequeña dimensión para evitar arriesgar el capital. El desarrollo debe ser usado para obtener la máxima información estructural.

### **2.2.11 Labores de Preparación**

Son labores que se planifica por adelantado y se completa durante su avance (labores de desarrollo) al arrancar el mineral; estas labores como son: sub niveles, chimeneas intermedias dividen al yacimiento en blocks de minado denominados “Tajos”.

### **2.2.12 Explotación**

La explotación se realiza mediante cualquier método conocido y elegido según las características antes indicadas, se pueden dejar puentes o pilares para proteger las galerías o chimeneas. En algunos casos estos puentes se recuperan al abandonar la galería mediante métodos de recuperaciones y/o rehabilitaciones. Para programar mensualmente la cantidad de mineral a extraer se deben considerar los siguientes parámetros:

- **Perforación:** Tipo de perforación (neumática, mecanizada) ratio de perforación, tipo de roca, dureza y abrasabilidad de la roca, destreza del operador.
- **Voladura:** dureza de la roca, fracturamiento, tipo de explosivo, tipo de iniciación del explosivo, burden, espaciamiento, cara libre.

- **Sostenimiento:** tipo de sostenimiento, tiempo de autoaporte, factor de seguridad, buzamiento de mineral, estructuras o fallas colindantes, presencia de agua, rocas encajonates.
- **Limpieza de mineral:** tipo de extracción (convencional o mecanizada), potencia de la labor, tipo de ore pass (chutes, echaderos tolvas), rendimiento de los equipos de extracción según tipo de equipo, capacitación del personal.
- **Relleno:** tipo de relleno (detrítico, hidráulico, pasta, cementado), capacidad de preparación del relleno, tiempo de fraguado, tiempo de preparación para el relleno.
- **Traslado de mineral:** tipo de traslado de mineral (rieles, volquetes, equipos LHD, winches), nivel principal de extracción, cantidad de equipos disponibles, distancias a la superficie, velocidad máxima y mínima de los equipos, cámaras de carguío, nivel de tránsito.
- **Servicios auxiliares:** sistema de bombeo, aire comprimido, ventilación, estado de las vías de extracción de mineral/desmonte, capacidad de la energía, equipos auxiliares.

### 2.2.13 Ley de Corte (Cut-off)

Corresponde a la ley más baja que puede tener un cuerpo mineralizado para ser extraído con beneficio económico.

### 2.2.14 Costos Unitarios

Son los costos incurridos para extraer y tratar una tonelada de mineral en el proceso de explotación expresado en \$/ton, este es el método de los costos detallados. Para

ello es necesario conocer índices como consumo de combustible por hora de operación, vida de los útiles de perforación, indicadores de consumo de explosivos, plantillas, ratios de consumo de tratamiento, etc. Este procedimiento es lento y laborioso pero constituye el único método seguro para estimar los costos de operación de un proyecto.

## **2.2.15 Evaluación Técnica – Económica**

### **2.2.15.1 Evaluación**

Proceso que tiene como finalidad determinar el grado de eficacia y eficiencia, con que han sido empleados los recursos destinados a alcanzar los objetivos previstos, posibilitando la determinación de las desviaciones y la adopción de medidas correctivas que garanticen el cumplimiento adecuado de las metas presupuestadas.

### **2.2.15.2 Evaluación técnica**

Define la factibilidad técnica a llevar a cabo un proyecto y procura establecer los criterios de diseño que cumplan plenamente con los objetivos y además, con las normas y regulaciones de ingeniería, al menor costo posible. Además busca identificar un diseño que, basado en una tecnología apropiada, sea compatible con la disponibilidad de recursos e insumos en el área de influencia del proyecto.

### **2.2.16 Evaluación económica**

La evaluación económica de proyectos tiene por objeto identificar las ventajas y desventajas asociadas a la inversión de un proyecto antes y después de la implementación del mismo.

La evaluación económica es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas.

Es frecuente confundir la evaluación económica con el análisis o evaluación financiera. En este segundo caso se considera únicamente la vertiente monetaria de un proyecto con el objetivo de considerar la rentabilidad en términos de flujos de dinero. Mientras que la evaluación económica integra en su análisis tanto los costos monetarios como los beneficios expresados en otras unidades.

#### **2.2.18 Evaluación de Proyectos de Inversión Minera**

La evaluación de proyectos mineros de inversión puede definirse como el conjunto de acciones que permiten juzgar cualitativa y cuantitativamente las ventajas e inconvenientes que presenta la asignación de recursos económicos a una iniciativa. Se trata pues de llevar a cabo una valoración sistemática de la rentabilidad comparada de diversas opciones para llevar a cabo un proyecto.

Los parámetros que determinan la rentabilidad de una inversión son tangibles y mesurables, pero, al tratarse de proyecciones a largo plazo, la información de que se dispone en el momento de decisión resulta imperfecta, y en cierto modo hasta subjetiva, ya que los datos de partida son estimaciones y previsiones. Por este motivo, los métodos de análisis, para que sean eficientes, deben considerar también aquellos factores que suponen un riesgo para la obtención de la rentabilidad impuesta para una inversión.

#### **2.2.19 Estudio de Viabilidad de un Proyecto Minero**

El estudio de viabilidad de un proyecto minero tiene que basarse en el conocimiento de los siguientes elementos: El yacimiento, la mena, el

mercado que deberá absorber el mineral, el ambiente político, social, económico del proyecto.

### **2.2.20 Características Especiales de los Proyectos Mineros.**

La minería, desde el punto de vista económico, tiene unas características especiales comparadas con otros sectores y que le configura en el ambiente económico con una problemática de valoración única. Entre sus peculiaridades se pueden destacar:

Agotamiento de los recursos, falta de control de las características del recurso procesado, situación de los yacimientos y períodos de desarrollo, Capital de inversión, costos de producción, riesgo económico, incidencia en el medio ambiente.

### **2.2.21 Métodos de Evaluación**

La evaluación económica de proyectos tiene por objeto proveer un elemento cuantitativo para la toma de decisión de la viabilidad del proyecto el cual comprende las siguientes evaluaciones: evaluación técnica, evaluación económica, aspecto financiero y el riesgo de la inversión.

La evaluación económica maneja exclusivamente el modelo económico de la inversión, el cual es una sucesión temporal de flujos de dinero positivos o negativos considerando como punto indispensable del valor temporal del dinero o valor cronológico del dinero.

#### **2.2.21.1 Valor Actual Neto (VAN)**

El valor actual o presente neto de un proyecto se define como el valor obtenido actualizando separadamente para cada periodo. Permite calcular el valor presente del dinero de un determinado

flujo de caja futuros originados por una inversión, descontando al momento actual mediante una tasa todos los flujos de caja positivos y negativos futuros.

Esto nos sirve en primer lugar si las inversiones son efectuales y en segundo lugar para comparar con otros tipos de proyectos.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

$F_t$  : flujos de dinero en cada periodo “t”.

$I_0$  : inversión inicial realizada (t = 0).

n : número de periodos de tiempo.

K : tipo de descuento o tipo de interés exigido a la inversión.

Un VAN > 0, se acepta el proyecto.

Un VAN = 0, se rechaza el proyecto.

Un VAN < 0, es indiferente efectuarlo.

Una de las desventajas, o dificultades para aplicar este criterio radica en fijar la tasa de descuento “i”, poco fácil de establecer en su valor actual, pero difícilmente predecible en el largo plazo.

### 2.2.21.2 Tasa Interna de Retorno (TIR)

La rentabilidad se define como la tasa con que el proyecto remunera los capitales invertidos en él. Conocemos que para que la explotación de un yacimiento sea aceptable es necesario que el flujo de caja acumulado al final de su vida sea positivo, de modo que restituya algo más que el capital total invertido. La tasa interna de retorno se define como la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, también puede interpretarse como la tasa máxima

de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1 + TIR)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1 + TIR)} + \frac{F_2}{(1 + TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1 + TIR)^n} = 0$$

Para evaluar un proyecto, se debe comparar la TIR del proyecto con la tasa del costo capital. Dentro de las ventajas, considera el valor del dinero a través del tiempo, proporciona un porcentaje de rentabilidad, por lo que es fácilmente comprensible.

El método de la TIR es muy parecido al VAN, pero en su aplicación es más complicado. Para poder aplicarlo correctamente, se necesita eludir tres problemas con los que hay que tener cuidado.

El primer problema se refiere a, “¿prestar o endeudarse? Sabemos que prestamos de dinero uno desea tener una alta tasa de rentabilidad, pero cuando pedimos prestado es todo lo contrario. No conviene prestamos de dinero a altas tasas de interés.

El segundo problema ocurre cuando el proyecto ofrece flujos de fondos positivos seguidos de flujos negativos, más de un cambio de signo en los flujos de fondos, existen múltiples tasas de rentabilidad, es decir muchas soluciones a la ecuación TIR. (TIR múltiple).

El tercer problema, se presenta en proyectos mutuamente excluyentes si éstos tienen distinta escala o duración, o diferente distribución de beneficios, por lo que es necesario examinar la TIR en cada unidad adicional de la inversión.



### **2.2.21.3 Índice Beneficio/Costo (B/C)**

La relación beneficio–costo compara el valor actual de los beneficios proyectados con el valor actual de los costos proyectados, incluida la inversión.

Un  $B/C > 1$ , se acepta el proyecto.

Un  $B/C < 1$ , se rechaza el proyecto.

### **2.2.21.4 Periodo de Recuperación (Pay Back)**

Se denomina “Pay Back” o tiempo de retorno del capital, tiempo en se recupera el capital invertido. Es un criterio muy importante cuando se proyecta trabajar en países con altos riesgos políticos de inestabilidad o revolución.

### **2.2.21.5 Índice de Rentabilidad**

Es el valor que resulta de dividir el valor presente de los flujos de fondos esperados del futuro entre la inversión inicial del proyecto. Llamado también Índice Beneficio/Costo modificado.

## **CAPITULO III**

### **3.1 Descripción del Ámbito de Estudio**

#### **3.1.1 Ubicación**

El yacimiento aurífero y área de operación de la mina Yanaquihua S.A.C. se encuentra localizada en el Paraje Alpacay, del Distrito minero de Yanaquihua, que pertenece a la Provincia de Condesuyos, Región de Arequipa. Está enmarcado dentro de las coordenadas geográficas 15°41'52" latitud sur y 72°57'23" longitud oeste, las altitudes van entre 1790 a 2700 m.s.n.m.

#### **3.1.2 Accesibilidad**

El acceso a la unidad minera Yanaquihua se realiza por vía terrestre a través de las siguientes vías:

*Tabla 1: Accesibilidad a la Unidad Minera Yanaquihua*

Recorrido	Longitud	Situación vial	Tiempo
Arequipa - Aplao	154 km	Carretera asfaltada	3.0 horas
Aplao – Chuquibamba	73 km	Carretera asfaltada	1.5 horas
Chuquibamba – Yanaquihua	61 km	Carretera afirmada	2.0 horas
Yanaquihua – Campamento	20 km	Carretera afirmada	1.0 horas
<b>Total</b>	<b>308 km</b>		<b>7.5 horas</b>

Fuente: Propia

Figura 1: Acceso a la Unidad Minera Yanaquihua



Fuente: Propia.

### 3.1.3 Historia de la Mina

El yacimiento aurífero de Alpacay data de la época de la colonia (año 1680). Los españoles extrajeron oro, principalmente de las vetas Andaray, Encarna y Alpacay. En 1815, se trabaja la veta “El Rey” conocida como el filón de labores profundas. A partir de 1933, la Compañía Minera Alpacay S.A. entra en actividad logrando cubicar 33 200 TM de mineral con una ley de 17,33 gr/TM, trabajando la veta El Rey.

Entre los años 40 se inicia la operación de las plantas de cianuración y flotación, para tratar relaves, minerales oxidados y minerales sulfurados con contenidos de hasta 3% de cobre y 14 g. Au/TM. En 1945, la planta de flotación dejó de operar por un derrumbe en la mina, al dejar de explotarse la veta El Rey, la cual era muy piritosa.

En 1948, una vez construida la cortada Cerro Rico se iniciaron los trabajos de desarrollo y preparación en cuatro niveles llegando hasta las zonas de Esperanza y Gertrudis. En el año 1950, las minas trabajadas eran Gertrudis (33%), Esperanza (7%), Cerro Rico (55%) y San José con el 5% de producción. En el año 1954 la Compañía Minera Alpacay S.A. paralizó sus operaciones.

En la década del 70 la Empresa Minera Cervantes S.A. instaló una pequeña planta de amalgamación en la Mina Charco a 2 km al Oeste de Yanaquihua y cubre los denuncios de la zona de Alpacay. Se asocia con Barmine S.A. quien es reemplazada en 1980 por AURISUR S.A. empresa que a la vez compra la participación de Cía. Cervantes S.A. y consolida el 100% de la propiedad minera.

En el año 2000 aparece la Minera Yanaquihua S.A.C.; realizando exploraciones mediante socavones y chimeneas, hasta la actualidad.

### 3.1.4 Clima

El clima de la zona es esencialmente cálido y seco, con una vegetación rala, con una temperatura media mensual máxima de 20 °C y una media mínima mensual de 7 °C, la precipitación total anual promedio es de 1000 mm y el promedio mínimo es del orden de los 65 mm, la evotranspiración total promedio es de 8 veces la precipitación, la velocidad de los vientos es en promedio de 3 m/s cuya dirección predominante es hacia el Este con variaciones hacia el SE. Se presenta dos pisos altitudinales: la región Yunga que se encuentra entre los 500 m. y 2,500 m.s.n.m., y la región Quechua cuyo clima es templado y se encuentra entre los 2 500 m y 3 500 m.s.n.m.

Existe una estación pluviométrica en Yanaquihua a 5,0 km de la zona de estudio, la que registra los valores de temperatura, máxima, mínima y media, así como la precipitación máxima en 24 horas y precipitación total mensual, y contenido de humedad relativa media mensual. Existe otra estación meteorológica en Chuquibamba ubicada a 40 km de la zona de estudio, pero que no tiene influencia directa por la presencia de precipitaciones convectivas y está alejada de la influencia orográfica climática seca del río Ocoña.

Una de las características es de que la temperatura disminuye en relación al aumento de la altitud en aproximadamente 5°C por cada 100 m de ascenso, de ahí que las elevadas pendientes topográficas presenta momentos de máximas y mínimas temperaturas, la radiación solar máxima es de 20,3 W/m<sup>2</sup> y la radiación solar mínima es del orden de los 14,1 W/m<sup>2</sup>.

La temperatura varía entre los 13°C en el día y -10 °C en la noche, en los meses de Junio a Agosto debido a la presencia de la estación invernal la temperatura desciende mucho más, en el mes de Setiembre del 2012 presentó la zona una temperatura máxima de 21°C, mientras que la temperatura mínima se obtuvo en Agosto del año 2008 con un valor de 6,8°C.

Las precipitaciones se presentan desde Diciembre hasta Abril con valores totales máximos de 210 mm que se presenta en el mes de Febrero, los valores más bajos es del orden de los 0,4 mm y se presenta en el mes de Julio. La humedad relativa se incrementa en los meses de Enero a Abril con un máximo del 90%, y con un fuerte descenso que llega hasta el 30% entre los meses de Agosto y Diciembre.

La dirección del viento presenta una predominancia hacia el Sur y Sureste, en las primeras horas de la mañana el viento presenta calmas, continuando con una dirección preferencial SE y velocidades que oscilan entre 1,5 y 3,0 m/s y que está influenciada por brisas de montaña, al promediar el mediodía los vientos están influenciados por las brisas del valle y cuyas velocidades varían entre 1,5 y 5,0 m/s en dirección SE, mientras que en las noches el viento presenta calmas con frecuencias similares al de las mañana

### **3.1.5 Drenaje**

El área del proyecto se ubica en las cuencas hidrográficas de las quebradas secas Apacheta, Esperanza, Consuelo, El Rey, las quebradas Chiuca y Piñog se encuentran alejadas de la zona de proyecto y se encuentran con agua perennes. La mayoría de los cursos hídricos de la zona convergen en el río Chorunga (Piñog) que proviene de los deshielos del nevado Coropuna. El río Piñog discurre por la zona de estudio en una dirección SO donde toma el nombre de río Chorunga, es de corto recorrido, aguas abajo desemboca en el río Ocoña, constituido como el río principal de la zona y es considerado como el tercero más caudaloso de la cuenca occidental de la costa.

La cuenca del río Ocoña donde confluye el río Chorunga se extiende hasta las provincias de Lucanas y Parinacochas en Ayacucho, y las provincias de La Unión, Condesuyos y Camaná en Arequipa, la red de drenaje es subdentrítica a dentrítica poco densa, el río Ocoña nace en Parinacochas, producto de las precipitaciones que se suceden en las partes altas y a los deshielos de los nevados, cuyos aportes contribuyen a mantener el caudal elevado en épocas de estiaje, al confluir con los ríos Cotahuasi y Marán va a conformar el río Grande u Ocoña, recibiendo desde su origen hasta su confluencia con

el Océano Pacífico numerosos tributarios, presentando una extensión estimada de 350 kilómetros, la cuenca presenta una extensión de 15,600 km<sup>2</sup> de los cuales 12,300 km<sup>2</sup> pertenecen a la cuenca húmeda o imbrífera, el río Ocoña es considerado una de las fuentes regulares más importantes de la costa.

### **3.1.6 Flora**

En la zona aledaña al proyecto se han reconocido algunas formaciones vegetales como el Matorral y Arbolada, definiendo 10 familias y 11 especies vegetales. Los cerros y sus respectivas quebradas dentro del área de proyecto presentan moderada vegetación, mientras que en la zona de minado la vegetación es escasa.

La mayor parte de la flora de la zona está circunscrita a la vegetación arbórea y arbustiva del tipo temporal erguido, son considerados especies introducidas se caracterizan por ser erguidos, de fácil propagación y crecimiento con las condiciones adecuadas, los arbustos se exponen como consecuencia de la presencia de temporada de lluvias en la cual estas especies mantienen un crecimiento muy rápido que les permite llegar a desarrollarse hasta la formación de semillas que en la época de estiaje estas caerán hasta esperar otra vez la temporada de lluvias para poder germinar y volver hacer este proceso fisiológico.

### **3.1.7 Fauna**

La fauna es escasa, pero se ha logrado identificar 7 familias y 7 especies de aves, siendo cada familia representada por una especie. Para el caso de reptiles se identificó una sola especie. Para el caso de mamíferos se encontraron rastros, fecas y otros indicios de su existencia en las zonas de muestreo. No se ha determinado ninguna especie vegetal o animal en estatus de conservación en peligro o vulnerable, en el área de influencia.



## **3.2 Geología**

### **3.2.1 Geología Regional**

La zona se caracteriza por presentar una serie de rocas metamórficas, intrusivas, sedimentarias y volcánicas, cuyo emplazamiento abarca desde el Precámbrico con las rocas del Complejo Basal de la Costa consideradas como las más antiguas hasta el reciente con los depósitos cuaternarios holocenos, sobre este complejo se emplaza el Complejo Bella Unión en el Cretáceo, y a la vez es cortada por los intrusivos del Batolito de la Costa, en el Terciario Inferior se depositó la formación Caravelí, mientras que en el Terciario Medio se exponen las rocas del Grupo Tacaza, a finales del terciario se emplazan las rocas de la formación Huaylillas, Volcánico Sencca y formación Barroso Inferior, cubriendo la secuencia estratigráfica se encuentran los depósitos cuaternarios recientes. Los intrusivos del Complejo Bella Unión se han emplazado en el Cretáceo Medio a Superior, mientras que los del Batolito de la Costa se emplazaron entre el Cretáceo Superior y Terciario Inferior.



### **3.2.1.1 Complejo Basal de la Costa (Pe-gn)**

El complejo Basal de la Costa fue estudiado por Mendívil, S. y Carrillo (1960), se encuentra conformando generalmente acantilados, se presenta a manera de una franja que corre paralela a la línea de costa, se les considera como las rocas más antiguas de la región y pertenecen al basamento de la cadena costanera. Se trata de una serie de rocas metamórficas e ígneas.

La litología consiste de gneis, granitos potásicos, diques de composición básica a intermedia y cuerpos tabulares de pegmatita granatífera. Los gneis son de composición granítica, de color gris oscuro, su constitución es de 15% a 20% en promedio de ortosa, plagioclasa 10%, presentan bandas oscuras a negras persistentes de hasta 3 cm de grosor, y están cortados por fallas y diques, se componen de minerales ferromagnesianos como la biotita, contiene asimismo clorita, muscovita sericita y circón. Estructuralmente se observa un plegamiento distorsionado y fallado, se observa también gneis de inyección de tonos rojizos a marrón rojizos, de grano grueso, se caracteriza por la presencia de xenolitos a manera de pegmatitas, la ortosa se encuentra teñida por óxidos de hierro resaltando la limonita, la biotita y micas se encuentran alteradas.

### **3.2.1.2 Formación Caravelí (Ti-ca)**

Se encuentra suprayaciendo en discordancia erosional a la formación San José que no aflora en la zona de estudio e infrayace a rocas de la formación Paracas, rocas volcánicas y depósitos recientes, se trata de depósitos molásicos que se han originado de acumulaciones de pie de monte debido a un intenso ciclo erosivo y que siguió al levantamiento regional como consecuencia de la primera fase de la tectónica andina.

Su litología está constituida de gruesas secuencias de conglomerados deleznable compactos y estratificados, con delgadas capas de conglomerados

finos gradacionales, los cantos rodados de los conglomerados son redondeados a subredondeados compuestos de cuarcitas, calizas, gneis e intrusivos, los cuales se encuentran dentro de una matriz areno-tufácea de tonalidades gris claras. Su potencia estimada es del orden de los 550 m. En algunos casos los conglomerados se intercalan con flujos de barro de tonos marrones a manera de bancos de 2.0 m de potencia y niveles delgados de lodo tobáceo.

### **3.2.1.3 Grupo Tacaza (Tm-ta)**

Fue estudiado inicialmente por Newell (1948), posteriormente Caldas J. (1993) la subdivide en dos formaciones, se exponen generalmente desde los 3900 m.s.n.m. hasta los 5500 m.s.n.m. inclusive, es considerado como la primera evidencia de la manifestación del vulcanismo muy intenso que afectó a la región, el relieve generalmente es muy accidentado cuyas elevaciones son muy escarpadas, los tufos soldados, derrames lávicos y brechas volcánicas son de amplia exposición en altitudes por encima de los 4000 m.s.n.m. La parte inferior de este grupo está constituido de niveles de tufos asociados a sedimentos lacustres y de posición subhorizontal, los niveles tobáceos son de colores blanco amarillentos, se intercalan con brechas verdosas y moradas. Se observa una secuencia tobácea dacítica con fenocristales de plagioclasas y contenido de cuarzo, los minerales ferromagnesianos más representativos son la biotita y hornblenda en menor proporción, continua una secuencia tobácea latítica y que por efectos de la meteorización se observan tintes amarillentos, presentan brechas y derrames volcánicos de composición dacítica a latítica verdosas y violáceas con intercalación de conglomerados delgados, las brechas presentan clastos de rocas volcánicas de composición andesítica, las andesitas son porfíricas con fenocristales de plagioclasas.

En la parte intermedia se observa bancos de tobas de composición riolítica y latítica de tonos blanquecinos a rosados, intercaladas con tobas estratificadas que

se alternan con calizas, areniscas y conglomerados de grano fino. En la parte superior se presenta tobas ignimbríticas de composición andesítica, con microplegamiento y microfracturas de gravedad, de color blanquecinas a beige claras, flujos tobáceos gris azulados, bancos de tobas pumíticas y lavas tobáceas de estructura fluidal, con vesículas conteniendo geodas de cuarzo o calcita, también es común la presencia de niveles de cenizas no soldadas en niveles delgados. Por dataciones radiométricas K-Ar (Noble et. Aal 1974), se le considera una edad Mioceno Medio.

#### **3.2.1.4 Formación Huaylillas (Tm-hu)**

Se encuentra suprayaciendo al Grupo Tacaza y rocas intrusivas, e infrayaciendo a la formación Sencca, se ha podido determinar pequeños remanentes debido a la fuerte erosión que se ha sucedido en la zona destruyendo en su mayor parte estos estratos, sus exposiciones más resaltantes se localizan a manera de fajas irregulares, sus capas son subhorizontales o con una ligera inclinación hacia el SO, configurando relieves bajo.

Se presenta a manera de bancos cuyo grosor no excede de los 3.0 m, se observan unas tobas porosas las cuales por su consistencia muy baja se descomponen fácilmente formando depósitos de arenas de grano grueso.

Consiste de una intercalación de tobas blanco amarillentas a rosadas dacíticas a riolíticas, con feldspatos en mayor proporción, como minerales ferromagnesianos presenta biotita en laminillas y hornblenda en pequeños cristales con una ligera alteración, el cuarzo se expone como pequeños cristales. Su potencia es variable y puede llegar hasta los 400 m.

De acuerdo a su posición estratigráfica se le asigna una edad Mioceno Superior. Se le correlaciona con la formación Huaylillas de Moquegua y los volcánicos de Ayacucho, Rumihuasi, Auquivilca del Centro del Perú.

### **3.2.1.5 Formación Sencca (Tp-vse)**

Fue estudiado por Jenks, W (1948), sin embargo S. Mandivil (1965) le da la denominación de volcánico Sencca, se encuentra suprayaciendo al Grupo Tacaza y formación Huaylillas en discordancia, mientras que está infrayaciendo al Volcánico Barroso en aparente discordancia erosional.

Generalmente se presentan en forma subhorizontal a horizontal, está cubriendo a rocas más antiguas o rellenando superficies de erosión. Está compuesto de tufos dacíticos y riolíticos, a manera de bancos gruesos con disyunción prismática, con presencia de cuarzo en forma de granos, feldespatos y lamelas de biotita, pómez y lavas, brechas soldadas y no soldadas, piroclásticos de composición riolítica, tobas de composición andesítica y dacítica, tufos líticos brechoides semicompactos con contenido de granos de cuarzo, feldespatos y mica. En la parte superior presenta tufos rosados y marrones rojizos así como tufos gris claro a blanquecinos, están intercalados con arenas, gravas y tufos retrabajados. De acuerdo a su posición estratigráfica se le asigna una edad Plioceno Medio a Superior.

### **3.2.1.6 Grupo Barroso Inferior (TQp-ba)**

Se encuentra suprayaciendo al volcánico Sencca en aparente discordancia erosional y está cubierto en parte por depósitos cuaternarios pleistocénicos así como por depósitos recientes, se presentan conformando acumulaciones en forma cómica, cuyas cúspides han sido meteorizadas presentando tonalidades rojizas a marrón rojizas, en algunos sectores se puede observar cambios por efectos de erosión y destrucción diferencial, principalmente como consecuencia de la glaciación pleistocénica, las laderas son muy inclinadas y van decreciendo en forma gradual hasta ponerse subhorizontales en las zonas bajas, se puede observar una gran cantidad de material morrénico en forma radial en las cúspides

de estos aparatos volcánicos, se puede deducir que estos conductos volcánicos fueron formados a lo largo de fracturas o en la intersección de éstas.

#### **3.2.1.7 Cuaternario (Q-al)**

El cuaternario se caracteriza por presentar una serie de depósitos aluviales, coluviales, fluviales y eólicos, constituyendo suelos de arenas, gravas, limos y arcillas, se han formado como consecuencia de la intensa erosión y acarreados rellenando depresiones y zonas bajas, los depósitos fluviales están compuestos de gravas, arenas, arcillas y que se han acumulado en el fondo de los ríos, en algunos sectores conformando pequeñas terrazas de hasta 10 m. de grosor.

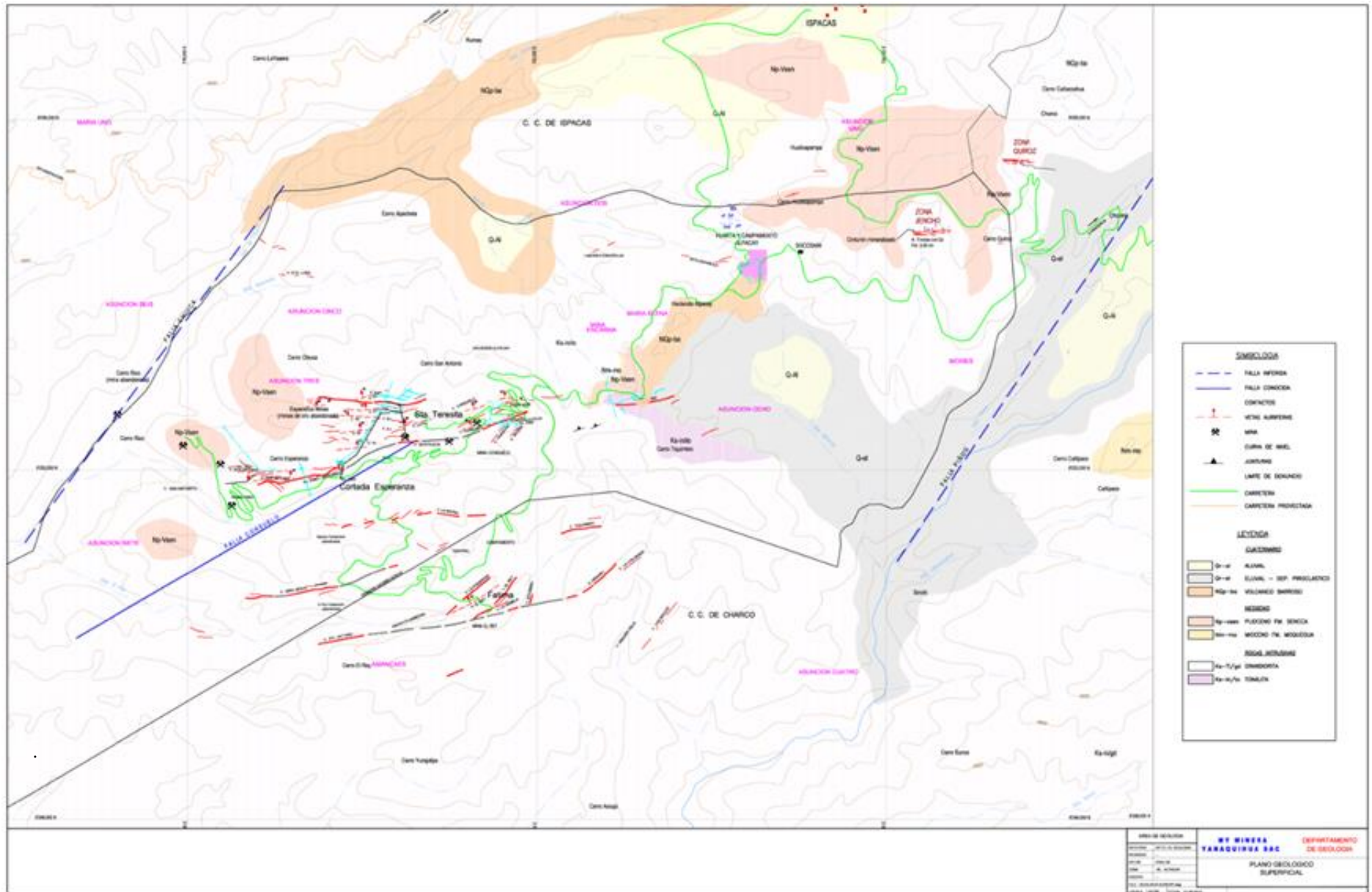
Figura 3: Columna estratigráfica de la Unidad Minera Yanaquihua

EON	ERA	PERIODO	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	SIMBOLO	POT. (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION		
FANEROZOICO	CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Depósitos: Aluviales	Q-AI	15		Depositos aluviales conglomerados y gujarros sub redondeados, arenas, gruesas y limo.		
				Eluviales	Q-EI					
				Coluviales	Q-Co					
		NEOGENO	PLIOCENO	VOLCANICO BARROSO	Estrato volcán Coropuna	NqP-ba	20		Tobas dacíticas a riolíticas	
										Discordancia erosional
										MIOCENO
		Discordancia angular								
		MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	Super Unidad Tiabaya Super Unidad Incahuasi	Ks-ti/gd Ks-in/to	?		Granodioritas, tonalitas del Batolito de la costa color blanco rosáceo. Superunidades Tiabaya, Incahuasi	
										Discordancia

Fuente: Departamento de Geología de MYSAC



Figura 4: Plano geológico superficial



### **3.2.3 Geología Local**

El área circunscrita al yacimiento Yanaquihua está conformado por rocas intrusivas granodioríticas, y rocas cuarzo monzonitas hacia la zona noroeste, en el Terciario Medio se expone un pequeño afloramiento perteneciente a la formación Moquegua Inferior, mientras que en el Terciario Superior sector noreste se expone la formación Sencca en el sector noreste del yacimiento, entre el Terciario Superior y el Pleistoceno Inferior se emplaza el volcánico Barroso Inferior en forma restringida, los depósitos cuaternarios llegan a cubrir en parte a estas rocas más antiguas.

#### **3.2.2.1 Geología Estructural Local**

Se ha podido determinar una serie de lineamientos estructurales predominando los de orientación NO-SE coincidentes con el sistema de fallamiento de la orogenia andina, En esta ocasión se destaca la presencia de la falla Consuelo la cual tiene una dirección SE y llega hasta la zona central de la operación.

##### **a. Fallas**

Las dos fallas principales conocidas como Piñog y Chiuca que flanquean las vetas de este distrito minero han jugado un rol importante en la conformación del ambiente estructural receptor de la mineralización. La falla Chuquibamba de dirección preferencial NE-SO, transversal a la dirección del sistema andino, y que está relacionada con la mineralización metálica de Alpacay.

El sistema estructural E-O es el de mayor exposición en el área de estudio y presenta fracturas, fallas y vetas de rumbo predominante N 20°E hasta N 70°E, con buzamientos fuertes hacia el NO. El sistema NO-SE constituye estructuras de rumbos que oscilan entre N 60° O y N 70° O y

buzamientos fuertes hacia el NE, finalmente las estructuras de orientación E - O presentan rumbos promedios de N 85°E y buzamientos fuertes hacia el O. Las fallas Piñog y Chiuca se llegan a entrecruzar definiendo vetas en forma de rosario y cola de caballo.

En Santa Teresita se ha podido determinar dos sistemas estructurales bien definidos: el de orientación N 75°W y el otro sistema conjugado de orientación N 75°E, estos sistemas se entrecruzan con desplazamientos muy bajos formando una X con una dirección de su eje N-S. Las vetas Despreciada y Silvana presentan dos sistemas estructurales cuyos clavos mineralizados se entrecruzan a manera de una X, encontrándose los clavos mineralizados en ambos sistemas de fallas, igual característica presenta la veta Esperanza que contiene dos sistemas estructurales y que llegan a formar una estructura mineralizada en cruz.

#### **b. Diaclasas**

Se ha podido determinar cizallamientos muy fuertes en la roca intrusiva granodiorita que se expone en la zona generando estructuras secundarias de alto ángulo como las fracturas de tensión, splits, flexuras y colas de caballo.

### **3.2.4 Mineralización**

El yacimiento Alpacay es de tipo filoniano con un comportamiento lenticular en rosario y que se aprecia tanto en la horizontal como en la vertical, se puede observar vetas que se extienden en centenares de metros y que están albergando clavos mineralizados de hasta 220 metros de longitud, mientras que en la vertical llegan a profundizar hasta los 300 metros, todavía no se ha podido determinar la profundidad del nivel cuarzo-sulfuros, las potencias de las vetas oscilan entre 0,10 y 0,20 metros

como la veta María y de 0,30 m hasta 1,50 m inclusive como las vetas Esperanza y Encarna.

Se ha podido determinar que la mineralización es errática, se observa presencia de oro nativo con sulfuros tipo calcopirita, galena, esfalerita en forma subordinada, con relleno esencialmente de cuarzo, hematita, limonita y pirita.

#### **3.2.4.1 Alteraciones**

Se ha podido determinar dos tipos de alteración: hipógena y supérgena. La alteración hipógena se caracteriza por la presencia de una fuerte alteración argílica con cuarzo-sericita, principalmente en las estructuras mineralizadas, presentando una coloración blanquecina esencialmente y alcanza anchos que varían desde los centímetros hasta los 2,0 metros inclusive. La alteración propilítica ocurre generalmente en la parte externa de las estructuras mineralizadas con halos que van desde los 0,20 m hasta los 5,0 m inclusive, con presencia muy débil de piritización y microvenillas de carbonatos.

La alteración supérgena se caracteriza por la presencia de una fuerte oxidación en el sistema de vetas y que ha afectado a los minerales sulfurados primarios, jugando un rol fundamental la intemperización ocurrida en los óxidos de hierro, lo que ha generado en superficie las tonalidades rojizas, marrón rojizas y amarillentas por el contenido de hematita y limonita principalmente.

#### **3.2.4.2 Controles de Mineralización**

Dentro de los controles de mineralización se ha podido observar que el oro en el yacimiento Alpacay se asocia directamente con la pirita de textura fina y con el cuarzo blanquecino, asimismo en profundidad los ensambles pirita-calcopirita son indicadores de valores expectantes de oro. La presencia de

alteración argílica cuyo ensamble es de cuarzo-sericita constituye un buen indicador para la determinación de presencia de oro, mientras que la alteración propilítica con su notoria tonalidad verdosa es un indicador de la presencia de una actividad hidrotermal cercana a las zonas de mineralización. La alteración supérgena está asociada fundamentalmente a la presencia de minerales oxidados de hematita, limonita y jarosita, constituyendo un indicador de la presencia de minerales de oro. Los cambios de rumbo y buzamiento de las estructuras favorecen en cierta medida la concentración de mineralización de oro así como en los horizontes brechosos.

### **3.2.5 Análisis de Reservas Minables**

Según el inventario general de minerales, para el siguiente proyecto “labores de desarrollo y preparación del Nivel 2000” se determina el volumen y calidad de la veta Kathy. Las reservas minables que se consideran para el presente proyecto son: Por su certeza, probados, probables, prospectivas y potenciales.

De acuerdo a su valor: marginales, dependen si están o no por encima del minado.

### **3.2.6 Canales de Muestreo**

Las muestras de canales provienen de la Galería 260 W, sub niveles, Pique y chimeneas de exploración de la veta Kathy. Las muestras son tomadas en el frente de la labor según el avance, el espaciamiento entre muestras es de 2 metros, en el proceso de toma de muestras se considera los límites del tipo de mineralización, las canaletas son levantadas con brújula, cinta métrica desde un punto topográfico conocido y referenciado en el CAD.

Tomando en cuenta siempre la uniformidad de la mineralización y que sea perpendicular a las estructuras además que la muestra sea representativa, ancho del canal de 0.20 ancho y 0.15 m. de profundidad. La toma de muestras se procedió picando con combo y cincel para extraer las muestras, en una cantidad de 2.5 Kg. Se procede a marcar el número de muestra en el hastial de la labor de tal manera que sea visible para posteriormente hacer reconocimiento en el cuadro de valores. Estas muestras son llevadas a laboratorio para ser analizadas, procesadas e impreso en una cartilla de muestreo sistemático de cada labor.

Figura 5: Cartilla de Muestreo Sistemático de Labores



Fuente: Departamento de Geología de MYSAC

FECHA	CÓDIGO	NIVEL	LABOR	REF. TOPOGRAF.	POT. (m)	Au gr/TM
03/08/2017	D3958	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 0	0.36	42.64
03/08/2017	E0415	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 0	0.28	40.21
03/08/2017	D7417	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 0	0.30	43.35
04/08/2017	G0658	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 2	0.48	24.63
04/08/2017	F5486	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 2	0.56	26.11
04/08/2017	D3959	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 2	0.51	20.37
05/08/2017	E0416	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 4	0.21	36.22
05/08/2017	D7418	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 4	0.18	28.69
05/08/2017	G0659	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 4	0.20	27.12
06/08/2017	F5487	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 6	0.12	9.64
06/08/2017	D3960	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 6	0.10	9.23
06/08/2017	E0417	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 6	0.10	7.38
07/08/2017	D7419	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 8	0.42	14.25
07/08/2017	G0660	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 8	0.36	12.57
07/08/2017	F5488	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 8	0.50	12.30
08/08/2017	D3961	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 10	0.18	21.32
08/08/2017	E0418	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 10	0.15	19.45
08/08/2017	D7420	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 10	0.21	19.23
09/08/2017	G0661	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 12	0.60	6.58
09/08/2017	F5489	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 12	0.54	8.54
09/08/2017	D3962	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 12	0.55	6.29
10/08/2017	E0419	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 14	0.35	2.93
10/08/2017	D7421	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 14	0.28	1.40
10/08/2017	G0662	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 14	0.26	2.59
11/08/2017	F5490	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 16	0.31	10.25
11/08/2017	D3963	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 16	0.29	9.23
11/08/2017	E0420	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 16	0.42	10.25
12/08/2017	D7422	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 18	0.45	24.78
12/08/2017	G0663	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 18	0.40	20.49
12/09/2017	F5491	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 18	0.39	22.59
13/09/2017	D3964	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 20	0.25	17.52
13/09/2017	E0421	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 20	0.31	18.63
13/09/2017	D7423	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 20	0.27	15.84
14/09/2017	G0664	2000	GA 260 W	T/GA 260 + 22	0.12	21.36
14/09/2017	F5492	2000	GA 260 W	C/GA 260 + 22	0.14	19.63
14/09/2017	D3965	2000	GA 260 W	P/GA 260 + 22	0.22	17.21

Tabla 2: Resumen del muestreo por bloques

Veta	Nivel	Block	Pot. promedio (m)	Ley promedio (g/ton)
Kathy	2000	A - (CH 216 E)	0.34	16.30
	2000	B - (CH 216 W)	0.26	12.20
Promedio			0.30	14.25

Fuente: Propia

### 3.2.7 Dilución

Es la disminución de la ley de mineral por incremento de desmonte de las cajas, está definida por el % de desmonte total extraído de todo el volumen de rotura. Se tiene dos tipos de dilución:

#### 3.2.7.1 Dilución Operativa de Diseño

En este caso se tendrá en cuenta la sección de minado de la GA 260 W que es de 1.8 m. x 2.10 m. adicional a ello se tendrá en cuenta la dilución proveniente de voladura y limpieza (dilución de piso).

En la actualidad, en la mina Yanaquihua S.A.C. La dilución operativa de diseño se calcula teniendo en cuenta el ancho de veta promedio de diseño y el ancho de la sección de minado que es de 1.8 m. en el caso de la GA 260 W.

$$\% \text{ Dilución operativa de diseño} = \left( 1 - \left( \frac{\text{Ancho de veta de diseño}}{\text{Ancho de sección de diseño}} \right) \right) * 100\%$$



### 3.2.7.2 Dilución Operativa Real

Se considera dilución operativa real al verdadero factor de dilución para el cual se tendrá en cuenta las reales dimensiones de las vetas y anchos de minado para ello se toma en cuenta las dimensiones reales de la veta y la sección de minado de 2.10 m. x 1.80 m. Adicionalmente se tomará en cuenta la dilución proveniente de la voladura y limpieza, la suma de ambos dará como resultado el porcentaje de dilución operativa real.

$$\% \text{ Dilución operativa real} = \left( 1 - \left( \frac{\text{Ancho de veta real}}{\text{Ancho de labor}} \right) \right) * 100\%$$

### 3.2.8 Ley Promedio

Se determina multiplicando la potencia de la ley de cada muestra y a la suma total de estas es, dividido entre la suma total de potencias:

$$\text{Ley Promedio} = \frac{(\sum \text{Potencias} * \text{Ley})}{\sum \text{Potencias}}$$

### 3.2.9 Estimación de Recursos Minerales

En la estimación de recursos de Minera Yanaquihua no existe un análisis exploratorio riguroso en los ensayos para evaluar su distribución, sus restricciones y/o correlaciones, debido a que en la Unidad Alpacay, el método del cálculo es tradicional, es decir promedio ponderado de las leyes en los cortes horizontales y verticales.

En Minera Yanaquihua se tiene un control de altos erráticos bajo la siguiente lógica:

Au = Ley in situ

$Au_1$  = Ley corregida por factor del laboratorio

$Au_m$  = Ley media

$\sigma Au$  = Desviación estándar

Entonces:

Si  $Au_1 \leq (Au_m + 2 \sigma Au)$  → Ley de tramo =  $Au_1$ . No se aplica el acotamiento.

Si  $Au_1 \geq (Au_m + 2 \sigma Au)$  → Ley de tramo =  $Au_m + 2 \sigma Au$ . Ley acotada a la media más desviaciones estándar.

Bajo esta metodología se tiene un cierto control de los altos erráticos.

El tamaño de bloques es de 20 m x 5m x 5m en tajos y 5m x 5m x 5m en Chimeneas y Pique, este tamaño se definió en proporción ancho de labor, el avance que se realiza y a la altura promedio de labores. Por ser el método clásico está definido por la presencia de una labor horizontal y vertical, no hay uniformidad ni en longitud ni en altura, no hay una regla que rijan estrictamente el tamaño, sino más está ligada a la presencia de labores de reconocimiento y la continuidad de la mineralización económica.

La ley del bloque es calculado obteniendo la la ley media ponderada de todas la muestras. Estas son sometidas al factor de corrección o castigo al tonelaje siempre se considerará, debido a la posible presencia de zonas estériles, a los puentes y pilares que se dejaron en la explotación y pérdidas durante la extracción del mineral lo que no deberá ser menor del 10%. Este castigo es independiente del coeficiente de certeza que en el caso del mineral probado es 1.00 y en el caso del mineral probable es de 0.75.

### **3.2.10 Cálculo de Tonelaje**

#### **3.2.10.1 Área**

El área se calcula sobre la base de los bloques delimitados anteriormente para lo cual se ha aplicado el método geométrico conforme a la siguiente formula:

$$\textit{Area} = \textit{Long. mayor del rectangulo} * \textit{Altura del rectangulo}$$

#### **3.2.10.2 Volumen**

Para calcular el volumen, se ha tenido en cuenta el ancho horizontal diluido de la veta comprendida dentro del bloque, que en este caso de es de 0.30 m; se aplicó la siguiente formula:

$$\textit{Volumen} = \textit{Area} * \textit{Potencia promedio}$$

#### **3.2.10.3 Tonelaje**

Para el cálculo se aplicó la siguiente formula:

$$\textit{Tonelaje} = \textit{Volumen} * \textit{Peso específico obtenido en laboratorio}$$

### **3.2.11 Criterios de Cubicación**

No se ha considerado herramientas sofisticadas de cubicación, el método de cálculo es tradicional, es decir el promedio ponderado de las leyes en los cortes horizontales y verticales.

Un exhaustivo proceso de validación de un modelo de recursos debe considerar:

- Validación visual, el cual permite detectar casi de inmediato anomalías entre la ley estimada y la fuente de dicha información (muestreo de canales).
- Evaluación del sesgo global y sesgo local, mediante esta técnica se conocerá el grado de precisión de la estimación.
- Validación cruzada, es un método mediante el cual se puede evaluar cuan reproducible es un valor conocido con la técnica de estimación elegida.

### **3.2.12 Clasificación de Recursos**

La clasificación de recursos del Yacimiento Aurífero de Alpacay ha seguido los estándares y recomendaciones del Código JORC, para definir recursos medidos, indicados e inferidos. Los recursos minerales han sido reportados en tres categorías, medidos, indicados e inferidos.

#### **3.2.12.1 Reservas Probadas – Probables**

La estimación de reservas minerales hecha por minera Yanaquihua sigue el siguiente procedimiento:

- Revisión de los recursos minerales.
- Identificación de recursos minerales que tengan posibilidad de ser minables.

- Solo se consideran recursos minerales medidos e indicados.
- No se considera recursos inferidos.
- La dilución de tonelajes y leyes para cada tajeo y veta son aplicados mediante un % de dilución histórico equivalente a 20%.
- Después de obtener los recursos diluidos tanto en tonelaje como ley, se calcula el valor por tonelada (USD/Ton) de cada tajeo multiplicando el valor punto (USD/g.) por la ley promedio diluida (g Au/Ton). El cálculo del valor punto se determina en función al precio del metal, recuperación metalúrgica y términos comerciales para el oro.

El área de Geología de Minera Yanaquihua es la que hace la estimación tanto de Recurso como de Reservas minerales.

*Tabla 3: Cubicación de la Veta Kathy entre los niveles 2000-2050*

Tajeo	Pot. (m)	Ley prom. (g/ton)	Sección veta (m)	m <sup>3</sup>	(P.e) ton/m <sup>3</sup>	TM
A	0.35	16.30	50 x 50 x 0.35	875	2.6	2275.0
B	0.33	12.20	50 x50 x 0.33	825	2.6	2145.0
		<b>Total</b>		<b>1700</b>		<b>4420.0</b>

Fuente: Propia

Tabla 4: Reservas minables

Tajo	Pot. prom (m)	Ley prom (g/ton)	Ancho prom. diluido	Ley prom. diluido (g/tn)	Ton. cubicado	Ton. 80% (cast.20%)	TM
A	0.35	16.30	0.50	8.69	2275.0	700.0	1820.0
B	0.33	12.20	0.40	8.00	2145.0	660.0	1716.0
		<b>Promedio</b>		<b>8.35</b>	<b>4420.0</b>	<b>1360.0</b>	<b>3536.0</b>

Fuente: Propia

### 3.3 Minería

#### 3.3.1 Método de Explotación

El método de explotación que aplica la empresa minera “Yanaquihua S.A.C” es corte y relleno ascendente convencional conocido también como “Over Cut and fill”, utilizando como sostenimiento puntales de seguridad para los tajos y cuadros de madera en galerías.

En este un método ascendente (realce); el mineral es arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando ascendentemente, cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite estabilizar las cajas.

La explotación de corte y relleno se utiliza por las características que presenta el yacimiento aurífero, debe tener un buzamiento superior a los 40° (en minera Yanaquihua S.A.C la vetas tienen un buzamiento aproximado de 80°) y potencias de vetas entre bajas y moderadas, lo más codiciado que se busca es ubicar y explotar los clavos mineralizados.

### **3.3.1.1 Ventajas del Método.**

- Alto grado de recuperación, cercano al 100%
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro en lo que a seguridad se refiere.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físico-mecánicas incompetentes.
- Corto tiempo para los trabajos de preparación.

### **3.3.1.2 Desventajas del Método**

- Costo de explotación relativamente elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Dificultad de movimiento al interior de los tajos por la presencia de puntales de seguridad.

### **3.3.2 Sub Método de Explotación “Circado”**

Donde la veta es muy angosta y de alta ley, se explota selectivamente (circado), de modo que en una primera voladura se extrae el material estéril dejando colgado la

estructura mineralizada (veta) en una de las cajas (caja techo o caja piso) dependiendo de las condiciones favorables y consistentes de la roca y luego la segunda voladura se realiza en veta. Se obtiene mineral más limpio (menos diluido) que cuando el mineral y la roca son rotos a un ancho mínimo en la misma voladura.

Luego de este proceso se levanta el piso del tajo con el relleno detrítico producto de la siguiente rebana en realce.

### **3.3 Ciclo de Minado**

Los frentes de avance en la actualidad son 02 Chimeneas, 02 Subniveles, labores que se trabaja en la veta kathy, que son parte de la programación de ejecución de labores para continuar los trabajos de preparación, desarrollo y exploración mediante sistemas convencionales de minado.

El ciclo de minado lo describiremos a continuación:

- Perforación.
- Carguío/Voladura.
- Ventilación.
- Limpieza/Acarreo.
- Sostenimiento
- Extracción/Izaje

#### **3.3.1 Perforación**

Es la operación unitaria más importante del ciclo de minado, para ello debe realizar un buen diseño de malla, considerando todas las características físico-mecánicas de la roca; los taladros deben ser paralelos en ángulos y de la misma longitud, atacando



directamente al frente o cara libre frontal con un grupo de taladros distribuidos alrededor del arranque.

### **3.3.1.1 Tipos de Perforadoras**

El tipo de perforación es convencional utilizando las perforadoras Jack Leg YT 29A utilizadas para los frentes de avance, perforadoras Stopper YSP 45 para la perforación en Chimeneas y Jack Hammer YO-20 utilizados para la ejecución de piques.

Estas máquinas brindan un mayor avance por minuto perforado y son más resistentes y que perforan en roca maciza (granodiorita).

Estas perforadoras se alimentan de aire comprimido por medio de compresoras eléctricas y el agua proviene del reservorio conocido como “submarino” el cual se encuentra ubicado 40 m. arriba, en el nivel 2286 (Teresita).

Los barrenos usados son de 2, 3, 4, 5 y 6 pies, siendo la longitud de perforación de 5 y 6 pies para Galerías, 4 y 5 pies para Chimeneas y Pique, 3 y 4 para realce.

*Figura 6: Máquina perforadora Jack Leg YT - 29A*



Fuente: Propia

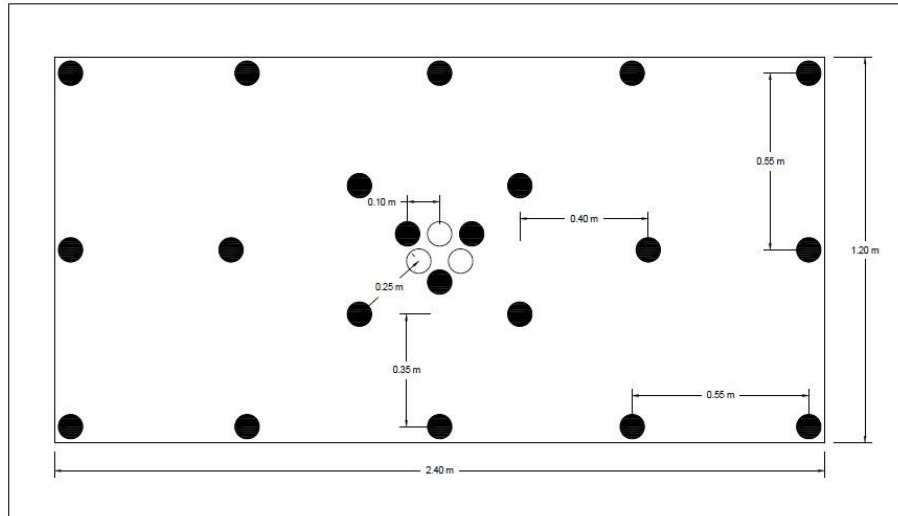
### **3.3.1.2 Parámetros de Perforación.**

Es importante conocer la estructura y el tipo de roca con el que trabajamos, ya que está asociada a fallas geológicas las que reducen la energía del explosivo.

Se considera la dureza y la tenacidad de la roca ya que no es lo mismo perforar en roca dura que en roca suave (panizo).

El tipo de malla está determinado por el tipo de roca así como el espaciamiento y burden. En minera Yanaquihua se utiliza para los frentes la malla con corte quemado cilíndrico para el arranque el cual realiza una voladura con más de 3 taladros del mismo diámetro (taladros de alivio), estos taladros no se cargan, los cuales sirven de caras libres para la voladura.

*Figura 7: Diseño de malla de perforación*



Fuente: Propia

### **3.3.1.3 Problemas en la Perforación**

Los principales problemas que se presentan durante la perforación son:

- Presencia de fallas geológicas que producen un cambio en el tipo de roca y esto hace que se atasque el barreno produciéndose tiros soplados.
- Baja presión de agua a la hora de la perforación, los detritos hacen que el barreno se atasque.
- Presencia de panizo en el frente o terreno suave hacen que el barreno se plante o atasque.

### 3.3.2 Voladura

La voladura es la segunda operación unitaria de la explotación minera, se realiza en 2 etapas en un frente, la primera etapa en material estéril y la segunda voladura en la estructura mineralizada. Los resultados óptimos serán cuando se obtenga:

- Una buena fragmentación.
- Un control en el techo y hastiales; es decir disminuyendo el sobre fracturamiento de dichas zonas.
- Control de la emisión de gases tóxicos provenientes de la detonación del explosivo.

Los resultados dependen de: Tipo de roca.

- Cantidad y calidad de mezcla explosiva (densidad adecuada)
- Paralelismo de taladros de la misma longitud.
- Un arranque eficiente.

Los explosivos y accesorios de voladura usados son:

Cartuchos de dinamita Exadit 45% y 65%, Semexa 65% y 80%, con dimensiones de 7 x 7/8" y con un peso de 0.082 kg/cartucho, así también el Carmex, mecha de seguridad, fulminante N° 8 y mecha rápida.

El carguío de taladros con explosivos en las labores como Chimenea, Pique se realiza mediante el amarre del Carmex con la mecha rápida, luego se inicia el chispeo en el extremo.

*Figura 8: Cartucho de dinamita Exadit 65%*



Fuente: Propia

*Figura 9: Carmex*



Fuente: Propia

*Figura 10: Mecha de seguridad*



Fuente: Propia

*Figura 11: Mecha rápida*



Fuente: Propia



### 3.3.1.5 Carguío

Para el carguío de mineral en avance de Galerías se hace uso de palas neumáticas modelo EIMCO 12B los mismos que son propiedad de la compañía. Este equipo trabaja con aire comprimido de 90 Psi, las palas en general constan de tres unidades principales: la parte inferior (chasis), la parte de puente giratorio llamado también torna mesa y la parte superior delantera (lampón).

*Figura 12: Pala neumática EIMCO 12B*



Fuente: Propia

### 3.3.1.6 Acarreo

El transporte de mineral/desmote se hace con locomotoras eléctricas modelo CLAYTON el cual es alimentado por una batería en corriente continua a una tensión de 76 VCC, la función de estos equipos es de remolcar a los carros U-35 los cuales están cargados de mineral/desmote, evacuando desmote de

las galerías y mineral de los buzones de los tajos principales hacia el botadero y/o tolvas de acumulación de mineral en superficie.

*Figura 13: Locomotora eléctrica CLAYTON*



Fuente: Propia

*Figura 14: Carros mineros U-35*



Fuente: Propia



### 3.3.1.7 Izaje

Son equipos accionados con motor eléctrico, el cual es alimentado por una línea de energía de 440 VAC, de 15 HP de potencia y accionado por un tablero de arranque; estos equipos constan de un tambor, donde enrolla cable de acero de diámetro ½ pulgada y que esta acoplado a una caja de transmisión. Su función es el de jalar mineral/desmonte en baldes de izaje desde un nivel inferior a un nivel superior.

*Figura 15: Winche eléctrico 10 HP*



Fuente: Propia

### 3.3.1.8 Ventilación

La ventilación en interior mina se da de forma natural y artificial, el uso de ventiladores se aplica a labores ciegas como galerías, se coloca ventiladores modelo JOY FP - 45 con sus respectivas mangas de ventilación que se

encarga de ventilar las labores durante la jornada de trabajo y después de cada disparo.

Generalmente en los avances de labores ciegas es necesarios ventilar. Como complemento de la ventilación se tiene al aire comprimido (tercera línea). A continuación se dan pasos a seguir para mantener la labor ventilada:

- En cuanto se llega a la labor se debe verificar que el ventilador este prendido para constatar que el área de trabajo se ventile durante el tiempo de boleó.
- La guardia saliente debe proporcionar el área de trabajo ventilada dejando el ventilador prendido después del disparo.
- La manga de ventilación debe estar a 15 m. aproximadamente del frente y en sentido de avance de las labores.
- Una vez que se ha ventilado la labor, se debe mantener la manguera de aire abierta a media llave con el fin de mantener un área ventilada cuando se remueva el material.
- Se debe tener bastante cuidado de no ingresar a las labores abandonadas, debido a que en su interior se puede encontrar concentración de gases tóxicos de distintos orígenes (provenientes de la voladura, de la descomposición de madera y oxidación de minerales como la pirita, etc.).

Figura 16: Ventilador eléctrico JOY FP - 45



Fuente: Propia

### **3.3.1.9 Ventilación de Galerías**

Siendo la Galería 260 W labor ciega y confinada, se cuenta con 02 ventiladores eléctricos de 5 000 CFM, que permite insuflar aire fresco al frente con manga de 18” de diámetro hasta 100 metros sin mayores problemas.

### **3.3.1.10 Ventilación de Chimeneas**

Siendo las chimeneas labores ciegas y con mayor nivel de riesgo por la acumulación de monóxido de carbono en el tope de la chimenea, minera Yanaquihua S.A.C. cumple con lo dispuesto en el D.S. 024 – 2016 E.M., disponiendo ventilación forzada con aire comprimido a través de una línea auxiliar de ventilación (tercera línea), con aire permanente durante la guardia que garantiza el desarrollo del ciclo completo

### **3.3.1.11 Ventilación de Tajos de Explotación**

El diseño de las chimeneas de 50 metros tiene cuatro objetivos básicos:

- Exploración vertical
- Acumulación de mineral/desmonte en los buzones y tolvas.
- Ventilación de labores
- Instalación servicios (camino, tuberías, etc.).

Para mantener un buen circuito de ventilación en los tajos se tiene establecido la explotación de 2 Block de mineral en forma simultánea de modo que permita mantener la conexión entre los tajos que existen entre las chimeneas de ventilación.

### **3.3.2 Servicios Auxiliares**

Los servicios auxiliares son actividades importantes que hacen posible que se lleven a cabo con normalidad las operaciones de producción minera. En el caso específico de la unidad minera de Yanaquihua S.A.C. están considerados los siguientes:

- Consumo de aire comprimido.
- Consumo de agua no potable.
- Consumo de energía eléctrica.

## CAPITULO IV

### 4.1 Caracterización Geomecánica del Macizo Rcoso

#### 4.1.1 Roca Intacta

Los resultados obtenidos en los diferentes ensayos de carga puntual fueron analizados y clasificados, los tipos de rocas predominantes están conformadas por Granodiorita caja lejana, granodiorita caja cercana, granodiorita alteradas y veta. Para estimar la resistencia a la compresión uniaxial se estimó un factor de conversión de acuerdo a la litología de la roca.

*Tabla 5: Resistencia a la compresión uniaxial a partir de los ensayos de carga puntual*

Dominio	$\sigma_c$ Min.	$\sigma_c$ Max.	$\sigma_c$ Prom.
Granodiorita caja lejana	100	195	145
Granodiorita Caja cercana	20	100	50
Granodiorita alterada	5	15	
Veta	10	50	

Fuente: Departamento de Geología MYSAC

#### **4.1.2 Macizo Rocosó**

La geología del yacimiento está asociado a intrusivos granodioríticos conformando la roca encajonante de la veta. El evento hidrotermal se hospedó en dichas rocas formándose estructuras vetiformes cuarzo auríferas con potencias promedios de 0.60 m, ocasionado un halo de alteración local en la roca intrusiva formándose alteraciones de tipo propilíticas, argilíticas y potásicas que degradan la calidad de la roca.

#### **4.2 Criterios de Caracterización del Macizo Rocosó**

El objetivo de realizar una evaluación del macizo rocoso de la zona a desarrollar y preparar las labores, es con la finalidad de dimensionar los diferentes parámetros asociados al minado del yacimiento, para así lograr condiciones adecuadas de estabilidad.

Las clasificaciones de los macizos rocosos están basadas en alguno o varios de los factores que determina su comportamiento mecánico.

*Cuadro 3: Propiedades de la matriz rocosa*

Propiedades	Métodos de determinación
Propiedades de identificación y clasificación	Composición mineralógica: Descripción visual, microscópica óptica y electrónica, difracción de rayos x textura, tamaño de grano, color Porosidad (n) Peso específico (y)      Técnicas de laboratorio Contenido de humedad Permeabilidad      Ensayo de permeabilidad Durabilidad, alterabilidad (índice)      Ensayo de alterabilidad Resistencia a la compresión simple      Ensayo de compresión uniaxial, ensayo de carga puntual, martillo de Schmidt.
Propiedades mecánicas	Resistencia a la tracción      Ensayo de tracción directa, ensayo de tracción indirecta. Velocidad de ondas sísmicas      medida de velocidad de ondas elásticas en laboratorio Resistencia      Ensayo de tracción triaxial. Deformabilidad (módulos de deformación elástica, estáticos o dinámicos)      Ensayo de compresión uniaxial, ensayo de velocidad sísmica

Fuente: Propia

#### 4.2.1 Frecuencia y Tipo de Discontinuidades

Definen el grado de fracturamiento, el tamaño y la forma de bloques del macizo, sus propiedades hidrogeológicas, etc. Las discontinuidades son cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa bloques de roca intacta en macizo rocoso. Generalmente la resistencia a la tracción de los planos de discontinuidad es muy baja o nula. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o, en su caso, por la del material de relleno.

En la descripción de las diferentes familias de discontinuidades en un macizo rocoso se incluyen los siguientes parámetros físicos y geométricos: orientación, espaciamiento, continuidad o persistencia, rugosidad, abertura, relleno, alteración y resistencia de las paredes.

La presencia de diversas familias de discontinuidades con diferente orientación define el grado de fracturación del macizo rocoso, la forma y el tamaño de los bloques de la matriz rocosa.

#### 4.2.2 Grado de Meteorización o Alteración

Se refiere al grado de alteración de las superficies de las discontinuidades, de acuerdo a la recomendación de la International Society for Rock Mechanics (ISRM), se tiene:

- **Roca fresca inalterada:** no hay signos de alteración.
- **Débil:** las discontinuidades están manchadas o decoloradas y pueden contener delgado relleno de material alterado.
- **Moderado:** la decoloración se extiende de los planos de discontinuidad mayor que el 20% de desplazamiento de la discontinuidad.



- **Alto:** la decoloración se extiende dentro de la roca, parte de la roca es fiable, la textura original de la roca en su mayor parte ha sido preservada.
- **Completamente alterada:** la roca está completamente decolorada, descompuesta y está en condición fiable, tiene una apariencia terrosa.

Estado de tensiones in situ: las tensiones actuantes en la excavación subterránea son de dos tipos:

- **Naturales:** corresponde a los esfuerzos naturales como consecuencia de los procesos tectónicos, gravitacionales, etc.
- **Inducidas:** responde a la redistribución de tensiones como consecuencia de las excavaciones.

#### 4.2.3 Presencia de Agua

Muchas rocas muestran una disminución significativa en su resistencia a medida que aumenta su contenido de humedad. Es más típico aun, que muchas rocas sufran pérdidas de resistencia de un 30% a 100% producto del deterioro químico.

El flujo de agua en un macizo rocoso fracturado depende de la abertura de las discontinuidades, que a su vez dependen del esfuerzo normal ejercidas sobre ellas, y de su interconexión. Este esfuerzo aumenta con la profundidad, y a partir de un determinado nivel las discontinuidades aparecen cerradas, siendo la permeabilidad del macizo de la matriz rocosa o permeabilidad primaria (la matriz rocosa es intergranular, y el agua se transmite a través de los poros o microfisuras interconectadas de la roca).

### 4.3 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó

Para la caracterización geomecánica se utilizó el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski conformado por la resistencia uniaxial de la roca intacta, índice de fracturamiento (RQD), espaciamento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades, condiciones de agua subterránea y ajuste por orientación de discontinuidades.

Para poder sistematizar cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos donde se realiza la excavación se evalúa las propiedades del macizo como la combinación ente las características de las rocas y las discontinuidades, para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas, además determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación en base a la más adecuada clasificación requerida.

Esencialmente con esto se evalúa las propiedades de los macizos rocosos compuestos por la roca intacta, roca alterada y sus discontinuidades. La determinación de una de estas clasificaciones para la evaluación del macizo rocoso está en función al tipo de roca y su comportamiento en el terreno.

De acuerdo a la clasificación se califica el comportamiento del macizo rocoso y a través de él se establece el diseño de sostenimiento a emplear y además las condiciones en que puede realizar un trabajo en forma segura. La validez real de clasificación en la mina es predecir el comportamiento del macizo rocoso y poder definir muy ajustadamente los parámetros de diseño basados en el conocimiento y experiencias anteriores.

La estabilidad de una excavación subterránea está relacionada a la resistencia, firmeza a las dimensiones y al tiempo de permanencia de la labor. La estabilidad también está determinado por factores internos tales como: el agua de infiltración, gravedad, movimientos sísmicos, fracturas, alteraciones, grado de cohesión, descompresión y otros.

Los factores externos que afectan a la estabilidad son los generados por el hombre tales como la perforación, la voladura, el desatado de rocas y tiempo sin soporte.

*Cuadro 4: Rango RMR y tipos de macizo rocoso*

RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 – 100	I	Roca muy buena
61 – 80	II	Roca buena
41 – 60	III	Roca regular
21 – 40	IV	Roca mala
<20	V	Roca muy mala

Fuente: Propia

#### **4.3.1 Clasificación Geomecánica G.S.I.**

El cálculo y diseño del sostenimiento de labores subterráneas se puede efectuar por algunos de los siguientes métodos analíticos, numéricos, observacionales y empíricos.

En la unidad operativa Yanaquihua S.A.C. se aplica el diseño mediante el uso de métodos empíricos relacionando los índices G.S.I. (Geological Strenght Index) modificado y RMR (Rock Mass Rating)

##### **4.3.1.1 Índice de Resistencia Geológica G.S.I. (Modificado)**

Es una clasificación cualitativa dependiente de dos parámetros:

Condiciones estructurales (cantidad de fracturas por metro o RQD, considerando el empaque de las mismas)

Condiciones superficiales (resistencia de la roca intacta y condición de discontinuidades)

A continuación se presenta la secuencia que se utilizó para la evaluación con el G.S.I: Con un flexómetro en la superficie excavada y limpia se mide 1,0 m. lineal y se contabiliza la cantidad de fracturas. La cantidad obtenida nos determinará el parámetro estructural.

Se observa la abertura de las discontinuidades; si están cerradas o levemente abiertas, se determina su condición a la rotura de golpes de picota o su indentación; si están moderadamente abiertas a muy abiertas, se observa la condición de las paredes y el relleno (éstas determinan su condición).

*Cuadro 5: Caracterización del macizo rocoso mediante el G.S.I.*

G.S.I.	Descripción	Código	Calificación
Características de fracturamiento	Levemente fracturada	LF	2-6 F/m
	Fracturada	F	6-12 F/m
	Muy fracturada	MF	12-20 F/m
	Int. Fracturada	IF	>20 F/m
	Triturada	T	Roca extremadamente fracturada
Características de resistencia y condiciones de las discontinuidades	Muy buena	MB	Se astilla con golpes de picota, disc. Muy rugosas, sin relleno
	Buena	B	Se rompe con 3 ó más golpes de picota, disc. Rugosas, lev. Alteradas
	Regular	R	Se rompe con 1 ó 2 golpes de picota, dic. Lisas, mod. Alteradas
	Pobre	P	Se identa inmediatamente, superficies pulidas, muy alterada
	Muy pobre	MP	Se identa profundamente, dic. Pulidas y rellenas de arcilla.

Fuente: Propia

#### **4.1.2.2 Valuación en el Sistema RMR de la Clasificación Cualitativa del G.S.I. (modificado)**

El RMR considera únicamente los valores de los parámetros de resistencia, RQD, espaciamiento y condición de discontinuidades. Por ejemplo en el

macizo rocoso se determinó 15 fracturas/m, discontinuidades cerradas y que se rompe con varios golpes de picota, para ello se obtuvo una clasificación G.S.I. Muy fracturada/buena (MF/B) y su validación RMR es 60.

El G.S.I. permite obtener una clasificación cualitativa y cuantitativa ,muy simple como por ejemplo: Fracturada/regular: F/R o Muy fracturada/Muy pobre: MF/MP; una vez determinado las condiciones de fracturamiento y resistencia, debemos determinar si existen otros parámetros influyentes que pueden modificar en comportamiento de la excavación, tales como los esfuerzos, la presencia de agua, daño por voladura y la orientación y tamaño de la excavación con respecto a la orientación de las discontinuidades; en la aplicación de la cartilla geomecánica se debe tener en cuenta los factores influyentes para realizar las correcciones y ajustes en el tipo de sostenimiento y tiempo de colocación.

Un factor influyente muy importante que a menudo no se toma en cuenta es el factor de voladura y distribución de taladros deficientes (excesiva carga de taladros de contorno y excesivo espaciamiento entre taladros produce la sobre rotura y daño al macizo rocoso circundante a la excavación).

A continuación se muestran dos tablas geomecánicas de versiones distintas para la evaluación del macizo rocoso así como para el sostenimiento de las labores.


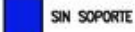
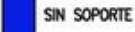

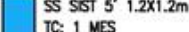
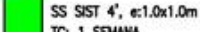
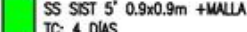
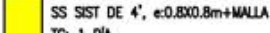
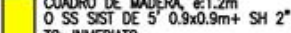
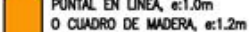
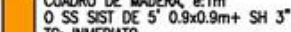
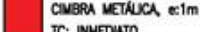
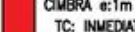






Figura 17: Tabla geomecánica según G.S.I. (Versión antigua)

TABLA GEOMECANICA SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO Y RMR					
<b>LABORES DE AVANCE</b> <b>SECCIÓN DE 2.10 X 2.40 m.</b> <ul style="list-style-type: none"> <li> Sin soporte TC: 2 años</li> <li> SS 4' ocasional TC: 2 meses</li> <li> SS SIST 4', e: 0.8x0.8m TC: 1 semana</li> <li> SS SIST 4' e: 0.8x0.8m + malla TC: 1 día</li> <li> Cuadro de madera, e: 1.2 m ó SS SIST 4' 0.8x0.8 + SH 2" TC: inmediato</li> <li> Cimbra, e: 1 m TC: inmediato</li> </ul>		<b>Condición superficial (Resistencia)</b>			
		Buena (Muy Resistente, Fresca) Discontinuidades muy rugosas y cerradas. <i>(RC 100 a 200 Mpa) (Se rompe con 3 o mas golpes de picota)</i>	Regular (Resistente, Leve, Alteradas) Discontinuidades rugosas, ligeramente abiertas. <i>(RC de 50 a 100 Mpa) (Se rompe con 1 a 2 golpes de picota)</i>	Pobre (Moderada, resist., leve a moderada, alterada) Discontinuidades lisas, ligeramente abiertas. <i>(RC de 25 a 50 MPa) (Se indenta superficialmente)</i>	
		Muy Pobre (Blanda, muy alterada) Superficie pulida muy abierta con relleno de arcilla blanda. <i>(RC &lt; 25MPa) (Se indenta mas de 5 mm.)</i>			
ESTRUCTURA		B	R	P	MP
	<b>Levemente Fracturada (LF)</b> (2-6 Fractura / metro) Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. <i>RQD (75-90) esp. 0.6 a 2m</i>	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
	<b>Fracturada (F)</b> (6-12 Fractura / metro) <i>esp. 0.6 a 2m</i> Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales ( <i>RQD 50-75</i> )	F/B	F/R	F/P	F/MP
	<b>Muy fracturada (MF)</b> (12-20 Fractura / metro) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades ( <i>RQD 25-50) esp. 0.06 a 0.2m</i> )	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	<b>Intensamente Fracturada (IF)</b> (mas de 20 Fract. / metro) Plegamiento y/o fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas, formando bloques angulosos o irregulares ( <i>RQD 0-25) esp. 0.06 a 0m</i> )	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	<b>Triturada o Brechada (T)</b> Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente fracturada con mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. ( <i>Sin RQD</i> )	T/B	T/R	T/P	T/MP

Fuente: Propia



Figura 18: Tabla Geomecánica según GSI modificado y RMR. (Versión última)

 <b>SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO Y RMR</b>					
<b>LABORES DE AVANCE SECCIÓN 2.10x2.20 mts.</b>		<b>INTERSECCION DE LABORES</b>		<b>CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)</b>	
 SIN SOPORTE	 SIN SOPORTE				
 SS 4' OCASIONAL TC: 2 MESES	 SS SIST 5' 1.2X1.2m TC: 1 MES				
 SS SIST 4', e:1.0x1.0m TC: 1 SEMANA	 SS SIST 5' 0.9x0.9m +MALLA TC: 4 DÍAS				
 SS SIST DE 4', e:0.8X0.8m+MALLA TC: 1 DÍA	 CUADRO DE MADERA, e:1.2m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 2" TC: INMEDIATO				
 PUNTAL EN LINEA, e:1.0m O CUADRO DE MADERA, e:1.2m TC: INMEDIATO	 CUADRO DE MADERA, e:1m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 3" TC: INMEDIATO				
 CIMBRA METÁLICA, e:1m TC: INMEDIATO	 CIMBRA e:1m TC: INMEDIATO				
<b>ESTRUCTURA</b> 	<b>LEYENDA</b> SS=SPLIT SET, SIST=SYSTEMATICO SH=SHOTCRETE, e=ESPACIAMIENTO TC=TIEMPO DE COLOCACION DE SOSTENIMIENTO	B	R	P	MP
 <b>LEVEMENTE FRACTURADA.</b> TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 5 FRACT. POR METRO)	LF	90	85	80	75
 <b>FRACTURADA.</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 -75) Espc. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO)	F	75	70	65	60
 <b>MUY FRACTURADA.</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) espc. 0.06 a 0.2m. (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	MF	65	60	55	50
 <b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b> PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) espc. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	IF	55	50	45	40
 <b>TRITURADA O BRECHADA.</b> LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE FRACTURADA CON MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)	T	40	35	30	25
		20	15	10	5

Fuente: Propia



Figura 19: Tabla Geomecánica según GSI modificado y RMR. (Aplicación Práctica)

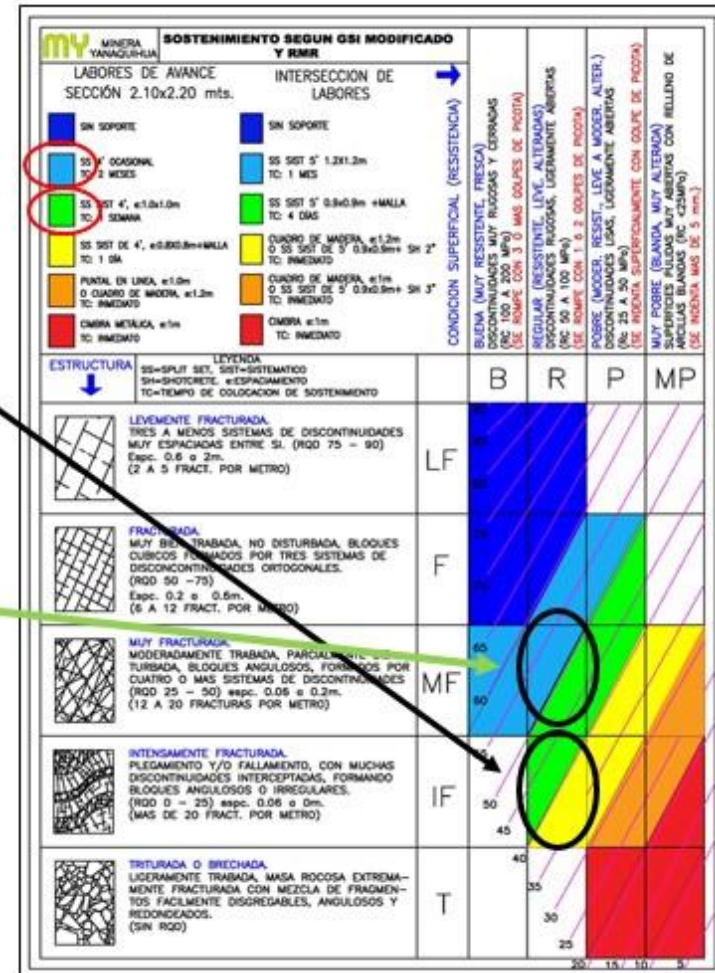
**VALUACIÓN EN EL SISTEMA R.M.R. DE LA CLASIFICACIÓN CUALITATIVA G.S.I. (MODIFICADO)**

- GAL 260 W : 1.80 m. x 2.10 m.

- H.D. {
  - Estructura : 22 Fract. Por metro lineal (IF)
  - Resistencia : Se Rompe con 1 golpe picota (R)

**IF/R Validación RMR ( 41 – 50 )**
  
- T H.I. {
  - Estructura : 7 Fract. Por metro lineal (MF)
  - Resistencia : Se rompe con 2 golpe de picota (R)

**MF/R Validación RMR ( 51 – 60 )**



Fuente: Propia

Figura 20: Diseño de Sostenimiento de Labores. (Aplicación Práctica)

# DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRÁNEAS (SPM) – MÉTODO NORUEGO

H.D IF/ R RMR (41 – 50)  
 T y H.I MF/R RMR (51 - 60)

- Ancho lineal : 1.80 m  
 - Altura : 2.10 m  
 ESR: 1.6 (Labor Permanente)  
**ANCHO/ESR : 1.80/1.6 = 1.13**

- **Hastial derecho requiere sostenimiento perno 1.2 x 1.2 m.**  
 - **Techo y hastial izquierdo sin soporte o perno ocasional.**

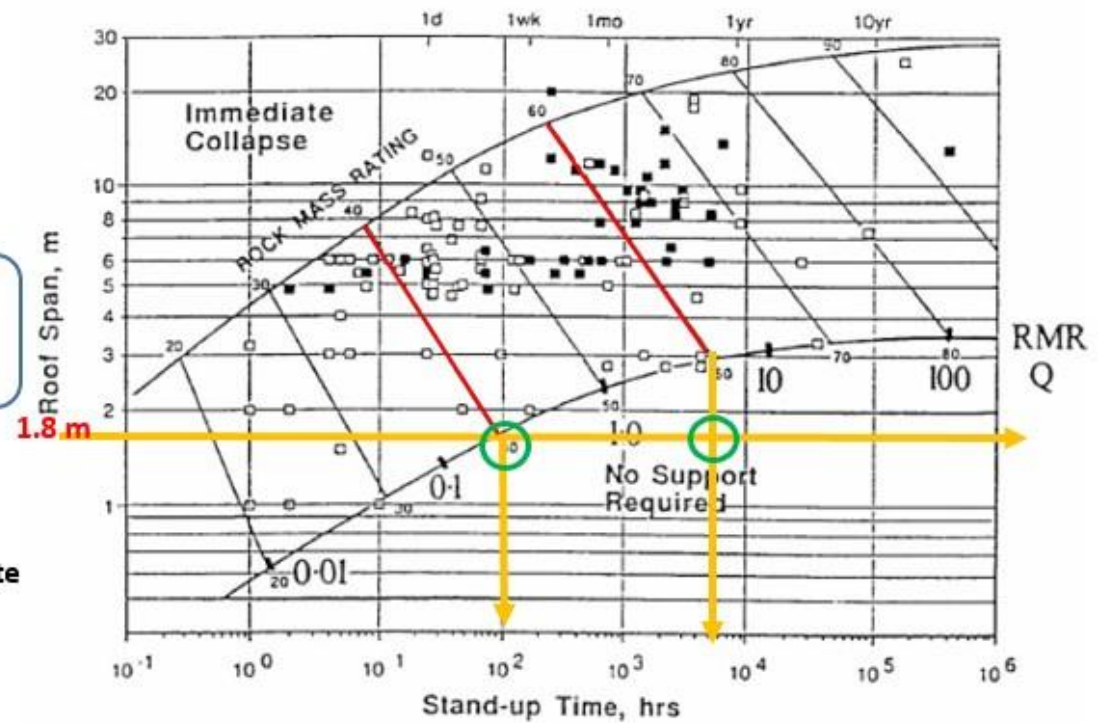


Fuente: Propia

Figura 21: Tabla de Estimación de Auto sostenimiento (Aplicación Práctica)

## ESTIMACIÓN DE AUTO SOSTENIMIENTO (Bieniawski 1989)

- |         |      |               |
|---------|------|---------------|
| H.D     | IF/R | RMR (41 – 50) |
| T y H.I | MF/R | RMR (51 - 60) |
- **Hastial derecho requiere sostenimiento**
  - **Techo y hastial izquierdo sin soporte**
- **Hastial derecho = Entre 1 día Y 5 días**
  - **Hastial izquierdo = No requiere soporte**



Fuente: Propia.

### **4.3.1.3 Metodología de Aplicación**

Para la aplicación de esta tabla, se determinan in situ, en paredes y techos lavados, el número de fracturas en 1 metro lineal para determinar el nivel de fracturamiento clasificándola en:

Levemente fracturada (LF), fracturada (F), muy fracturada (MF), intensamente fracturada (IF) y triturada (T), por otro lado usando la picota y/o barretilla, se determina el nivel de resistencia teniendo en cuenta la alteración y la rugosidad de las discontinuidades, clasificándola como, buena (B), regular (R), pobre (P) y muy pobre (MP). El resultado de estas dos evaluaciones, se cruzan en la cuadrícula obteniéndose un cuadrado compuesto por dos triángulos, el triángulo superior indica el tipo de sostenimiento sin factores influyentes, y el triángulo inferior indica el sostenimiento a usar con factores influyentes.

## **4.4 Factores Influyentes en el Comportamiento del Macizo Rocosó Excavado**

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

Para adecuar el soporte obtenido en base a la condición de G.S.I. y la dimensión equivalente, si se presentan los factores influyentes, se seleccionara el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad de G.S.I.), incluyendo la corrección al tiempo de autoporte.

En la zona de ubicación de las labores de desarrollo y preparación se ha encontrado presencia importante de infiltraciones de agua, el soporte recomendado sería el indicado con color verde (pernos puntuales en reticulado de 1,2 m. x 1,2 m.

#### **4.4.1 Influencia del Agua**

En rocas masivas y levemente fracturadas/muy buenas a buenas la presencia de agua no tiene influencia significativa.

En rocas moderadamente a muy fracturadas/regulares la influencia del agua se debe a la presión y efecto lubricante.

En rocas moderadamente a muy fracturadas/pobre a muy pobre, el efecto es inmediato por actuar como lubricante y lavado de material fino de relleno en fracturas, acelerando el afloramiento.

En rocas intensamente fracturadas/regulares, pobres o muy pobres se produce el mismo efecto anteriormente mencionado.

#### **4.4.2 Influencia de Esfuerzos**

Se concentran en puentes, pilares y frentes de excavación al redistribuirse las presiones por el efecto de las aberturas.

Se originan por las presiones debido a la profundidad de la excavación, a estructuras geológicas (fallas y pliegues), diques y arcillas expansivas.

Se reconocen por ruidos, descostramiento o lajamientos en paredes y techo, ocurrencia de filtraciones y presencia de estriaciones en el macizo rocoso.

Se pueden controlar las modificaciones en los diseños de minado, tamaño de aberturas y sistemas de soporte.

#### **4.4.3 Influencia de Orientación de Discontinuidades.**

Son desfavorables o muy desfavorables, las continuidades horizontales o sub horizontales.

Son desfavorables o muy favorables las discontinuidades verticales y sub verticales que se encuentren paralelas o sub paralelas a las paredes o cajas de la excavación.

Este efecto se incrementa por tamaño de abertura, relleno de la discontinuidad y presencia de agua y presencia de esfuerzos.

#### **4.4.4 Factores de Excavación**

Tamaño de abertura, dimensionamiento de puentes y pilares, distribución de taladros, potencia de los explosivos, en especial en los taladros del contorno.

Colocación del soporte después del tiempo de auto soporte de la roca.

Voladuras en labores cercanas.

Relajamiento progresivo de labores que no es detectado ni controlado.

#### **4.5 Medidas de Control y Preventivas**

Está prohibido iniciar la tarea de sostenimiento sin haber saneado, desquinchado y asegurado el ambiente de trabajo.

La clasificación y selección del sostenimiento, debe realizarse conforme avanza la excavación, dentro del tiempo de auto sostenimiento indicado en la cartilla. De colocarse a destiempo (factor influyente) requerirá de una nueva evaluación, previo saneo y la

aplicación de un soporte más conservador o más estricto que le debería corresponder según la tabla.

La instalación de los pernos debe ser inmediata luego de la perforación del taladro, además deben ser colocados en forma perpendicular a la orientación de la excavación y en general en forma radial a la sección transversal, los Split Set no deben colocarse en forma paralela a las discontinuidades, el diámetro óptimo del taladro para Split set debe ser 36 mm, ya que el diámetro del Split set será de 39 mm, se debe usar siempre un solo diámetro, las platinas deben ser bien pegados a la pared de la labor.

La malla debe ser asegurada con las platinas del Split set y ganchos hasta que quede adherida completamente al techo y paredes de la excavación.

Para cuadros es importante el alineamiento de los postes, sombreros y tirantes, el techo debe de estar encribado y los hastiales enrejados.

La primera medida preventiva es el uso de “voladura controlada” en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá disminuir el espaciamento de taladros y distribuir mejor su carga, así mismo, evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas en paredes, techo y frente de la labor.

#### **4.6 Diseño del Sostenimiento en las Labores Mineras Subterráneas (SPM)**

Se tomó en cuenta los tres índices de clasificación geomecánica, su dimensión equivalente que es el resultado de dividir, el ancho o la altura de la labor entre una constante cuyo valor depende del uso de la labor y se determina el valor de “Excavation Support Ratio – Razón del soporte de excavación (ESR). En esta tabla E.S.R.

En labores permanentes (Galerías, rampas, cruceros) es 1,6.

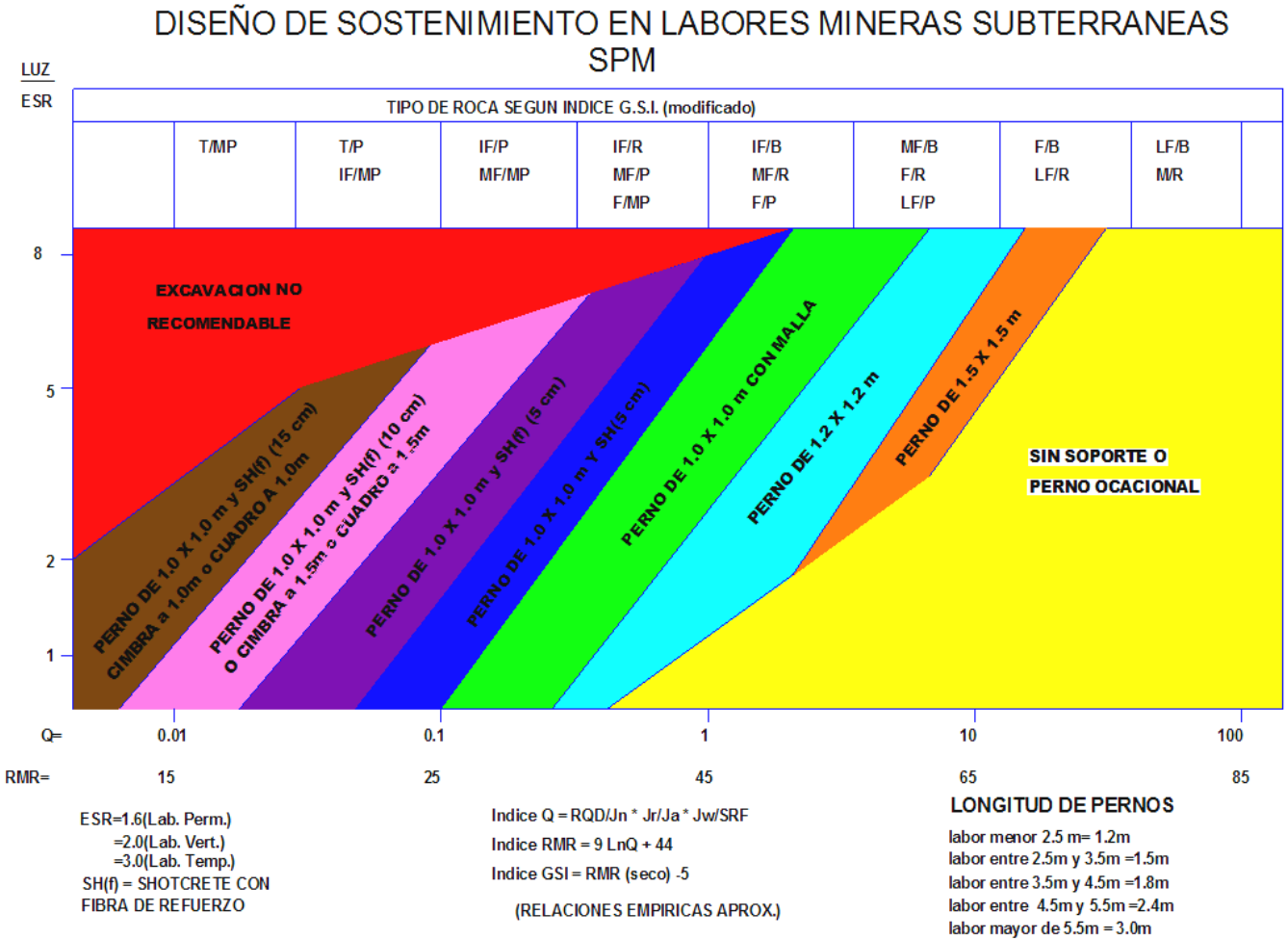
En labores verticales (chimeneas, piques, echaderos de mineral y desmonte) es de 2,0.

En labores de extracción (Tajeos de corte y relleno) es de 3,0.

Así mismo se incluye la longitud de pernos a ser tomada en cuenta de acuerdo a las dimensiones de la labor. La tabla se basa en el diseño de sostenimiento de túneles según el método Noruego (NMT) y las experiencias obtenidas en las minas subterráneas del Perú, incluyéndose además el uso de la madera, la aplicación de la misma sirve de base para la elaboración de las tablas de sostenimiento de cada unidad minera, dependiendo de las condiciones geomecánicas y de minado de dicha unidad.



Figura 19: Tabla de diseño de sostenimiento de labores mineras



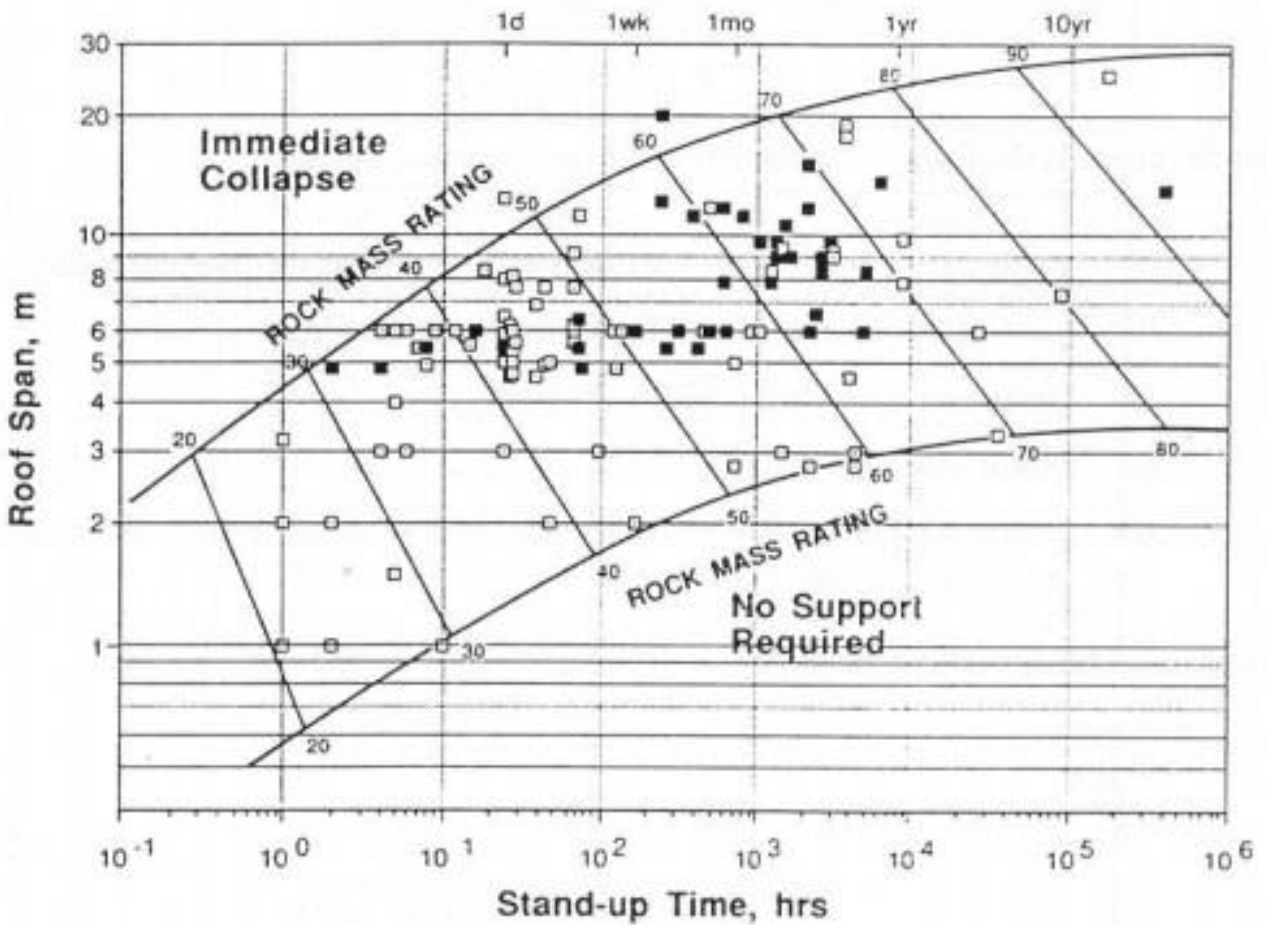
Fuente: Internet.

#### 4.6.1 Tiempo de Auto Sostenimiento o de la Colocación de Sostenimiento Adecuado.

El tiempo de auto sostenimiento se refiere al periodo durante el cual la roca podrá permanecer estable sin sostenimiento después de haberse excavado la labor. En la figura N° 20 correlacionada el ancho de la excavación con el tiempo de auto-sostenimiento, según este ábaco, una excavación con un ancho de 2.1 m, el macizo rocoso por lo general requerirá de elementos de sostenimiento. También se tiene que el macizo rocoso con

R.M.R. menor a 30 colapsaría inmediatamente; por lo que las excavaciones con estos anchos requerirán la aplicación de sostenimiento para su estabilidad.

Figura 20: Tabla para la estimación de auto sostenimiento (Bieniawsky 1989)



Fuente: Internet.

## **CAPITULO V**

### **DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE LABORES**

#### **5.1 Veta Kathy**

En esta veta se empezó a trabajar a partir del crucero principal 953 NE, del nivel 2050 hacia los lados W y E mediante galerías. Para su explotación se realizaron 06 chimeneas hacia el NV 2100, donde se presenta mineralización económica; posteriormente se realizaron más chimeneas para ascender 03 niveles superiores (NV 2170, NV 2244 y NV 2286). No se efectuaron labores de desarrollo hacia los niveles inferiores del NV 2050.

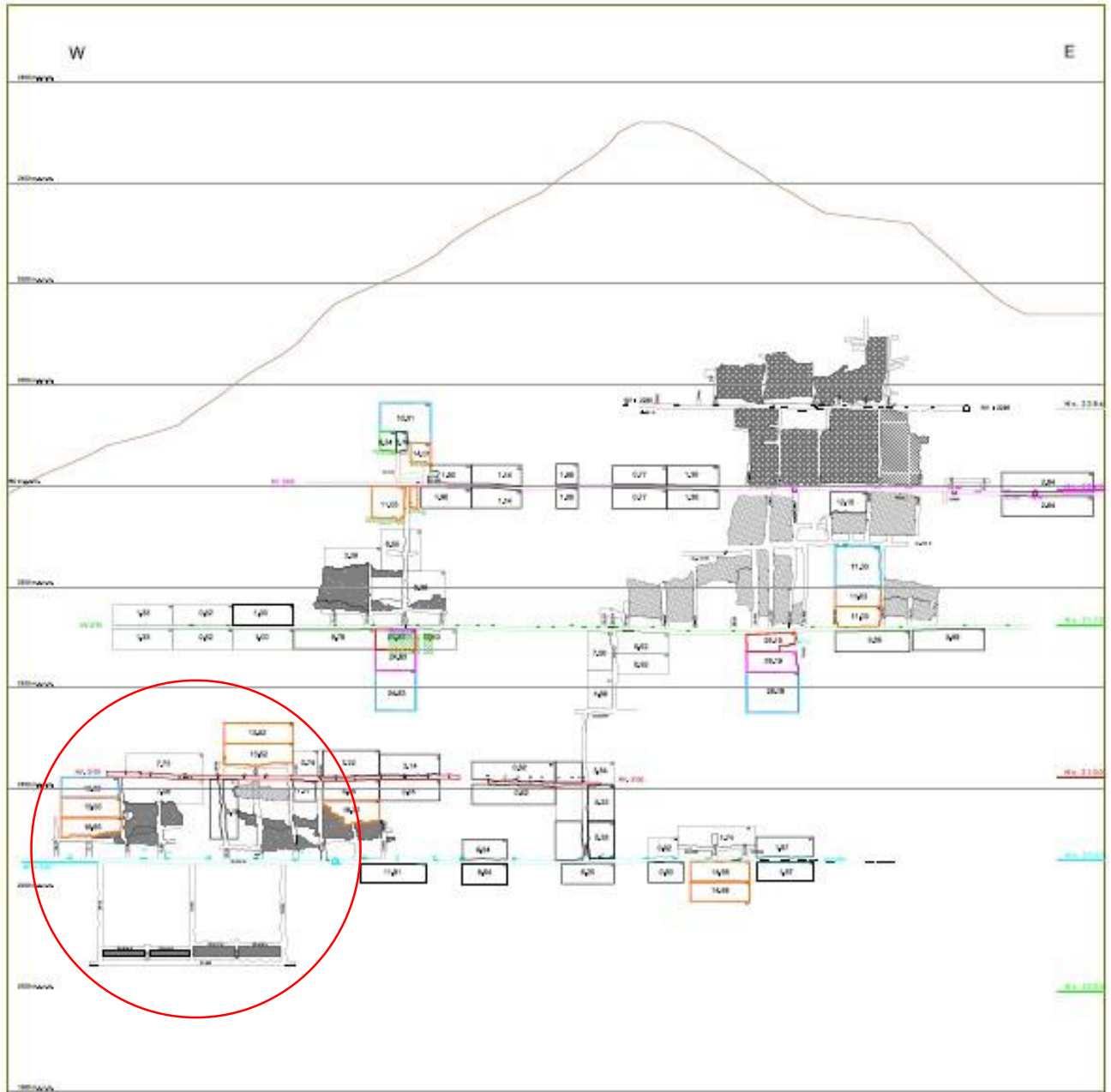
En este contexto se hizo el proyecto para profundizar 50 m, hacia el NV 2000 mediante la ejecución del PQ 260 y continuar con el desarrollo de la Galería 260, CH 216, CH 185; actualmente se está culminando con la preparación de labores mediante Sub niveles para delimitar los Block de mineral y al mismo tiempo con la explotación de las reservas minables en los Tajos: TJ 476 E y TJ 476W.

El diseño de las labores de desarrollo y preparación lo realizará el área Operaciones Mina, así como la ejecución del proyecto por la empresa especializada Santa Asunta Contratista Minero S.C.R.L.

Los aspectos a considerar en la ejecución del proyecto de desarrollo, preparación y explotación de la veta Kathy son:

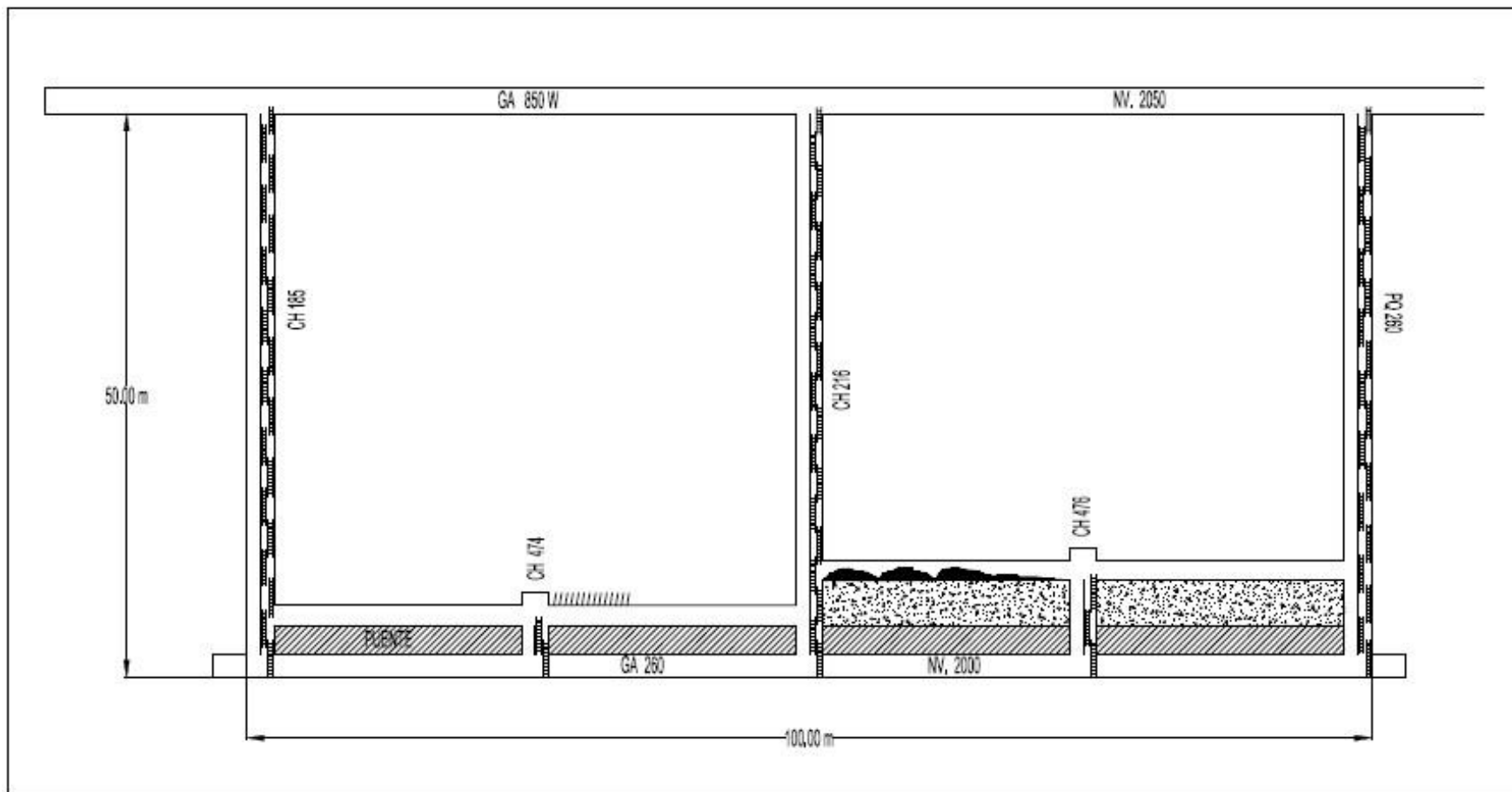
- Diseño y Ejecución de labores de Desarrollo y Preparación (ver figuras 21 y 22)
- Cronograma de ejecución
- Costos Unitarios.
- Producción de mineral.
- Vida útil del proyecto.
- Evaluación técnica – económica del proyecto.
- Rentabilidad (utilidad).

Figura 21: Vista en perfil de la veta Kathy



Fuente: Propia

Figura 22: Vista en perfil de los niveles 2000 - 2050 de la veta Kathy.



Fuente: Propia

## 5.2 Planeamiento de Minado

Para la explotación de la veta Kathy se eligió el método de corte y relleno ascendente convencional con el sub método de Circado, debido a las características geológicas, geomecánicas, geométricas (espaciales) y la distribución de leyes del mineral aurífero.

### 5.2.1 Ingeniería del Proyecto

*Cuadro 6: Parámetros del diseño del proyecto*

Descripción	Características
Mineral	Oro.
Ley promedio de reservas minerales (Au)	14,00 g. /ton Au.
Producción diaria veta Kathy	10 ton/día
Producción mensual	300 ton/mes
Producción anual mina	3536 ton/año
Número de días/mes	30 días
Número de días/año	360 días
Guardias /día	1
Horas guardia	12
Factor de esponjamiento	30%
Buzamiento promedio de veta	80°
Condiciones de cajas	Buena, Regular
Potencia, Promedio	0.33 m
Distribución de valores en la veta	Irregular

Fuente: Propia

### 5.2.2 Vida Económica del Proyecto

La vida económica del proyecto (2 tajos), está en función de la cantidad de mineral tratado en planta de beneficio por día; se extraerá 10 ton/día, es decir 300 ton/mes para un nivel de producción de 3536 ton /año. Por consiguiente, tenemos que:

$$\text{Vida económica del proyecto} = \frac{3536 \text{ tn}}{300 \text{ ton/mes}} = 11.8 = 12 \text{ meses}$$

Con una ley promedio de 14 g. Au/ton.

La vida económica de 12 meses, es solo durante la explotación de los dos tajos de mineral 476 E, 476 W, 474 E y 474 W respectivamente, pero deja la posibilidad de continuar desarrollando y preparando más labores mediante el desarrollo de galerías, chimeneas y preparación de sub niveles.

### 5.2.3 Consideraciones de Diseño

Según el método de explotación y los parámetros de diseño ya indicados, se ha diseñado un tajo tipo, con las siguientes características:



*Cuadro 7: Características de diseño del Proyecto*

Descripción	Característica
Longitud promedio	100 m
Altura promedio	50 m
Galería principal	(6'x 7'), longitud 100 m.
Chimeneas principales	(4'x 8')
Sub niveles de delimitación	(3'x 6')
Puente	En la base del tajo de 2.5 m y otro en la parte superior del tajo de 2 m.
Buzón /camino	(4'x 8'), consiste en un camino y un buzón para la extracción del mineral.
Extracción	Lampas, carretillas, carros mineros Z 20, winches eléctricos de 15 HP de potencia.

Fuente: Propia

#### **5.2.4 Producción de la Veta Kathy (Nv. 2000 – 2050)**

*Cuadro 8: Características de explotación*

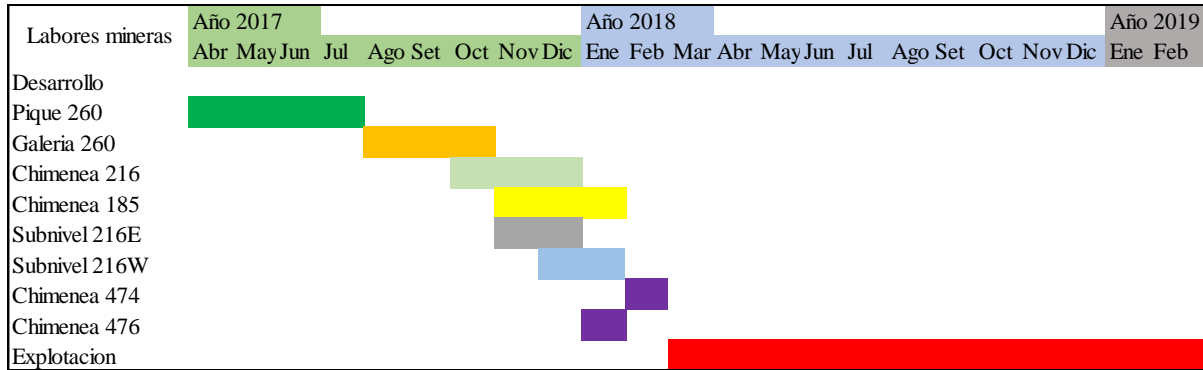
Descripción	Característica
Método	Corte y relleno ascendente convencional con circado de veta
Reservas minerales (TM)	4420
Reservas minables (TM)	3536
Tratamiento diario de mineral (TM)	10
Días trabajados por año	360
Tratamiento mensual de mineral (TM)	300 (abril a diciembre 2018), 270 (enero a marzo 2019)
Vida útil (meses)	12

Fuente: Propia

### 5.2.5 Programa de Labores de Desarrollo y Preparación

Con el objetivo de continuar incrementando reservas minables es que deben efectuarse labores de desarrollo y preparación.

*Cuadro 9: Programa de ejecución de labores de desarrollo y preparación*



Fuente: Propia

### 5.2.6 Labores de Desarrollo

Para efectuar el programa de desarrollo y preparación de la veta Kathy, será necesario tener en consideración las características topográficas, geométricas y estructurales que presentan esta Veta. Para dar acceso y apertura a este potencial minero se corren labores de desarrollo ejecutando una Galería principal (GAL 260 W) que van a definir el NV 2000 a explotar, la misma que se avanza siguiendo el rumbo de la estructura. Las labores de desarrollo horizontales y verticales se hará con máquinas perforadoras Jack Leg, la limpieza se realizará a pulso utilizando el carro minero Z-20, lampa y pico, el traslado de mineral /desmante desde los buzones hasta los puntos de extracción (PQ 260, CH 185) se hará utilizando carros mineros Z-20.

*Tabla 6: Costo de ejecución de labores de desarrollo*

Nivel	Labor	Sección (m)		Programa avance (m)	Costo (\$/ml)	Costo total (\$)	Tipo de labor
2050	Pique 260	1.20	2.40	50	233.35	11667.34	desarrollo
2000	Galería 260	1.80	2.10	100	168.62	16862.00	desarrollo
2000	Chimenea 216	1.20	2.40	50	156.39	7819.50	desarrollo
2000	Chimenea 185	1.20	2.40	50	156.39	7819.50	desarrollo
<b>Total</b>				<b>250</b>		<b>44168.34</b>	

Fuente: Propia

### **5.2.6.1 Pique 260**

Es labor de desarrollo que se realiza a partir de la Galería superior hasta un nivel inferior, este Pique es ejecutado desde la GAL 850 W (Nv. 2050) hasta la GL 260 W (Nv. 2000) en 50 m. de profundidad, de doble compartimento, debido a que uno de ellos servirá como camino para el acceso del personal y el otro servirá como buzón para el izaje del mineral o desmonte.

*Cuadro 10: Características de ejecución del PQ 260*

Descripción	Características
Objetivo	Profundizar para la extracción del mineral/desmonte proveniente del corte de los tajos.
Sección	1.20 m x 2.40m
Altura	50 m.
Servicios	Tuberías de agua, aire y tubería de drenaje que se extienden a medida de la profundización del pique, línea eléctrica de 220 VCA.
Ciclo de operaciones	Perforación, carguío/voladura, limpieza (izaje), sostenimiento.

Fuente: Propia

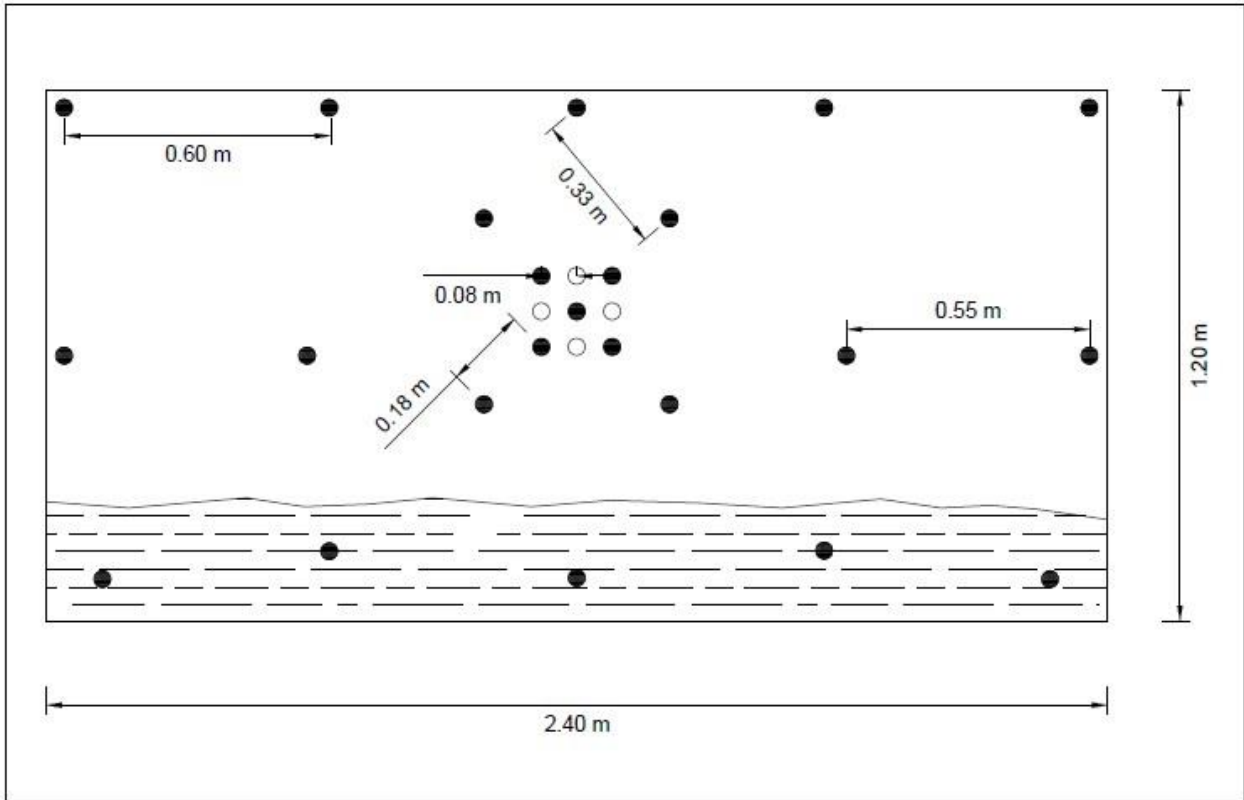
### **a.- Perforación**

*Cuadro 11: Parámetros de perforación*

Descripción	Características
Equipos	Perforadora neumática Jack Hammer YO 20
Barrenos	Cónicos “Sandvik Coromant” de 2’ y 4’
Brocas	38 mm
Tipo de roca	Dura
N° de taladros	23 taladros
Arranque	Corte quemado
Sección	1.20 m x 2.40 m.
Trazo de perforación	ver figura N° 23
Longitud de perforación	4 pies = 1.22 m.
Eficiencia de perforación	90%
Eficiencia de disparo	95%

Fuente: Propia

Figura 23: Malla de Perforación (4' x 8')



Fuente: Propia

### b.- Voladura

El método de voladura será por banqueo donde primeramente se hace voladura en estéril dejando colgado la veta para luego realizar la segunda voladura en la Veta. El disparo es de manera rotativa secuencial con el fin de ir formando la secuencia de caras libre que faciliten la acción de los taladros de ayuda, cuadradores y de contorno. Mientras no se concluya el pique, se debe usar ventilación mecánica o en su efecto dejar la tubería de tercera línea de aire comprimido abierta.

*Cuadro 12: Características y accesorios de voladura*

Descripción	Característica
Dinamita	Semexa
Composición	Semigelatina
Potencia	80 %
Gravedad específica	1.18 g/cm <sup>3</sup>
Dimensiones	7/8" x 7"
Peso	0.082 Kg/Cartucho
Fulminante	Nº 8
Carmex y mecha rápida	impermeable

Fuente: Propia

**Cálculo del número de taladros por frente (N):**

$$N^{\circ} tal = \left( \frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$$

Donde:

S : Área de la sección del frente (m<sup>2</sup>)

P : Perímetro de la sección del túnel, en metros (P = 4√S)

dt : distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos.

*Tabla 7: Distancia entre taladros*

Dist. entre taladros	Tipo de roca
0.40 – 0.55	Rocas tenaces
0.60 – 0.65	Rocas intermedias
0.70 – 0.75	Rocas Friables

Fuente: Manual de voladura EXSA

C : coeficiente o factor de roca.

Tabla 8: Coeficiente o factor de roca

K	Tipos de roca
2.00 a 2.25	Rocas duras, difíciles de romper
1.5 a 1.7	Rocas intermedias
1.0 a 1.2	rocas friables, suaves, pre facturadas

Fuente: Manual de voladura EXSA

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{6.79}{0.40} + (2.0 \times 2.88) = 23 \text{ taladros}$$

#### **Longitud real de perforación (Lrp)**

$$Lrp = 4' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.10 \text{ m}$$

#### **Distancia neta de carga explosiva (Dnc)**

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.10 \text{ m} = 0.73 \text{ m}$$

#### **Cantidad de cartucho por taladro (Cct)**

$$Cct = \frac{0.73 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

**Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)**

$$\mathbf{masa} = \mathbf{volumen} \times \mathbf{densidad}$$

$$\mathbf{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\mathbf{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = \mathbf{0.070 \text{ kg/cartucho}}$$

$$\mathbf{Ccd} = 23 \text{ tal} \times 4 \text{ cart} \times 0.070 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = 6.44 \text{ Kg}$$

**Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$\mathbf{Vme} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} = 3.17 \text{ m}^3$$

**Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$\mathbf{Cpd} = 23 \text{ taladros} \times 1.10 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 25.3 \text{ m} = 83.01 \text{ pies}$$

**Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$\mathbf{Vrd} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 1.3 = 4.12 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

**Tonelaje roto por disparo (Trd)**

$$\mathbf{Trd} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 2.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 8.24 \text{ TM}$$



### Factor de potencia (Fp)

$$Fp = \frac{6.44 \text{ Kg}}{8.24 \text{ Tm}} = 0.78 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

### c.- Limpieza e Izaje

Para la limpieza de mineral/desmante se utilizará lampa minera, balde de 150 Kg de capacidad, el izaje será con winche eléctrico de 15 HP de potencia. La descarga se hará hacia los carros minero U-35 de 1.50 TM de capacidad con sistema de descarga por volteo lateral, impulsado por dos hombres.

Tonelaje a extraer : 8.24 ton/disp.

Capacidad de carga del U-35 : 1.50 ton/carro

$$N^{\circ} \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{\text{tn/disp}}{\text{tn/carro}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{8.24 \frac{\text{tn}}{\text{disp}}}{1.50 \frac{\text{tn}}{\text{carro}}} = 5.4 = 5 \frac{\text{carros}}{\text{disp}}$$

### 5.2.6.2 Implementación del Sistema de Izaje

Para la implementación se tuvo que ejecutar una cámara de izaje de 7' x 8' x 2m en la GA 850 W del nivel 2050. Así mismo se hizo el realce de 1.50 m. en el techo de la misma galería para el colocado del travesaño (soporte) para la sujeción de la polea.

### **5.2.6.3 Instalación de los Componentes del Sistema de Izaje**

Los componentes del sistema de izaje son los siguientes:

- Motor de 10 HP.
- Una tambora.
- Palancas de cambio de velocidades.
- Freno de mano y de pedal (sistema de seguridad)
- Cables de acero de ½”.
- Polea de 2 TN de capacidad.
- Balde de jebe reforzado armazón de fierro de 150 Kg. de capacidad.
- Templador.
- Guiador.

La instalación comienza con el armado de una plataforma de madera en el piso de la cámara de izaje, para colocar el winche sobre la plataforma y sujetarla con pernos y cables de acero para su fijación y estabilidad. Luego se continua con el colocado del travesaño (puntal de madera de 12 pulgadas de diámetro) para el soporte de la polea en la parte superior del techo de la GA 850 W. posteriormente se realiza un taladro en la parte inferior del pique para la colocación y sujeción del templador y el cable de acero guía unido al travesaño.

Finalmente se instala el cable de acero de ½” en la tambora del winche pasando por la polea y el guiador para el amarre del balde izaje.

### **5.2.6.4 Fortificación del Pique 260**

La fortificación del pique se realiza con madera:

- Tablas de 3m x 0.20 m x 2”.
- Redondos de 10”, 7” y 6” de Ø.

- Clavos de 5" y 4".

Se inicia con el armado de la plataforma con sus respectivas tapas del pique que consta con el colocado de puntales de boca con patillas de 2" de profundidad y posterior entablado y colocado de las tapas de buzón y camino.

A manera que se va profundizando se colocan los puntales de línea a 1.5 m. de luz entre puntal y puntal, para ser entablado y tener el doble compartimento buzón /camino. También se va armando los descansos cada 3m. para el colocado de las escaleras.

Dependiendo del tipo de roca que se encuentre en el descenso se hace la evaluación correspondiente, para el caso de una roca de MF/MP se tiene que reforzar con cuadros chatos y encostillado.

#### **5.2.6.2 Galería 260 W**

Es una labor horizontal que se ejecuta sobre veta. La GA 260 W se ejecuta para el reconocimiento de la continuidad de la veta en el nivel 2000.

*Cuadro 13: Características de ejecución de la GA 260*

Descripción	Características
Objetivo	Explorar la zona en el NV 2000 siguiendo la estructura mineralizada.
Sección	1.80 m x 2.10 m
Longitud	100 m.
Separación	50 m (altura de nivel)
Gradiente	+1% para fácil deslizamiento de los carros mineros cargados de mineral, así como para el drenaje.
Cuneta	0.30 m x 0.20 m pegado al hastial derecho.
Servicios	Instalación de mangas de ventilación, tubería de servicios (aire, agua), línea eléctrica.
Ciclo de operaciones	Perforación, voladura, limpieza/acarreo sostenimiento y extracción/izaje.

Fuente: Propia

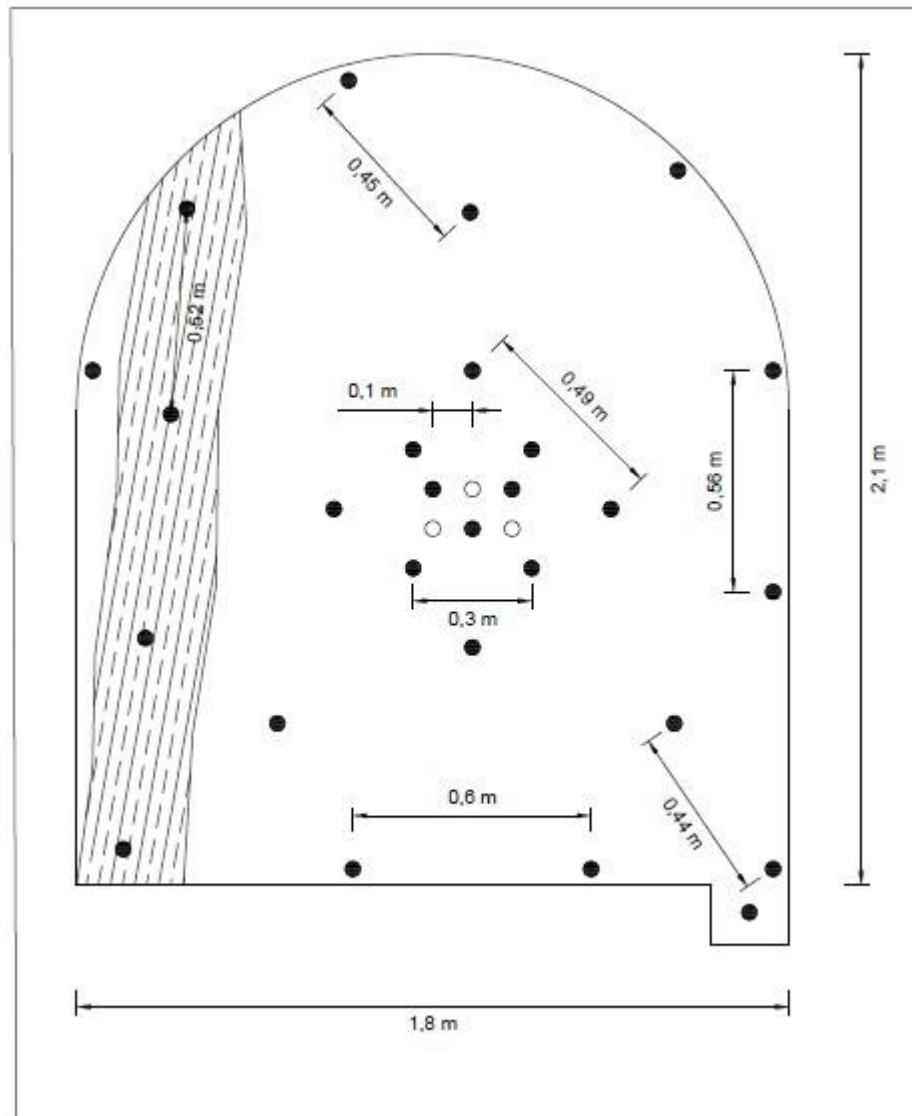
### a.- Perforación

*Cuadro 14: Parámetros de perforación de GA 260*

Descripción	Características
Equipo	Perforadora neumática Jack Leg YT – 29A
Barrenos	Cónicos “Sandvik Coromant” de 2’, 4’, 5’ y 6’
Brocas	38 mm
Tipo de roca	Dura
N° de taladros	27 taladros
Arranque	Corte quemado
Sección	1.80 m x 2.10 m.
Traza de perforación	Ver figura N° 24
Longitud de perforación	5 pies = 1.524 m.
Eficiencia de perforación	90%
Eficiencia de voladura	95%

Fuente: Propia

Figura 24: Malla de Perforación (1.80 m. x 2.10 m.)



Fuente: Propia

### b.- Voladura

El disparo es de manera simultánea, Carmex (conectores) y mecha rápida, para lo cual se iniciará un solo encendido que hará detonar las cargas de los taladros uno a continuación de otro, de modo que se vayan formando caras libres las cuales faciliten la rotura de la roca en el frente de avance.

## Índices de Voladura

**Calculo del número de taladros por frente (N):**

$$N^{\circ} tal = \left( \frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} tal = \frac{7.78}{0.40} + (2.1 \times 3.78) = 27 \text{ taladros}$$

**Longitud real de perforación (Lrp)**

$$Lrp = 5' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.37 \text{ m}$$

**Distancia neta de carga explosiva (Dnc)**

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.37 \text{ m} = 0.91 \text{ m}$$

**Cantidad de cartucho por taladro (Cct)**

$$Cct = \frac{0.91 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 5 \text{ cartuchos/taladro}$$

**Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)**

$$\text{masa} = \text{volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\text{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = 0.070 \text{ kg/cartucho}$$

$$Ccd = 27 \text{ tal} \times 5 \text{ cart} \times 0.070 \frac{Kg}{\text{cart}} = 9.45 \text{ Kg}$$

**Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$Vme = 3.78 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} = 5.18 \text{ m}^3$$

**Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$Cpd = 27 \text{ taladros} \times 1.37 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 36.99 \text{ m} = 121.36 \text{ pies}$$

**Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$Vrd = 3.78 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} \times 1.3 = 6.73 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

**Tonelaje roto por disparo (Trd)**

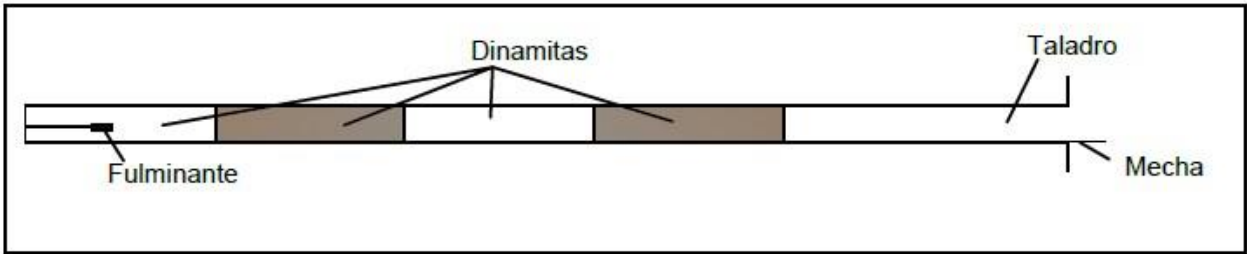
$$Trd = 3.78 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} \times 2.6 \frac{TM}{\text{m}^3} = 13.46 \text{ TM}$$

**Factor de potencia (Fp)**

$$Fp = \frac{9.45 \text{ Kg}}{13.46 \text{ TM}} = 0.70 \frac{Kg}{TM}$$



Figura 25: Diseño de carga de taladros



Fuente: Propia

### Consumo de guía (Cg)

$$Cg = \left( \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \right) \left( \frac{\text{guia}}{\text{tal}} \right)$$

$$Cg = \left( 27 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} \right) \left( \frac{(1.80 \text{ m}) \text{ guia}}{\text{tal}} \right) = 48.6 \text{ m/disp}$$

### c.- Limpieza

Se realizará manualmente con lampa minera y el acarreo utilizando carros mineros tipo Z-20, con capacidad de 0.70 toneladas, con un sistema de descarga por volteo lateral, que circulará sobre el piso de la Galería, impulsado por dos hombres.

Tonelaje a extraer : 13.46 ton/disp.

Capacidad de carga del Z-20 : 0.70 ton/carro

$$N^{\circ} \text{ carros/disp} = \frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje carga/carro}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{13.46 \frac{\text{ton}}{\text{disp}}}{0.70 \frac{\text{ton}}{\text{carro}}} = 19 \frac{\text{carros}}{\text{disp}}$$

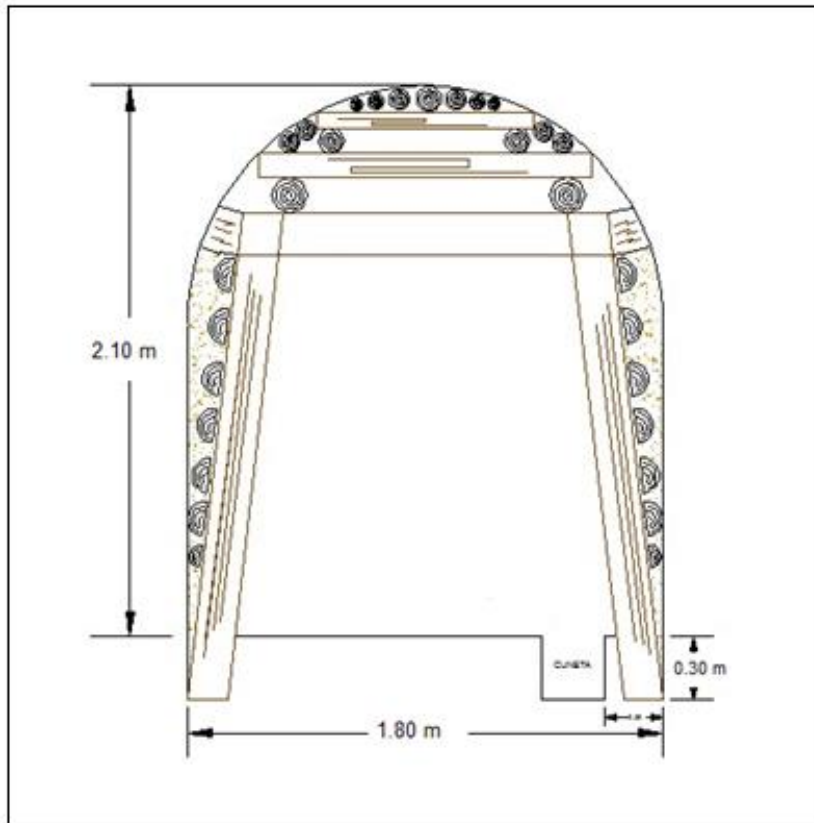
**d.- Carguío y acarreo**

Tiempo de carguío (pulso)	: 6 min
Tiempo acarreo (ida y vuelta)	: 3min (dist. máx. 50 m)
Tiempo de descarga	: 1min
Tiempos muertos	: 1min
Tiempo (ciclo de limpieza)	: 11 min. = 0.18 horas

$$\textit{Tiempo de limpieza} = N^{\circ} \frac{\textit{car}}{\textit{disp}} \times \textit{ciclo de limpieza}$$

$$\textit{Tiempo de limpieza} = 19 \frac{\textit{car}}{\textit{disp}} \times 0.18 \frac{\textit{h}}{\textit{car}} = 3.42 \textit{ h}$$

Figura 26: Sostenimiento con madera para Galería 260W (6' x 7')



Fuente: Propia

### 5.2.6.3 Chimeneas Principales 216 y 185

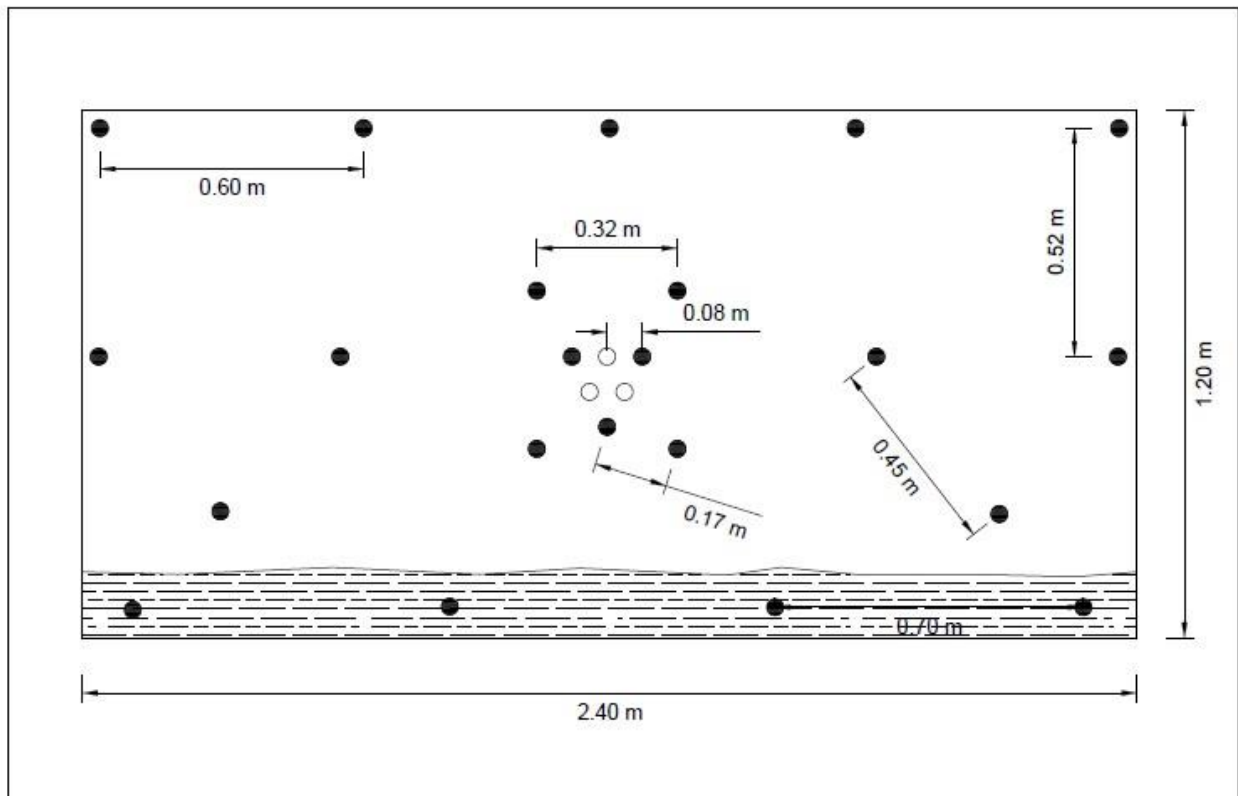
Son labores verticales de desarrollo que se ejecutan de abajo hacia arriba, subiendo en veta, se inicia del Nivel 2000 hasta el Nivel 2050.

*Cuadro 15: Características de ejecución de las CH 216 y CH 185*

Descripción	Características
Objetivo	Para la ventilación del tajo y de labores próximas, delimitación de los tajos.
Sección	1.20 m. x 2.40 m.
Altura	50 m.
Servicios	Tuberías de agua y aire se extienden a medida del avance de la chimenea
Ciclo de operaciones	Perforación, voladura, sostenimiento, limpieza/acarreo y extracción

Fuente: Propia

*Figura 27: Malla de Perforación (1.20 m. x 2.40 m.)*



Fuente: Propia

### a.- Perforación

*Cuadro 16: Parámetros de perforación de CH 216 y 185*

Descripción	Características
Equipo	Perforadora Neumática Stopper YSP 45.
Barrenos	Cónicos “Sandvik Coromant” de 2’ y 4’
Brocas	38 mm.
Tipo de roca	Dura
N° de taladros	23 taladros
Arranque	Corte (quemado)
Sección	1.20 m x 2.40 m.
Trazo de perforación	Ver figura N° 27
Longitud de perforación	4 pies = 1.22 m.
Eficiencia de perforación	90%
Eficiencia de voladura	95%

Fuente: Propia

### B.-Voladura

El disparo es 2 etapas, la primera se realiza en esteril de manera rotativa secuencial con el fin de ir formando la secuencia de caras libre que faciliten la acción de los taladros de ayuda, cuadradores y de contorno. La segunda voladura se realiza en la estructura mineraliza. Mientras no se concluya la chimenea, se debe usar ventilación mecánica (aspirante) o en su efecto dejar la tubería de aire comprimido abierta.

## Índices de voladura

### Cálculo del Número de Taladros por Frente (N):

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} tal = \frac{6.79}{0.50} + (2.0 \times 2.88) = 19 \text{ taladros}$$

### Longitud real de perforación (Lrp)

$$Lrp = 4' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.10 \text{ m}$$

### Distancia neta de carga explosiva (Dnc)

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.10 \text{ m} = 0.73 \text{ m}$$

### Cantidad de cartucho por taladro (Cct)

$$Cct = \frac{0.73 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

### Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)

$$\textit{masa} = \textit{volumen} \times \textit{densidad}$$

$$\textit{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\mathbf{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = \mathbf{0.070 \text{ kg/cartucho}}$$

$$\mathbf{Ccd} = 19 \text{ tal} \times 4 \text{ cart} \times 0.070 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = 5.32 \text{ Kg}$$

#### **Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$\mathbf{Vme} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} = 3.17 \text{ m}^3$$

#### **Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$\mathbf{Cpd} = 19 \text{ taladros} \times 1.10 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 20.9 \text{ m} = 68.57 \text{ pies}$$

#### **Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$\mathbf{Vrd} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 1.3 = 4.12 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

#### **Tonelaje roto por disparo (Trd)**

$$\mathbf{Trd} = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 2.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 8.24 \text{ TM}$$

#### **Factor de potencia (Fp)**

$$\mathbf{Fp} = \frac{5.32 \text{ Kg}}{8.24 \text{ Tm}} = 0.64 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

### c.- Limpieza

Se realiza aprovechando la gravedad hacia el buzón que se va construyendo conforme se va avanzando en realce. El vaciado del buzón se realizará a los carros Z-20.

Tonelaje a extraer : 8.24 ton/disp.

Capacidad de carga del Z-20 : 0.70 ton/carro

$$N^{\circ} \text{ carros/disp} = \frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje carga/carro}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{8.24 \frac{\text{ton}}{\text{disp}}}{0.70 \frac{\text{ton}}{\text{carro}}} = 12 \frac{\text{carros}}{\text{disp}}$$

### 5.2.7 Labores de preparación

Para poder explotar la veta Kathy entre los niveles 2000 y 2050 se tienen que preparar los tajos para la extracción de reservas minables mediante labores, tales como: subniveles, chimeneas cortas y tolvas americanas, las cuales se detallarán en el siguiente cuadro:



Tabla 9: Costos de ejecución de las labores de preparación

Nivel	Labor	Sección (m)		Prog. avanc. (m)	Costo (\$/ml)	Costo total (\$)	Tipo de labor
2000	Sub nivel 260 E	0.90	1.80	50.00	114.11	5705.50	Preparación
2000	Sub nivel 260 W	0.90	1.80	50.00	114.11	5705.50	Preparación
2000	Chimenea 474	1.20	2.40	50.00	156.39	7819.50	Preparación
2000	Chimenea 476	1.20	2.40	50.00	156.39	7819.50	Preparación
2000	4 Tolvas americanas				287.41	1149.64	
	<b>Total</b>			<b>200.00</b>		<b>28199.64</b>	

Fuente: Propia

#### 5.2.7.1 Chimeneas Cortas

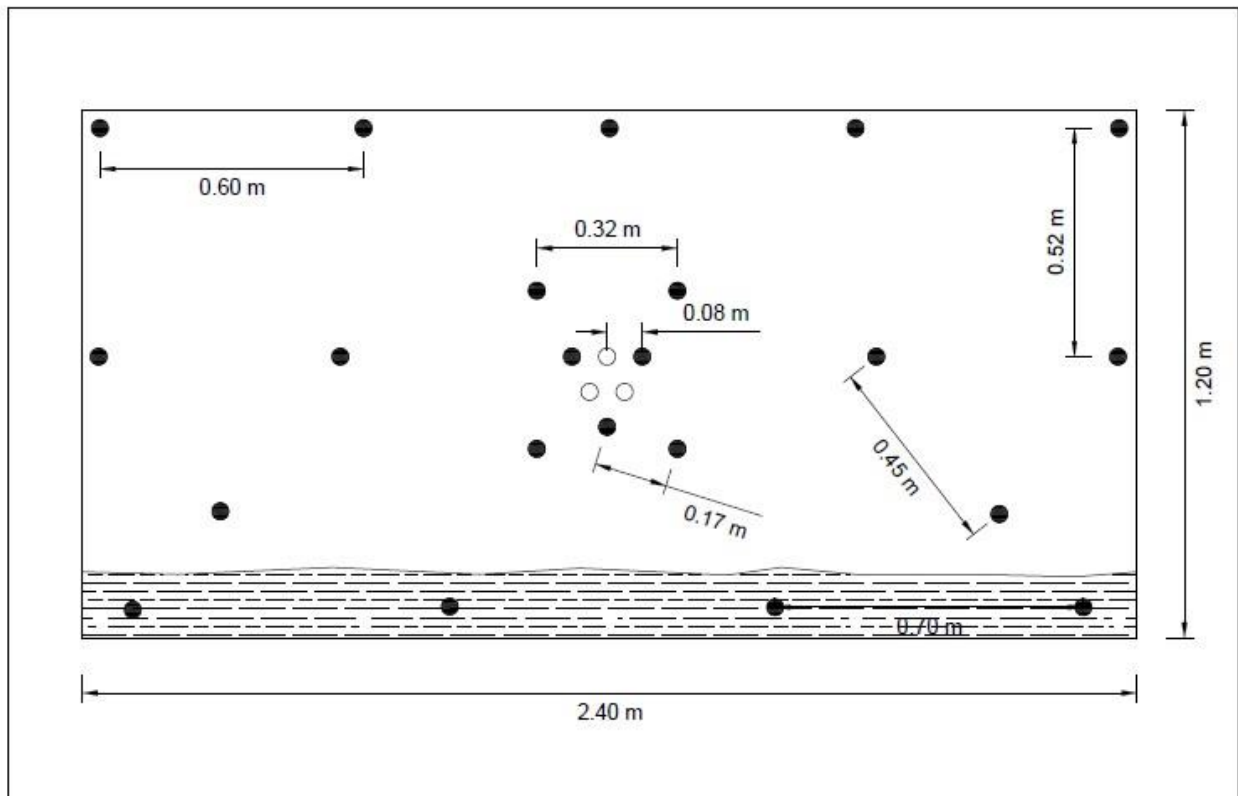
Son labores de preparación que son realizadas a partir de la Galería 260 W de extracción hasta el corte inferior del tajo o sub nivel, estas chimeneas serán construidas a 22 metros de separación entre una y otra, a partir de las chimeneas principales o laterales. El buzón camino construido al centro del tajo es doble compartimento, debido a que uno de ellos servirá como camino para el acceso del personal al tajo mientras que el otro servirá como buzón para la evacuación del mineral o desmonte.

*Cuadro 17: Características de ejecución*

Descripción	Características
Objetivo	Para la evacuación del mineral proveniente del corte en los tajos minado.
Sección	4' x 8' (1.20 m x 2.40m)
Altura	50 m.
Servicios	Tuberías de agua y aire que se extienden a medida del avance de la chimenea.
Ciclo de operaciones	Perforación, voladura, ventilación, sostenimiento, limpieza. Acarreo y extracción

Fuente: Propia

*Figura 28: Malla de Perforación (4' x 8')*



Fuente: Propia

### a.- Perforación

*Cuadro 18: Parámetros de perforación*

Descripción	Características
Equipo	Perforadora neumática Stopper YSP 45
Barras	Cónicas “Sandvik Coromant” de 2’ y 4’
Brocas	38 mm.
Tipo de roca	Dura
N° de taladros	23 taladros
Arranque	Corte (quemado)
Sección	1.20 m x 2.40 m.
Trazo de perforación	Ver figura N° 28
Longitud de perforación	4 pies = 1.22 m.
Eficiencia de perforación	90%
Eficiencia de voladura	95%

Fuente: Propia

### b.- Voladura

El disparo es de manera rotativa secuencial con el fin de ir formando la secuencia de caras libre que faciliten la acción de los taladros de ayuda, cuadradores y de contorno. Mientras no se concluya la chimenea, dejar la tubería de aire comprimido (tercera línea) abierta durante los trabajos en la labor.

## Índices de voladura

### Cálculo del número de taladros por frente (N):

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} tal = \frac{6.79}{0.50} + (2.0 \times 2.88) = 19 \text{ taladros}$$

### Longitud real de perforación (Lrp)

$$Lrp = 4' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.10 \text{ m}$$

### Distancia neta de carga explosiva (Dnc)

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.10 \text{ m} = 0.73 \text{ m}$$

### Cantidad de cartucho por taladro (Cct)

$$Cct = \frac{0.73 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

### Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)

$$\text{masa} = \text{volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\text{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = 0.070 \text{ kg/cartucho}$$

$$Ccd = 19 \text{ tal} \times 4 \text{ cart} \times 0.070 \frac{Kg}{\text{cart}} = 5.32 \text{ Kg}$$

**Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$Vme = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} = 3.17 \text{ m}^3$$

**Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$Cpd = 19 \text{ taladros} \times 1.10 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 20.9 \text{ m} = 68.57 \text{ pies}$$

**Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$Vrd = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 1.3 = 4.12 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

**Tonelaje roto por disparo (Trd)**

$$Trd = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 2.6 \frac{TM}{\text{m}^3} = 8.24 \text{ TM}$$

**Factor de potencia (Fp)**

$$Fp = \frac{5.32 \text{ Kg}}{8.24 \text{ Tm}} = 0.64 \frac{Kg}{TM}$$

### c.- Limpieza y Acarreo

La descarga del mineral/desmonte del buzón, se realiza directamente hacia carros mineros tipo Z-20, de 0.70 Ton/carro de capacidad con sistema de descarga por volteo lateral, impulsado por dos hombres.

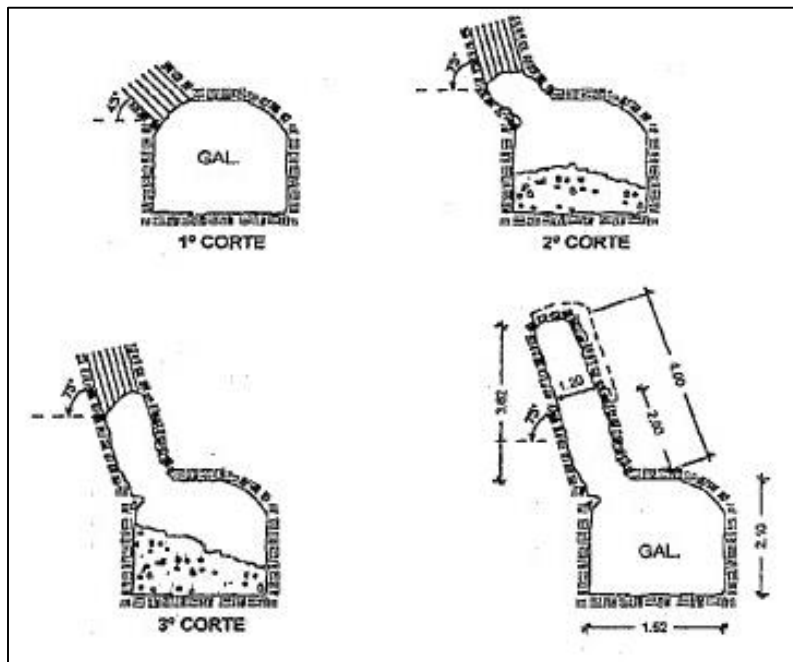
Tonelaje a extraer : 8.24 ton/disp.

Capacidad de carga del Z-20 : 0.70 ton/carro

$$N^{\circ} \text{ carros/disp} = \frac{\text{tonelaje a extraer}}{\text{tonelaje carga/carro}}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{8.24 \frac{\text{ton}}{\text{disp}}}{0.70 \frac{\text{ton}}{\text{carro}}} = 12 \frac{\text{carros}}{\text{disp}}$$

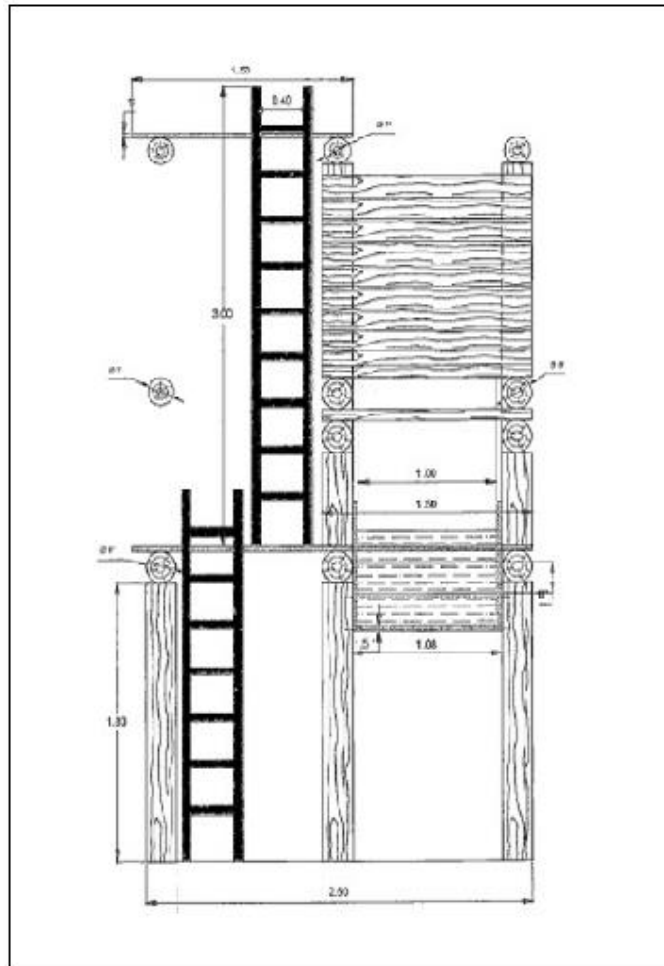
Figura 29: secuencia de cortes para ejecución de Buzón



Fuente: Propia



Figura 31: Tolva americana de doble compartimento en vista frontal



Fuente: Internet.

### 5.2.7.2 Sub Nivel

Es labor de preparación, viene a ser el corte inferior del tajo y se construye encima de la galería de extracción dejando un puente de mineral de 2.5 m de ancho que servirá como piso del tajo. Esta labor se avanza en veta y en toda la longitud del block mineralizado existente, comunica a las dos chimeneas principales o laterales; viene a construir la primera franja horizontal a partir del cual se progresará la perforación en sentido ascendente.



*Cuadro 19: Características de ejecución de Sub nivel*

Descripción	Características
Objetivo	Sirve como plataforma de trabajo para iniciar el arranque del mineral contenido en el tajo.
Sección	3' x 6' (0.90 m x 1.80 m)
Longitud	88 m.
Servicios	Mangueras de agua y aire se extienden a medida que se avanza en el frente del sub nivel.
Ciclo de operaciones	Perforación, voladura, limpieza, sostenimiento.

Fuente: Propia

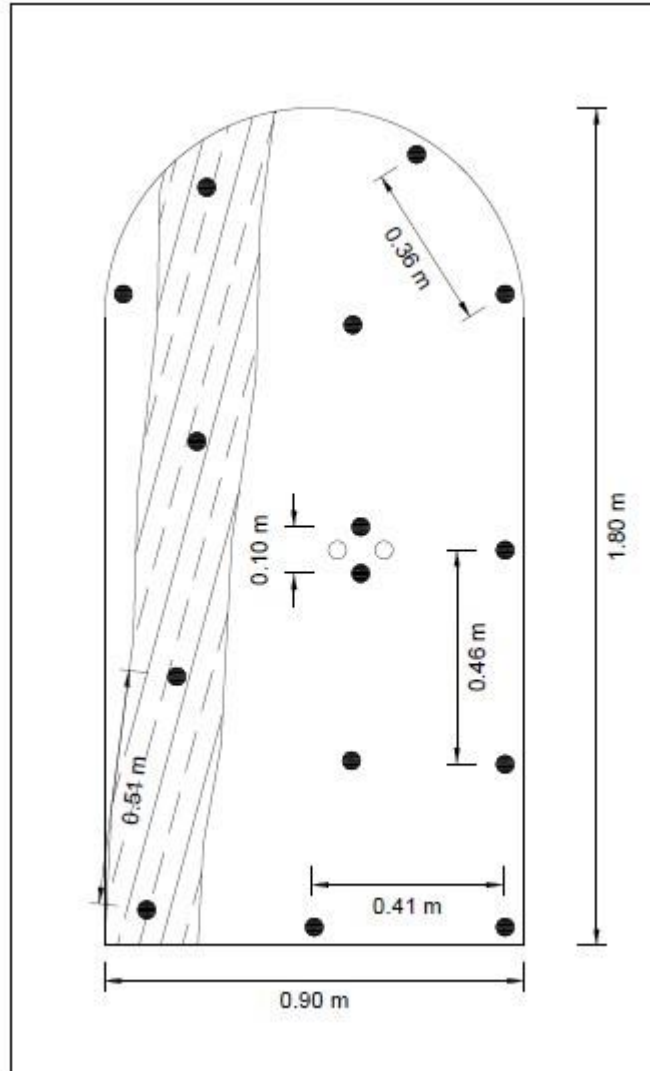
### **A.-Perforación**

La perforación del sub nivel se inicia a partir de la abertura del buzón/camino 476 E, ubicado en la parte central del tajo, procediendo a la perforación frontal del sub nivel, hasta comunicar al PQ 260 y la CH 216 (ver figura N° 32)

*Cuadro 20: Parámetros de perforación*

Descripción	Características
Equipo	Perforadora neumática Jack Leg YT – 29 A
Barras	Cónicas “Sandvik Coromant” de 2',3',4' y 5'
Brocas	38 mm.
Tipo de roca	dura
N° de taladros	13 taladros
Arranque	Corte quemado
Sección	0.90 m x 1.80 m.
Trazo de perforación	Ver figura N° 32
Longitud de perforación	4 pies = 1.22 m.
Eficiencia de perforación	90%

Figura 32: Malla de perforación (3' x 6')



Fuente: Propia

### b.- Voladura

Es rotativo, para lo cual se sigue el orden de encendido que hará detonar las cargas de los taladros uno a continuación del otro.

## Índices de voladura

**Cálculo del número de taladros por frente (N):**

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{5.09}{0.40} + (2.0 \times 1.62) = 16 \text{ taladros}$$

**Longitud real de perforación (Lrp)**

$$Lrp = 5' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.37 \text{ m}$$

**Distancia neta de carga explosiva (Dnc)**

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.37 \text{ m} = 0.91 \text{ m}$$

**Cantidad de cartucho por taladro (Cct)**

$$Cct = \frac{0.91 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 5 \text{ cartuchos/taladro}$$

**Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)**

$$\text{masa} = \text{volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\text{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = 0.070 \text{ kg/cartucho}$$

$$Ccd = 16 \text{ tal} \times 5 \text{ cart} \times 0.070 \frac{Kg}{\text{cart}} = 5.60 \text{ Kg}$$

**Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$Vme = 1.62 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} = 2.22 \text{ m}^3$$

**Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$Cpd = 16 \text{ taladros} \times 1.37 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 21.92 \text{ m} = 71.92 \text{ pies}$$

**Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$Vrd = 1.62 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} \times 1.3 = 2.89 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

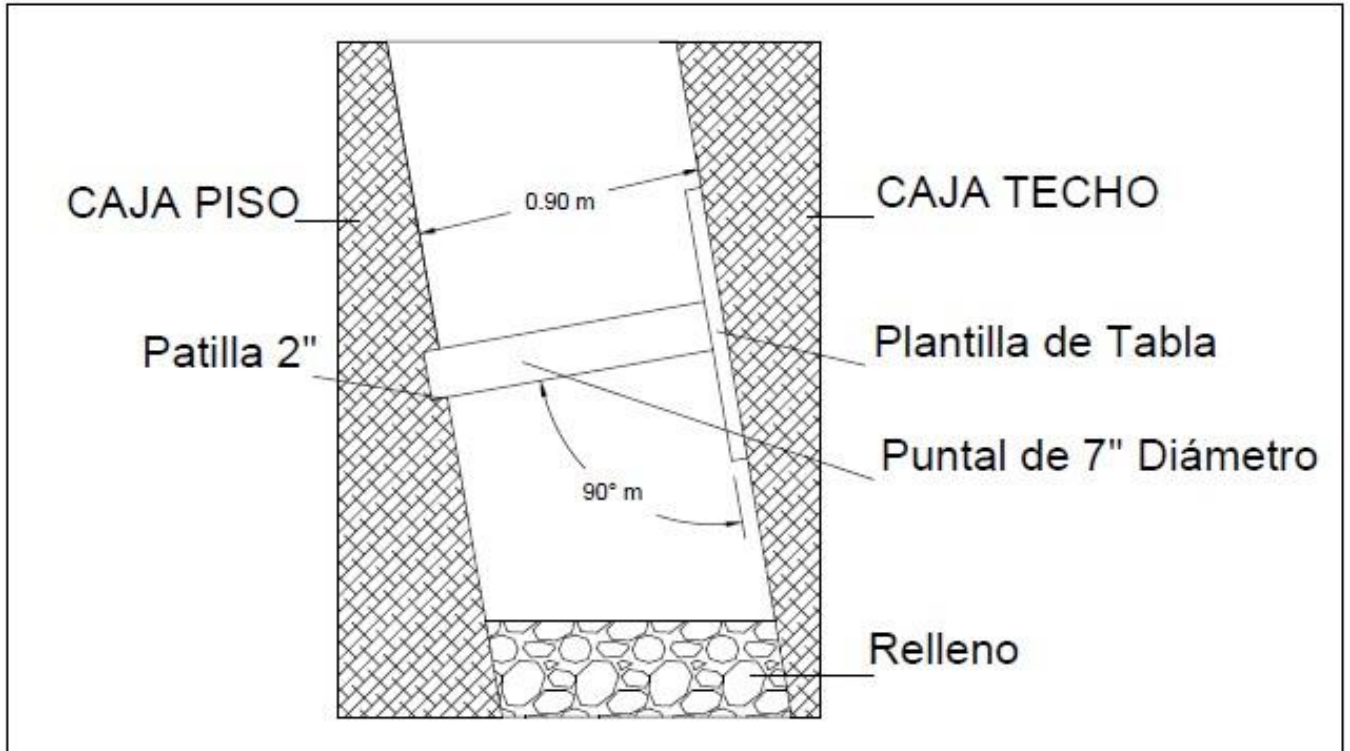
**Tonelaje roto por disparo (Trd)**

$$Trd = 1.62 \text{ m}^2 \times 1.37 \text{ m} \times 2.6 \frac{TM}{\text{m}^3} = 5.77 \text{ TM}$$

**Factor de potencia (Fp)**

$$Fp = \frac{4.48 \text{ Kg}}{5.60 \text{ Tm}} = 0.97 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

Figura 33: Sostenimiento con Puntal de Seguridad para Tajos



Fuente: Propia

### c.- Limpieza

Se efectúa manualmente utilizando lampas mineras y recojo con carretillas tipo "Buggy", quienes voltean el desmonte/mineral al buzón o chute, desde el cual se tolvea hacia los carros mineros Z-20 que lo transportaran hacia la cámara de acumulación del Nivel 260 W, con un modo de descarga por volteo lateral, impulsado por dos hombres.

### **Características de una Carretilla**

Capacidad de carretilla	: 0.09 m <sup>3</sup> = 3.21 pies <sup>3</sup>
Capacidad de lampa minera	: 0.007 m <sup>3</sup> = 0.25pies <sup>3</sup>
Distancia de acarreo	: 22 m
Factor de llenado carretilla	: 90%
N° lampeada por carretilla	: 13

### **Ciclo de trabajo de una carretilla**

Tiempo de carguío	: 1.00 min
Tiempo de ida al buzón	: 2.00 min
Tiempo de descarga	: 0.50 min
Tiempo de retorno	: 1.50 min
Tiempo total del ciclo	: 5.00 min

### **Numero de ciclos por hora (Nhc)**

$$Nch = \frac{60 \text{ min/hora}}{5 \text{ min/ciclo}} = 12 \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}}$$

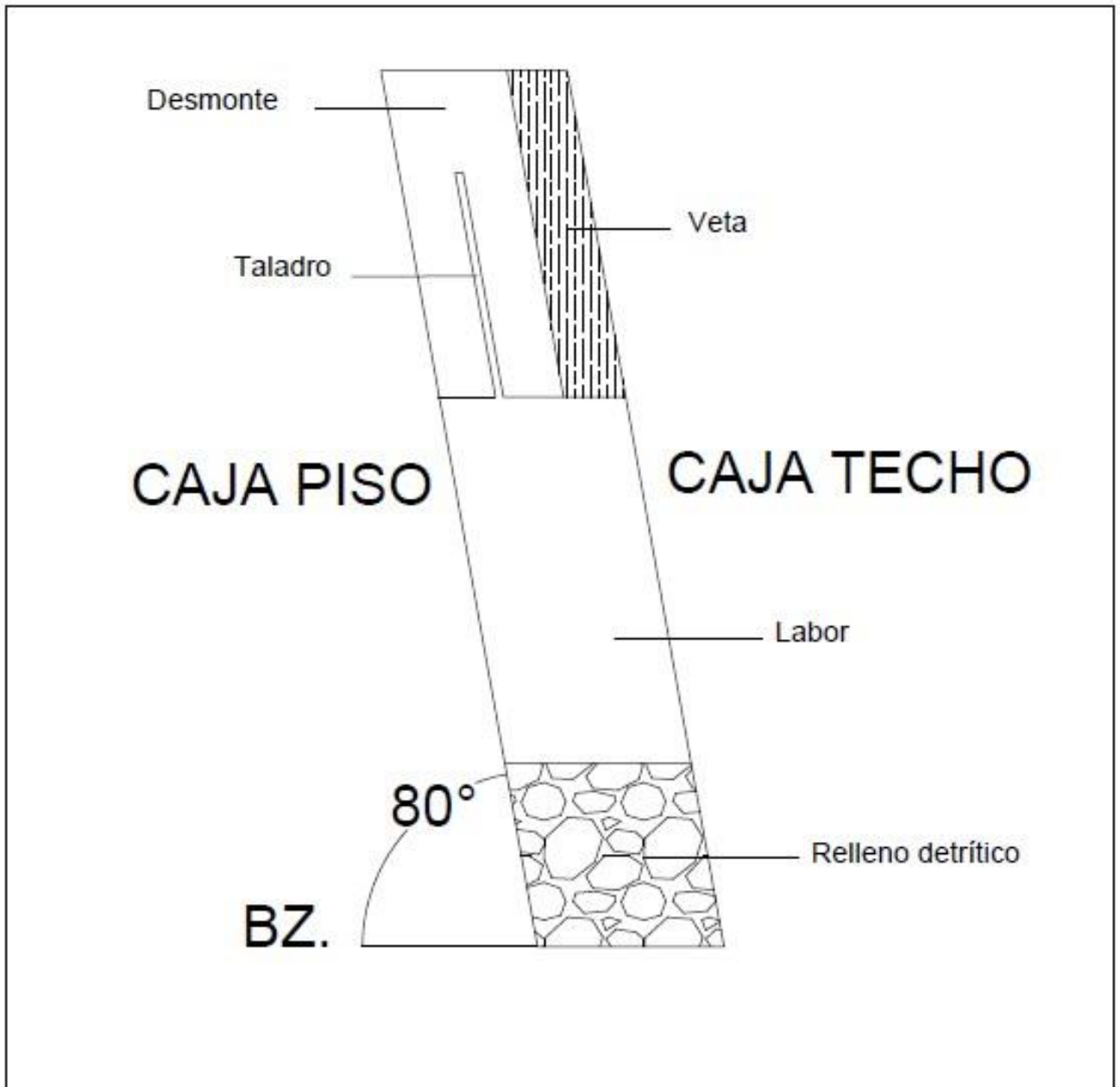
### **5.2.8 Ciclo de Minado en el Tajo**

El trabajo operacional consiste en 1 guardia/día, cada guardia de 12 horas; se empleará el Circado como sub método de explotación, que tiene la particularidad de ser muy selectivo. El Circado consiste en hacer voladura solamente en material estéril, luego se tiende este material como relleno, posteriormente se hará voladura en la veta de mineral. El ciclo de minado consta de 5 etapas:

- Perforación.
- Carguío/voladura.

- Sostenimiento.
- Limpieza.
- Relleno.
- Acarreo.
- Extracción.

Figura 34: Vista en Perfil de Perforación en Tajo

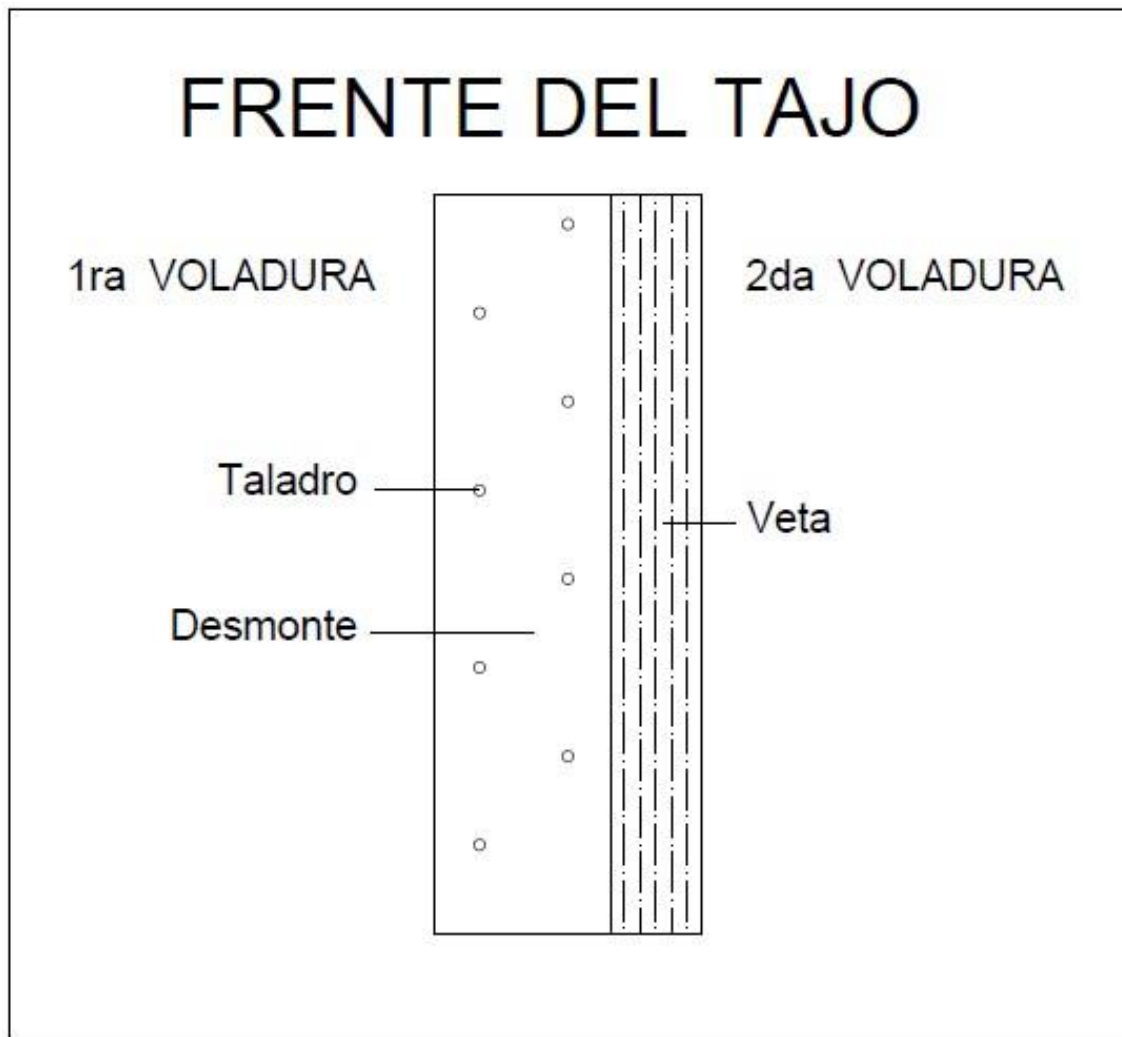


Fuente: Propia

### 5.2.8.1 Malla de Perforación

La malla de perforación empleadas en la unidad de producción Alpacay se eligen de acuerdo a la resistencia o calidad estructural de la roca de la caja techo o piso, variando así la malla de perforación fundamentalmente en las distancias entre taladros, aumentando cuando la roca es muy incompetente (caso panizos) y disminuyendo en aquellas estructuras de roca dura.

Figura 35: Etapas de la voladura en Tajo



Fuente: Propia



### 5.2.8.2 Cálculo de Burden – Modelo Matemático de PEARCE

En este modelo matemático, el Burden está basado en la interacción proporcionada por la mezcla explosiva, representada por la presión de detonación y la resistencia a la tensión dinámica de la roca. Utilizando el concepto de la energía de detonación por unidad de volumen obtuvo la siguiente ecuación:

$$Burden = \frac{Kv * Dtal}{1000} * \sqrt{\frac{POD}{Std}}$$

Donde:

Kv : Factor de volabilidad en función de la calidad de roca.

Dtal : Diámetro del taladro.

POD : Presión de detonación

Std : Resistencia a la tracción dinámica de la roca.

*Tabla 10: Resistencia de discontinuidades*

Calidad de roca	Factor de corrección (JFS)
Muy buena	1
Buena	0.9
Regular	0.8
Mala	0.7

Fuente: Departamento de Geología MYSAC

Tabla 11: Calidad de roca

RMR	RQD %	Promedio %	Calidad de roca	Resistencia (Mpa)
<20	0 – 25	13	Muy mala	5 – 25
21 – 50	25 – 50	38	Mala	25 – 50
51 – 60	50 – 70	60	Regular	50 – 100
61 – 80	70 – 90	80	Buena	100 – 250
81 – 100	90 – 100	95	Muy buena	> 250

Fuente: Departamento de Geología MYSAC

**- Cálculo del factor de la Volabilidad “Kv” en función de la calidad de roca.**

$$Kv = 1.96 - 0.27 * \ln(ERQD)$$

$$ERQD = 60 * JFS$$

Por lo tanto:

$$ERQD = 60 * 0.8 = 48$$

$$Kv = 1.96 - 0.27 * \ln(48) = 0.92$$

**-Cálculo de presión de detonación (POD)**

Factor de conversión de Kbar a Kg/cm<sup>2</sup> = multiplicar por 1/0.001016728.

$$POD = POD(Kbar)/FC$$

$$POD = 65 * \left( \frac{1}{0.001016728} \right) = 80650.872$$

**-Resistencia a la tracción dinámica de la roca (St)**

$$St = 8\% * Sc$$

*Tabla 12: Resistencia de compresión uniaxial*

---

Resistencia a la compresión uniaxial

---

140
90
101
96

---

Fuente: Departamento de Geología MYSAC

$$St = 0.08 * 101 = 8.08 \text{ Mpa}$$

**-Resistencia a la tracción dinámica de la roca (Std)**

$$Std = 4.5 * 10.197 * St$$

$$Std = 4.5 * 10.197 * 8.08 = 370.76292 \text{ Kg/cm}^2$$

**-Aplicación del modelo matemático de Pearce.**

$$Burden = \frac{0.915 * 38}{1000} * \sqrt{\frac{80650.872}{370.76292}} = 0.51 \text{ m} = 0.50 \text{ m.}$$

**-Espaciamiento**

$$E = \frac{((H + (2 * Burden)))}{3}$$

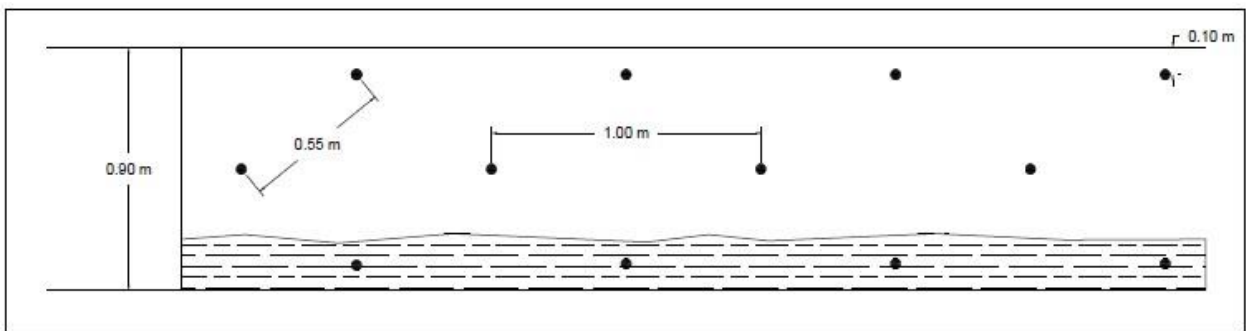
$$E = \frac{((1.09 + (2 * 0.50)))}{3} = 0.69 \text{ m.}$$

**-Tipo de malla**

Triangular de 3 taladros

Distancia de la caja al taladro 0.10 m.

*Figura 36: Malla de Perforación para realce (Tajo)*



Fuente: Propia

**a.- Perforación**

La perforación en los tajos se realiza a partir del techo del subnivel con taladros inclinados 80° hacia la cara libre y con ángulo paralelo al buzamiento de la veta evitando el debilitamiento de las cajas y la dilución. Es esta operación el control del paralelismo es muy importante, para lo cual se hace uso de los guidores, evitando la sobre rotura y consecuentemente la posible dilución del mineral, así como también una buena distribución de la energía del explosivo al momento de la voladura.

*Cuadro 21: Características para el Realce del Tajo*

Descripción	Características
Perforadora	Perforadora neumática Jack Leg YT – 29 A
Barrenos	Cónicos “Sandvick Coromant” de 2’ y 4’
Longitud del tajo	22 m
Ancho de minado	0.90 m
Altura de perforación	2.4 m
Altura de corte	1.09 m
Inclinación	Según el buzamiento 80°
Paralelismo	Uso de guidores
Contorneo de veta	Solicitar a Geología
Pintado de malla	Responsable la supervisión.

Fuente: Propia

-Número de filas

$$NF = \frac{\text{Long. del tajo}}{2 * \text{Burden}}$$

$$NF = \frac{22}{2 * 0.50} = 22 \text{ m}$$

-Número de taladros en toda el ala

$$NT = N^{\circ} \text{ de filas} * N^{\circ} \text{ de tal. en la malla}$$

$$NT = 22 * 3 = 66 \text{ taladros}$$

## **B.- Voladura**

Para la voladura se utiliza dinamita (Semexa) semigelatina al 65%, fulminante N° 8, como iniciador y guía impermeable EXSA. Para el carguío se usa atacadores de madera, para el orden de encendido se contara con conectores y mecha rápida.

La voladura comprende el despeje paralelo de taladros en fila. Se plantean dos tipos de voladura:

- **Voladura de franqueo:** para generar frente desde el punto de extracción central (una cara libre).
- **Voladura de avance:** para continuar el frente hacia los extremos del block (dos caras libres).

### **Longitud real de perforación (Lrp)**

$$Lrp = 4 \times 0.3048 \times 0.9 = 1.10 \text{ m}$$

### **Distancia neta de carga explosiva (Dnc)**

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.10 \text{ m} = 0.73 \text{ m}$$

### **Cantidad de cartucho por taladro (Cct)**

$$Cct = \frac{0.73 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

**Cantidad de explosivo que se necesita por disparo (Ccd)**

$$\mathbf{masa} = \mathbf{volumen} \times \mathbf{densidad}$$

$$\mathbf{volumen} = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$\mathbf{Masa} = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = \mathbf{0.070 \text{ kg/cartucho}}$$

$$\mathbf{Ccd} = 66 \text{ tal} \times 4 \text{ cart} \times 0.070 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = \mathbf{18.48 \text{ Kg}}$$

**Volumen de material que se va extraer (Vme)**

$$\mathbf{Vme} = 19.80 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} = 21.78 \text{ m}^3$$

**Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)**

$$\mathbf{Cpd} = 66 \text{ taladros} \times 1.10 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 72.6 \text{ m} = 238.19 \text{ pies}$$

**Volumen roto por disparo (Vrd)**

$$\mathbf{Vrd} = 13.20 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 1.3 = 18.88 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

**Tonelaje roto por disparo (Trd)**

$$\mathbf{Trd} = 13.20 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 2.6 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 37.75 \text{ TM}$$

## Factor de potencia (Fp)

$$Fp = \frac{18.48 \text{ Kg}}{37.75 \text{ Tm}} = 0.49 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

### c.- Limpieza y Extracción

El material arrancado por rebanadas sucesivas como producto de la perforación y voladura que se encuentra acumulado dentro del tajo es vaciado a los buzones con uso de lampas y carretillas, el transporte de mineral es acumulado en los buzones, y luego vaciado a los carros mineros (Z-20) y posteriormente transportado hacia la cámara de acumulación del PQ 260 para su Izaje. Para la limpieza del mineral en el tajo se usara las lampas aprovechando la gravedad, lo que representa un 20 % del total de mineral a evacuarse. Luego, la limpieza del tajo total se realiza por medio de carretillas trasladando el mineral hacia los buzones.

Esta limpieza manual nos garantiza una buena selectividad en el escogido (pallaqueo) que se realiza, por consiguiente una buena recuperación del mineral.

Se realiza cálculos para el diseño de parámetros de limpieza y extracción.

### Condiciones generales de limpieza y extracción

Total de mineral roto en el tajo	: 28.31 Ton
Producción diaria	: 10 Ton
P.e del mineral insitu	: 2.60 Ton/m <sup>3</sup>
P.e del mineral roto	: 2.10 Ton/m <sup>3</sup>
Volumen de mineral roto en el tajo	: 10.89 m <sup>3</sup>



Distancia de transporte promedio	: 50 m
N° guardias/día	: 1
N° hombres guardia /limpieza	: 3
N° hombres guardia/extracción	: 2
N° hombre guardia/izaje	: 2

### **Tiempo efectivo de trabajo por día**

Tiempo de almuerzo	: 1.0 h
Tiempo de sostenimiento (apuntalado)	: 1.0 h
Otros (desatado, pallaqueo, macheo, etc.)	: 1.0 h
Total de tiempo muerto	: 3 h
Tiempo efectivo de trabajo diario	: 12.0 – 3.0 = 9.0 h

### **Extracción de tolva**

Tonelaje a extraer	: 28.31 ton/disp.
Capacidad de carga del Z-20	: 0.88 ton

### **Numero de carros por disparo:**

$$N^{\circ} \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{\text{ton/disp}}{\text{ton/carro}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{carros}}{\text{disp}} = \frac{28.31 \text{ ton/disp}}{1.5 \text{ ton/carro}} = 19 \text{ carros/disp}$$

### **Tiempo total por ciclo de extracción (Ttc)**

Tiempo de carguío	: 1.0 min
Tiempo de ida	: 5.0 min
Tiempo de descarga	: 0.5 min

Tiempo de retorno : 5.0 min  
 Otros cambios : 3.5 min  
 Tiempo total por ciclo : 15.0 min

**Número de viajes por guardia (Nvg)**

$$Nvg = \frac{Te \times Dm \times Fu}{Ttc}$$

Donde:

Te : tiempo efectivo  
 Dm : disponibilidad mecánica 85%  
 Ttc : tiempo total por ciclo de extracción  
 Fu : factor de utilización 90%

$$Nvg = \frac{5.5 \frac{h}{guard} \times 60 \text{ min} \times 0.85 \times 0.90}{15 \text{ min}} = 17 \frac{\text{viajes}}{\text{guard}}$$

**Capacidad de carro minero (Ccm)**

$$Ccm = \frac{15 \text{ ton/dia}}{17 \text{ viajes/guard}} = 0.88 \frac{\text{ton}}{\text{carro}}$$

$$Ccm = \frac{0.88 \frac{\text{ton}}{\text{carro}}}{2.1 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}} = 0.44 \frac{\text{m}^3}{\text{carro}}$$

Por consiguiente se necesitan carros mineros cuya capacidad sea igual o mayor a 0.44 m<sup>3</sup>, pudiendo elegirse carros mineros tipo Z-20.

#### **d.- Relleno**

Esta etapa del ciclo de minado consiste en el rellenado del espacio vacío que queda dentro del tajo a consecuencia de la extracción del mineral, con material estéril producto de los frentes de desarrollo y preparación. Debido a que la explotación es por circado, la mayor cantidad de material de relleno resulta de la voladura de la caja piso para alcanzar el ancho de minado de 0.90 m, una parte de este material es utilizado en el levantamiento de buzones (pircado), mientras que el resto es rellenado en el piso del tajo (pampillado). La rotura se efectúa con el empleo de taladros cortos de 4 pies de longitud y una malla de perforación de 0.40 m x 0.40 m, obteniéndose dimensiones de 10 a 20 pulgadas de diámetro. El relleno del tajo se efectúa hasta dejar un espacio de 2.0 m entre el piso y el techo del tajo.

Las etapas de relleno son las siguientes:

- Levantamiento de buzón/camino, mediante el pircado y enrejado con madera.
- Acomodo de material estéril y relleno con el desmote proveniente de la caja techo.
- Colocado de parrillas en los buzones, siendo necesario que el diámetro del mineral/desmote este entre 2 y 4 pulgadas como máximo.
- El personal y equipo utilizado para el relleno del tajo es el mismo que se usa para la limpieza.

#### **Condiciones generales de relleno**

Volumen del tajo a rellenarse	: 14.0 m <sup>3</sup>
Altura de relleno	: 1.40 m
Altura libre entre el piso del relleno y el techo	: 2.00 m

Volumen de material desquinchado (insitu)	: 7.40
Factor de esponjamiento	: 30%
Volumen de material desquinchado (roto)	: 11.72
Peso específico del material del relleno	: 2.60 ton/m <sup>3</sup>
Malla de perforación	: 0.40 m x 0.40 m
Número de hombres guardia	: 3
Volumen de material de relleno	: 26.00 m <sup>3</sup>

### **5.3 Planta de Beneficio**

La planta está ubicada en la zona de La Calera, a 35 minutos de la U.P. Alpacay tiene una capacidad de tratamiento de 150 Toneladas/día de mineral, de los cuales 10 Toneladas provienen de la Veta Kathy.

#### **5.3.1 Circuito de Recibido de Mineral Chancado y Molienda**

Tolva de gruesos de 40 TM. de capacidad, construida de plancha de acero, con su respectiva compuerta de regulación.

Parrilla Grizzly de 3' x 4' fabricada con patinas de 3/3' de espesor, con abertura de 1'' y mi chute de plancha de acero.

Chancadora de quijada 8'' x 16' completa, incluyendo base deslizante común para motor y chancadora fabricada. El motor es de 30 Hp, 1800 RPM. y 220/240 v.

Chute de descarga para la chancadora fabricada en plancha de acero.

Faja transportadora de 16' de ancho por 12 m. de longitud entre centros de polea, incluye la faja de lona, forrado de jebe, redactor de poleas tractores y de retorno, faja en "V", motor de 4.5 HP, 1800RPM, con salida de 3/60/220v.

Faja alimentadora de 16'' de ancho por 4'' de distancia entre centros de polea, completa con redactor y faja en "V", motor de 1.8 HP, 1800 RPM, con salida de 3/60/220 v.

Molino de bolas de 5' de diámetro por 5' de longitud, incluyendo forros de acero, rotor bobinado de 60 HP, 900 RPM incluyendo arrancador.

Clasificador de espiral de 18'' por 13'', motor de 4,8 HP. 1800 RPM.

### **5.3.2 Circuito de Cianuración**

Bombas centrifugas verticales de una pulgada, completa con cuerpo y caja de fierro fundido, motor de 3,6 HP, 1800 RPM en total cuatro.

Tres espesadores de 15'x8' completa, con tanque fabricado en plancha de acero, corona de 24'' de diámetro, motor de 2,4 HP, 1800 RPM.

Tres bombas de diafragma de 2'' de diámetro modelo E simple de carrera regulable completa con diafragma reforzada y redactor de velocidad, motor eléctrico de 2,4 HP.

Tres agitadores de 12' de diámetro por 12' de alto tipo abierto, completo con tanque de plancha de acero, estructuras para el mecanismo de agitación vertical suspendido, reductor de velocidad, de 36'' recubierta de jebe, motor de 2.4 HP 1800 RPM.

### 5.4.3 Circuito de Precipitación

Tanque clasificador de 5' de largo, de plancha de acero incluyendo válvulas de alimentación, flotador para control de nivel y bolsas para la clasificación.

Tanque residual de líquido clasificado, de plancha de acero, incluyendo indicador de nivel neumático, manómetro vacío.

Bomba de vacío húmeda NASII-AHG-25 completo con base, con silenciador y control de flujo de caja. motor 2 HP, 3600 RPM, cori salida de 3/220/440 v.

Tanque mezclador de 3' x 3' x 3 de plancha de acero, incluyendo parte cónica, soportes y base para la bomba con flotador y sistema de recirculación.

Cuatro bombas centrífugas horizontales Marlowe, modelo 14-EI de 1' de diámetro de la carga, motor 3,4 HP, 1800 RPM, con salida de 3/60/220/440 y alimentador de fajas de 6" x 6" x 6' entre centros de poleas, para alimentar polvo de zinc, motor de 90 HP, 3/60/220 v.

La tanque de precipitado de 2' x 5" x 6' y 4" x 3' de plancha de acero, incluyendo bolsas. Recolección de precipitado.

### 5.3.4 Misceláneos

Balanza mecánica para faja transportadora de 16" ancho.

Muestreador automático de 16" de carrera, motor de 0,5 HP 3/60/ 220/ 440 v.

Bomba centrífuga de una pulgada para bombeo de las soluciones motor de 0,5 HP.

Tanque metálico de 10" de diámetro por 12" para almacenamiento de soluciones.

Alimentador de reactivos líquidos dúplex motor 0,5 HP, 3/60/220/440 v.

### **5.3.5 Instalaciones**

Una flota de elementos de instalación de flujo, base para el molino, chutes, canaletas, líneas de carga, reactivos, etc.

Poste de acero para edificio, techo cubierto de calamina, para la zona de la tolva de gruesos, chancadora de quijadas, fajas de transporte, techo y paredes cubiertas de calamina para la tolva de finos. Molino, agitación y preparación, no se incluye la cubierta de espesadores.

Un lote para el servicio de montaje de equipos de edificios e instalaciones de elementos de flujo.

Un lote de materiales eléctricos incluyendo tableros de control, materiales para las instalaciones de motores, alumbrado para la planta, incluyendo servicio de instalación.

### **5.3.6 Laboratorio**

Chancadora de quijadas de 5'' x 6' motor de 6.6 HP 1800 RPM. 3/60/220/440 v.

Chancadora de rodillos de 10'' x 6'' motor de 3,6 HP.

Cuarteador de muestreo de 8'' x 10''

Un rot-tap, destilador de agua, estufa para secado de muestras. termas, muflas, ventilador eléctrico.

### **5.3.7 Operación de la Planta**

#### **-Recibido de Mineral**

El mineral proveniente de la mina, será recibido en la tolva de gruesos de 40 TM. De capacidad provista de una parrilla de rieles de 4'' de abertura para evitar el paso del mineral de mayor tamaño.

#### **-Chancado**

La trituración se efectúa en una chancadora de quijadas de 8'' x 16'' para descargar, hasta un producto de menos de 3/4'', pasando por una parrilla estacionara de 3' x 4' con abertura de 1'' de luz, luego es transportada por una faja transportadora de 16'' por 12 m. de largo, el producto de menos 1'' almacenada en la tolva de finos de 50 TM. de capacidad.

#### **-Molienda**

La descarga de la tolva de finos, se recibe en una faja alimentadora de 16'' x 25' que alimenta al chute de la unión con la entrada al molino de botas de 5 x 5 x5, en circuito cerrado con clasificador espiral de 18'' de diámetro por 13' de largo, esperando obtenerse una molienda de 65% de malla menos 200, una pulpa de sólidos de 25% en el rebose del clasificador.

#### **-Circuito de Cianuración**

Antes de entrar al circuito de cianuración se prepara la pulpa del clasificador, la cual ya viene con cal en forma sólida para controlar el PH, la pulpa ingresa al primer agitador y con ayuda de una bomba al vicio se desoxigena a los tres agitadores en



desnivel, la solución rica (solución cianuro al 10%) con una consistencia del 55%, de sólidos según resultados de laboratorio, ingresa al sistema de lavado, colocándose en desnivel los tres espesadores, de tal forma que la pulpa se traspase por gravedad al circuito de lavado en contracorriente, la cual ingresa por el primer espesador. luego al segundo y por ultimo al tercero. El PH de trabajo es de 10,2 y se mantiene en ese rango mediante regulación de la alimentación de cal en la pulpa.

La pulpa fina con contenido de oro es llevada por gravedad al circuito de adsorción con carbón activado.

### **-Circuito de Adsorción**

El circuito de adsorción consta de 6 tanques de fierro de 5' x 10', provistos con agitación por medio de aire. Los tanques están dispuestos en serie y en cascada, de tal modo que la pulpa fluye por gravedad mientras que el carbón cargado se transfiere en contracorriente mediante reductores neumáticos.

El carbón cargado se recupera haciendo pasar por un lavado de agua fresca sobre una malla.

El carbón cargado es recibido en cilindros especiales y llevados a la sección de desorción y refinación.

### **-Recuperación, Recirculación y Almacenamiento de Soluciones**

La pulpa que sale del circuito de absorción a 42% sólidos es diluida con solución recirculada hasta el 30% de sólidos sobre un cajón de recepción.

La separación sólido-liquido se realiza en este tanque dejando reposar hasta que se llegue a una sedimentación del 60% el cual se envía a los depósitos de relaves,

mientras que el rebose claro se bombea a un recibidero de solución recirculada este preso permite recuperar la dilución el residuo de cianuración alrededor de 90%.

#### **-Almacenamiento de Relaves**

Para ver y evitar la contaminación del agua y de los terrenos de cultivo, se considera la instalación de una relavera al Noroeste de la ubicación de la planta a unos 15 metros.

Es recomendable el control del peso específico de relaves, densidad de tinos y gruesos, gradiente del depósito, relación del agua y sólidos. En la prueba de relaves, el agua obtenida de los drenes, el agua obtenida de la tubería de decantación, ayuda a determinar el Ph y el análisis de otras sustancias contaminantes, todo ello en aras de una mejor clasificación y el trabajo de asentamiento de relaves a fin de prevenir la vida de los trabajadores.

#### **-Reactivación de Carbón Activado**

El carbón tiene que ser reactivado luego de una prolongada recirculación de este en 6 ciclos, el cual pierde la eficiencia de absorción, de modo que disminuyen los costos de importar carbón nuevo. El carbón es calentado en horno rotatorio a 650° que descompone los compuestos orgánicos, elimina el agua molecular del carbón, devolviéndole su actividad normal al carbón activado.

### **5.4 Gestión de Seguridad**

Uno de los objetivos fundamentales en minería es el de cumplir y hacer cumplir con el derecho fundamental del trabajador minero, que es el de prevenir los accidentes de trabajo

y enfermedades ocupacionales. Para ello, la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C. y la Contratista Santa Asunta S.C.R.L, propicia el mejoramiento de la condiciones de trabajo dentro de la Unidad de Producción a fin de prevenir daños en la integridad física y mental de los trabajadores, en relación o que sobrevengan del trabajo que realizan.

Como empresa contratista estamos convencidos de la importancia de promover una cultura de prevención en materia de seguridad y salud que garantice de manera progresiva un entorno laboral seguro y saludable para todos los trabajadores de la empresa, acatando la normatividad vigente: La Ley N° 29783 de Seguridad y Salud en el Trabajo, y su reglamentación D.S. 005-2012-TR, así como el reglamento D.S. 0.23-2017- E.M. Reglamento de Seguridad Y Salud Ocupacional.

El método de corte y relleno ascendente convencional, es un método seguro de minado por la virtud del diseño. Los trabajadores mineros trabajan sólo en zonas acondicionadas que han sido ventiladas, sostenidas, señalizadas y bloqueadas. Sometiéndose al cumplimiento obligatorio de los estándares de trabajo establecidos por la minera así como los PETS (Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro), donde están claramente definidos los pasos para ejecutar una tarea o actividad encomendada.

Adicionalmente, se tiene las herramientas de gestión (Orden de trabajo, IPERC, ATS, Check list de pre uso), que ayudan a reforzar la seguridad y salud del trabajador.

En la zona del proyecto de la veta Kathy donde se realizan los trabajos de minado en las distintas labores (Pique, Galería; Sub niveles, Chimeneas y Tajos), es fundamental que la supervisión y los trabajadores estén debidamente capacitados en lo que se refiere a trabajos a distinto nivel, espacios abiertos, operación de máquinas y equipos, bloqueo de energía, manipulación de explosivos e identificación de rocas sueltas.

## CAPITULO VI

### RESULTADOS

#### 6.1 Costo de Operación

##### 6.1.1 Costo de Operación Mina

El costo de operación mina se estima en moneda nacional Sol (S/) por tonelada métrica de mineral extraído, que corresponde a un volumen de operación proyectado de 3546 toneladas métricas anuales de mineral extraído del nivel 2000. Los cálculos efectuados para la determinación de este costo se muestran en los anexos N° 02, N° 03, N° 04.

*Tabla 13: resumen de costos de operación*

Actividad	Soles/ton
Costo de Perforación y voladura	S/. 72.48
Costo de Limpieza y extracción	S/. 35.47
Costo Relleno	S/. 18.52
Costo de transporte	S/. 13.75
<b>Costo subtotal de operación mina</b>	<b>S/. 140.22</b>
Gastos generales de mina	S/. 22.06
<b>Costo total de operación mina</b>	<b>S/. 162.28</b>

Fuente: Propia

### 6.1.2 Costo de Operación de Planta de Beneficio

Los costos de operación proyectados se desarrollan en el anexo N° 06

*Tabla 14: Resumen de costos de Planta de Beneficio*

Actividad	Soles/ton (s/.)
Mano de obra	S/. 11.81
Insumos y materiales	S/. 190.41
Mantenimiento y reparación de equipos	S/. 2.88
<b>Costo total de operación mina</b>	<b>S/. 205.10</b>

Fuente: Propia

### 6.1.3 Costos de Administración

Entre los costos de administración se consideran el costo del personal, costo de materiales (oficina), costos de servicios; también se considera los gastos administrativos ocasionados en la ciudad de Arequipa por los trámites realizados u otros pagos anuales.

*Tabla 15: resumen de costos empleados administrativos*

Personal	Soles/ton (s/.)
Funcionarios y empleados	S/. 19.40
Benef. Sociales (50%)	S/. 9.42
<b>Total</b>	<b>S/. 28.82</b>

Fuente: Propia

*Tabla 16: Resumen de costos de personal*

Personal	Soles/ton (s/.)
Obreros	S/. 2.20
Benef. Sociales (50%)	S/. 1.63
<b>Total</b>	<b>S/. 3.83</b>

Fuente: Propia

*Tabla 17: Resumen de costo de materiales*

Descripción	Soles/ton (s/.)
Materiales	S/. 0.48
Servicios	S/. 1.32
<b>Total</b>	<b>S/. 1.80</b>

Fuente: Propia

Costo total de administración: **34.45 Soles/ton**

#### **6.1.4 Resumen del Costo total de Operación**

El costo de operación esperado para la producción de la veta Kathy, se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 18: Resumen de costo total de operación

Área	Soles/ton (s/.)	Importe mensual (Mar - Dic 2018)	Importe mensual (Ene - Feb 2018)	Importe anual (s/.)
Mina	S/. 162.28	S/. 48,684.00	S/. 43,815.60	S/. 574,471.20
Planta	S/. 205.10	S/. 61,530.00	S/. 55,377.00	S/. 726,054.00
Administración	S/. 34.45	S/. 10,335.00	S/. 9,301.50	S/. 121,953.00
Imprevistos (12%)	S/. 48.22	S/. 14,465.88	S/. 13,019.29	S/. 170,697.38
<b>Costo total</b>	<b>S/. 450.05</b>	<b>S/. 135,014.88</b>	<b>S/. 121,513.39</b>	<b>S/. 1,593,175.58</b>

Fuente: Propia

### 6.3 Viabilidad Económica de Explotación de la Veta Kathy

Para la evaluación económico Financiera del proyecto de explotación de la veta Kathy entre los niveles 2000 y 2050 se consideraron las inversiones tangibles e intangibles, capital de trabajo, costos de capital, costos de producción, gastos generales e ingresos por venta de mineral, los cuales se detallarán:

#### 6.2.1 Inversiones

Las inversiones se clasificarán en: activos fijos tangibles, activos fijo intangibles y capital de trabajo.

##### 6.2.1.1 Inversión en Activos Fijos Tangibles

Las inversiones de activos fijos tangibles se dividen en: Maquinaria, equipos para mina y planta, servicios auxiliares, muebles y enseres destinados al área administrativa.

### 6.2.1.1 Inversión de Activos Fijos en Mina

En la siguiente tabla se describe la inversión fija realizada en mina.

*Tabla 19: Inversión fija*

Descripción	Costo (s/.)
Labores mineras: Desarrollo y preparación	S/. 237,865.82
Ventiladores AIRTEC (02) 5000 CFM	S/. 21,450.00
Bomba de agua PEDROLLO (01) 10 HP	S/. 7,590.00
Máquina Perforadora Jack Leg YT-29 (02)	S/. 9,570.00
<b>Total</b>	<b>S/. 276,475.82</b>

Fuente: Propia

### 6.2.1.2 Inversiones en Activos Fijos Intangibles

Las inversiones en activos intangibles están conformado por gastos en personal profesional y técnico, capacitaciones, estudios del proyecto.

En la siguiente tabla se describe la inversión fija intangible.

*Tabla 20: Inversión fija intangible*

Inversión de intangibles	Costo (s/.)
Estudio del proyecto	S/. 5,000.00
Gastos de constitución	S/. 3,970.00
Pago de seguros	S/. 2,850.00
Puesta en marcha	S/. 3,240.00
<b>Total</b>	<b>S/. 15,060.00</b>

Fuente: Propia



### 6.2.1.3 Inversión en Capital de Trabajo

El capital de trabajo ha sido calculado en base al costo de operación de 450.05 Soles/ton para una capacidad de producción de 10 ton/día, para un periodo de 12 meses de operación, teniendo en consideración 30 días de trabajo al mes; se toman 2 meses de operación inicial.

*Cuadro 22: Datos para el cálculo de capital de trabajo*

Descripción	
Costo de operación	S/. 450.05
Producción anual	3536 TM
Meses de operación	12 meses
Meses de operación inicial	2 meses
días trabajados por mes	30 días

Fuente: Propia

$$\text{Capital de trabajo} = \frac{\text{Costo operac} * \text{Capac. producc. año} * \text{Meses de oper. ini}}{12 \text{ meses/año}}$$

$$\text{Capital de trabajo} = \frac{450.05 \frac{\text{soles}}{\text{ton}} * 3536 \frac{\text{ton}}{\text{año}} * 2 \text{ meses}}{12 \text{ meses/año}}$$

$$\text{Capital de trabajo} = 265229.47 \text{ Soles}$$

### 6.2.2 Inversión Total del Proyecto

La inversión total a realizar para la ejecución del proyecto, se calcula sumando la inversión en activos fijos tangibles e intangibles y el capital de trabajo.

*Tabla 21: Costo total de Inversión*

Descripción	S/.
Total de activos de activos tangibles	S/. 276,475.82
Total de activos de activos intangibles	S/. 15,060.00
Capital de trabajo	S/. 265,229.47
Total	S/. 556,765.29

Fuente: Propia

### 6.3 Financiamiento

El financiamiento, es la obtención de recursos monetarios de fuentes ya sea interno o externo, aplicando para este parámetro los beneficios que conllevaran a esta obtención ya sea intereses, plazo de pago.

La planificación de la estructura financiera así como la selección de fuentes de financiamiento debe de cumplir tres objetivos básicos:

Buscar el financiamiento al más largo plazo.

Tasa de interés fija, para reducir los riesgos del proyecto (inflación, devaluación, recesión, etc.) Reducir los riesgos de refinanciación, cumpliendo el calendario de las amortizaciones.

### **6.3.1 Fuentes de Financiamiento**

Para el financiamiento del proyecto es necesario que los socios que conforman la empresa realicen aportaciones de capital y además se busque préstamos de entidades financieras.

#### **6.3.1.1 Aporte Propio**

El 60% de la inversión total del proyecto será financiado mediante la suscripción de acciones por los socios de la empresa. Estos aportes de capital pueden ser en efectivo, en maquinarias o equipos, en la ejecución de las labores de desarrollo y preparación, estudios del proyecto. El aporte por parte de la empresa es de

#### **6.3.1.2 Financiamiento Externo**

Son los préstamos a través de las líneas de créditos de entidades financieras en el presente proyecto, la financiación externa será del 40 % de la inversión total del proyecto. Se considera el financiamiento del capital de trabajo, pago de planillas, entre otros. El tiempo de pago de la deuda es de 1 año. Los préstamos serán respaldados por garantías de los bienes de capital que se adquieran y las producciones de materia del crédito los cuales deben darse en garantía a favor de las instituciones financieras.

### **6.3.2 Estructura de Financiamiento**

La estructura de financiamiento está compuesto por aportes propios y por aportes de terceros, dado el requerimiento del proyecto se optó por financiar el 60% de aporte propio y el 40% de financiamiento. El detalle de la proporción de cada tipo de aporte se muestra en la tabla siguiente:

*Tabla 22: Distribución de aporte para el proyecto*

Fuente	Monto (s/.)	Porcentaje
Aporte propio	S/. 334,059.17	60%
Financiamiento	S/. 222,706.12	40%
<b>Total</b>	<b>S/. 556,765.29</b>	<b>100%</b>

Fuente: Propia

## 6.4 Evaluación Económica y Financiera

El Proyecto será rentable si al final de su vida útil el valor actualizado del flujo de ingresos neto es mayor que cero, cuando estos fondos se actualizan haciendo uso de una tasa de descuento para el inversionista.

### 6.4.1 Parámetros de Producción

Los parámetros considerados para la producción son los siguientes:

Leyes de cabeza, leyes de concentrado, reservas, extracción por día, operación por año, producción anual.

*Cuadro 23: Parámetros de producción*

Descripción	Magnitud
Ley de cabeza	14 g/ton Au
Reservas de mineral	4420.00 ton
Producción día	10.00 ton
Días año	360.00 días

---

Producción año	3536.00 ton
----------------	-------------

---

Fuente: Propia

#### **6.4.2 Valor del Mineral**

Para un contenido promedio de oro de 14.00 g/ton, una recuperación metalúrgica de 90% para una obtención de oro refinado del 99.0%. Se presenta a continuación los datos de la valorización del mineral.

Tabla 23: Condiciones del mercado internacional

<b>CONDICIONES DEL MERCADO INTERNACIONAL</b>		
1.- Cantidad	1 Kg	
2.- Precio	1200 US\$/onz de Au	
3.- Pagos	35.274 onz/Kg * 1200 US\$/onz	42328.8 US\$/Kg
4.- Deduciones		
Maquila		
Ley general de cola (-0.05 g/Kg)		1080.00 US\$/Kg
Desorcion		435.42 US\$/Kg
Refinación		35.00 US\$/Kg
IGV (18%)		84.68 US\$/Kg
Flete y seguro		1700.00 US\$/Kg
Gastos de embarque		250.00 US\$/Kg
Exportaciones		450.00 US\$/Kg
<b>Total deducciones</b>		<b>4035.10 US\$/Kg</b>
<b>Valor de 1 Kg de Au =</b>	<b>42328.8 US\$/Kg - 4035.10 US\$/Kg</b>	
	<b>= 38293.70 US\$/Kg -</b>	
5.- Produccion anual		
Au= 0.450 onz/ton * 10 ton/dia =		4.50 onz/día
Au= 4.50 onz/día * 0.90 (recuperacion) =		4.05 onz/día
= 4.05 onz/día * 30 días =		121.5 onz/mes
Au= 121.5 onz/mes * 12 meses/año =		1450.0 onz/año
= 1450.0 onz/año * 31.10 g/onz =		45095.0 g.
Au= 45.01 Kg/año		
6.- Valorizacion en un año de producción		
45.01 Kg/año * 38293.70 US\$/Kg =		1 723 599.44 US\$/año
<b>7.- Valor neto de una tonelada de mineral</b>		
1 723 599.44 US\$/año / 3536 ton/año =		<b>487.44 US\$/ton</b>

Fuente: Propia

### 6.4.3 Balance Económico

Los resultados de las valorizaciones, el costo total de la producción por Tonelada métrica (TM) y el valor útil serán necesarios.

Tabla 24: Balance económico

Parámetros	Valorización (soles/ton)
Valor de mineral	1584.18
Costo de producción	450.05
Valor bruto útil	1134.13

Fuente: Propia

### 6.4.4 Cálculo de la Ley de Corte Cut – Off

De acuerdo a la tabla anterior tenemos que el valor neto de una tonelada de mineral es de 487.44 US\$/ton ó 1584.18 Soles/Ton. Con una ley de mineral de 0.450 Onz/Troy y su costo de producción es de 450.05 Soles/ton, se obtiene una ley de corte (Cut –Off):

$$\mathbf{Cut\ Off} = \frac{\mathit{Cost.\ operac.} * \mathit{Ley\ mineral}}{\mathit{Precio} * \mathit{Recup.\ metalurg.}}$$

$$\mathbf{Cut\ Off} = \frac{450.05 \frac{\mathit{soles}}{\mathit{ton}} * 0.450 \mathit{onz/troy}}{1584.18 \mathit{Soles/ton}}$$

$$\mathbf{Cut\ Off} = 0.12 \frac{\mathit{onz}}{\mathit{troy}} = 3.73 \mathit{gr/ton}$$

## 6.4.4 Estado de Pérdidas y Ganancias Proyectadas

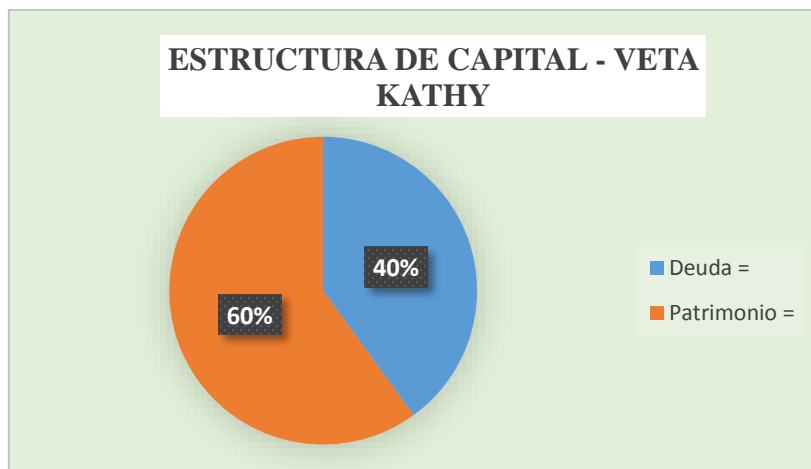
Es un documento contable que muestra los ingresos y egresos, identificando la utilidad o pérdida en el periodo contable proyectado.

### 6.4.4.1 Flujo de Fondos

Constituye uno de los elementos más importantes del estudio del proyecto, la evaluación se realiza sobre los resultados que se efectuaron. Para el presente proyecto se ha elaborado las proyecciones de los estados de pérdidas y ganancias, flujo de fondos, tomando en cuenta lo siguiente:

- Se debe gravar el 30% como impuesto a la renta neta sobre las utilidades que arroja el proyecto.
- Depreciación de activos mensual.
- Deducción de la participación de trabajadores del 8% de la renta neta.
- Valor residual de capital de trabajo al final del periodo proyectado.

Tabla 25: Estructura de Capital



Fuente: Propia



Tabla 26: Flujo de Fondos del Proyecto.

FLUJO DEL PROYECTO DE LA VETA KATHY													
	Mes 0	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	ene-19	feb-19
Cantidad (ton)		300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	270	270
Precio (soles/ton)		1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1584.18	1437.09	1437.09
Costo Prod.		-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05	-450.05
Ventas		475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	475254.00	388014.30	388014.30
Costo de Producción Variable		-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-135015.00	-121513.50	-121513.50
Utilidad bruta		340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	340239.00	266500.80	266500.80
Depreciación de activos fijos		-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97	-38377.97
Utilidad operativa		301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	301861.03	228122.83	228122.83
Participación del trabajador (8%)		-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-24148.88	-18249.83	-18249.83
Utilidad antes de impuestos		277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	277712.15	209873.00	209873.00
Impuesto a Renta 30%		-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-83313.65	-62961.90	-62961.90
Utilidad neta		194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	194398.51	146911.10	146911.10
Depreciación		38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97	38377.97
Inversión en activos fijos	-276475.82												
Inversión de intangibles	-15060.00												
Capital de trabajo	-265229.47												
FLUJO CAJA ECONÓMICO	-556765.29	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	232776.48	185289.07	185289.07
Préstamo	222706.12												
Intereses		-33406	-32254	-30929	-29406	-27654	-25640	-23323	-20658	-17595	-14071	-10019	-5359
Amortización Préstamo		-7679	-8831	-10156	-11679	-13431	-15445	-17762	-20427	-23490	-27014	-31066	-35726
FLUJO CAJA FINANCIERO	-334059.17	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	144204	144204

Fuente: Propia

*Tabla 27: Flujo de Caja Económico.*

Periodos	Mes 0	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	ene-19	feb-19
FLUJO CAJA ECONÓMICO	-556765.29	232776	232776	232776	232776	232776	232776	232776	232776	232776	232776	185289	185289

Fuente: Propia

*Tabla 28: Flujo de Caja Financiero*

Periodos	Mes 0	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	ene-19	feb-19
FLUJO CAJA FINANCIERO	-334059.17	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	191691	144204	144204

Fuente: Propia

#### 6.4.4.2 Evaluación Económica Financiera

Tiene como objetivo determinar la rentabilidad del proyecto a través de la identificación del valor intrínseco, independientemente de la manera como se financia y como se distribuyen los excedentes netos que se generará. Paré este tipo de evaluación, los flujos de costos y beneficios, producen saldos anuales netos que van a constituir los flujos económicos del proyecto. Se utilizará los siguientes indicadores de rentabilidad: VANE, TIRE, B/C, PRI, I/R. La evaluación financiera calcula el valor del proyecto, considerando de qué forma se obtienen y pagan los recursos financieros, así como la manera que contribuyen los beneficios netos que éste genera. La Tasa Efectiva Anual es del 15 %. (TEA).

Para lo cual convertiremos a una Tasa Efectivo Mensual (TEM), porque los periodos son mensuales:

$$TEA = i = 15\%$$

$$Tasa Efectiva Mensual = (1 + i)^{\frac{1}{12}} - 1$$

$$TEM = (1 + 0.15)^{\frac{1}{12}} - 1 = 1.1715\%$$

Los Flujos de Costos y Beneficios utilizados para este tipo de evaluación, producen saldos netos por periodos que contribuyen con los Flujos Financieros del Proyecto y que se utilizan para el cálculo de los indicadores de rentabilidad VANF, TIRF, B/C, I/R. La Tasa de Retorno es del 20%.

$$Tasa de Retorno Anual = i = 20\%$$

$$TEM = (1 + 0.20)^{\frac{1}{12}} - 1 = 1.5309\%$$

Tabla 29: Valor Actual Neto Económico

Meses	Periodos (n)	Tasa Efectiva Mensual (1.1715 %)	Valor Presente de Beneficio	Valor Presente de Costo	Valor Actual Neto (VANE)
Mes 0	-S/. 556,765.29				
mar-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 230,081.08		
abr-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 227,416.89		
may-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 224,783.55		
jun-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 222,180.70		
jul-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 219,607.99		
ago-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 217,065.08		
set 18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 214,551.60		
oct-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 212,067.24		
nov-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 209,611.64		
dic-18	S/. 232,776.48	0.01172	S/. 207,184.47		
ene-19	S/. 185,289.07	0.01172	S/. 163,008.30		
feb-19	S/. 185,289.07	0.01172	S/. 161,120.77		
			<b>S/. 2,508,679.29</b>	<b>-S/. 556,765.29</b>	<b>S/. 1,951,914.00</b>

VANE = S/. 1,951,914.00 > 0

"Indica que el proyecto es Rentable"

Fuente: Propia

Tabla 30: Valor Actual Neto Financiero

Meses	Periodos (n)	Tasa efectiva Mensual (1.5309 %)	Valor Presente de Beneficio	Valor Presente de Costo	Valor Actual Neto (VANF)
Mes 0	-S/. 334,059.17				
mar-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 188,801.12		
abr-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 185,954.35		
may-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 183,150.49		
jun-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 180,388.92		
jul-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 177,668.99		
ago-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 174,990.06		
set 18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 172,351.53		
oct-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 169,752.79		
nov-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 167,193.23		
dic-18	S/. 191,691.48	0.01531	S/. 164,672.26		
ene-19	S/. 144,204.07	0.01531	S/. 122,010.42		
feb-19	S/. 144,204.07	0.01531	S/. 120,170.73		
			<b>S/. 2,007,104.89</b>	<b>-S/. 334,059.17</b>	<b>S/. 1,673,045.72</b>

VANF = S/. 1,673,045.72 > 0

"Indica que el proyecto es Rentable"

Fuente: Propia

Tabla 31: Tasa Interna de Retorno Económico.

Meses	Beneficio Neto Flujo de Caja Economico	Valor presente beneficio al (i= 40%)	valor presente beneficio al (i= 45%)
Mes 0	-S/. 556.765,29		
mar-18	S/. 232.776,48	S/. 166.268,91	S/. 160.535,50
abr-18	S/. 232.776,48	S/. 118.763,51	S/. 110.714,14
may-18	S/. 232.776,48	S/. 84.831,08	S/. 76.354,58
jun-18	S/. 232.776,48	S/. 60.593,63	S/. 52.658,33
jul-18	S/. 232.776,48	S/. 43.281,16	S/. 36.316,09
ago-18	S/. 232.776,48	S/. 30.915,12	S/. 25.045,58
set 18	S/. 232.776,48	S/. 22.082,23	S/. 17.272,81
oct-18	S/. 232.776,48	S/. 15.773,02	S/. 11.912,28
nov-18	S/. 232.776,48	S/. 11.266,44	S/. 8.215,37
dic-18	S/. 232.776,48	S/. 8.047,46	S/. 5.665,77
ene-19	S/. 185.289,07	S/. 4.575,53	S/. 3.110,30
feb-19	S/. 185.289,07	S/. 3.268,24	S/. 2.145,03
		<b>S/. 569.666</b>	<b>S/. 509.946</b>
	<b>FCE - VPB =</b>	<b>S/. 12.901</b>	<b>-S/. 46.820</b>

<b>A</b>	40%	—————	S/. 12.901
<b>B</b>	TIR "X" (%)	—————	S/. 0,00
<b>C</b>	45%	—————	-S/. 46.820
<b>A-C</b>	-5%	—————	S/. 59.721
<b>A-B</b>	40-"X" (%)	—————	S/. 12.901
40-"X"	=	$(-5 \cdot 12.901) =$	<b>41.08% (TIRE)</b>
		59.721	
		<b>41.08% &gt; 15%</b>	Indica que el Proyecto es rentable

Fuente: Propia

Tabla 32: Tasa Interna de Retorno Financiero

Meses	Beneficio Neto Flujo de Caja economico	Valor Presente Beneficio al (i= 55%)	Valor Presente Beneficio al (i= 60%)
Mes 0	-S/. 334.059,17		
mar-18	S/. 191.691,48	S/. 123.671,92	S/. 119.807,17
abr-18	S/. 191.691,48	S/. 79.788,34	S/. 74.879,48
may-18	S/. 191.691,48	S/. 51.476,35	S/. 46.799,68
jun-18	S/. 191.691,48	S/. 33.210,55	S/. 29.249,80
jul-18	S/. 191.691,48	S/. 21.426,16	S/. 18.281,12
ago-18	S/. 191.691,48	S/. 13.823,33	S/. 11.425,70
set 18	S/. 191.691,48	S/. 8.918,28	S/. 7.141,06
oct-18	S/. 191.691,48	S/. 5.753,73	S/. 4.463,17
nov-18	S/. 191.691,48	S/. 3.712,08	S/. 2.789,48
dic-18	S/. 191.691,48	S/. 2.394,89	S/. 1.743,42
ene-19	S/. 144.204,07	S/. 1.162,33	S/. 819,71
feb-19	S/. 144.204,07	S/. 749,89	S/. 512,32
		<b>S/. 346.087,83</b>	<b>S/. 317.912,11</b>
	<b>FCE - VPB =</b>	<b>S/. 12.028,66</b>	<b>-S/. 16.147,06</b>

<b>A</b>	55%	—————	S/. 12.028,66
<b>B</b>	TIR "X" (%)	—————	S/. 0,00
<b>C</b>	60%	—————	-S/. 16.147
<b>A-C</b>	-5%	—————	S/. 28.175,72
<b>A-B</b>	55-"X" (%)	—————	S/. 12.028,66
55-"X"	=	$(-5 \cdot 12.028.66) =$	<b>57,13% (TIRF)</b>
		28.175,72	
		<b>57.13% &gt; 20%</b>	Indica que el proyecto es rentable

Fuente: Propia

Tabla 33: Periodo de retorno de la inversión

Meses	Beneficio Neto Flujo de Caja Económico	Beneficio Actualizados (i= 0.1172%)	Periodo de recuperacion descontado (PRD)
Mes 0	-556,765.29	-556,765.29	
mar-18	232,776.48	230,081.08	-326,684.21
abr-18	232,776.48	227,416.89	-99,267.33
may-18	232,776.48	224,783.55	125,516.22
jun-18	232,776.48	222,180.70	347,696.92
jul-18	232,776.48	219,607.99	567,304.91
ago-18	232,776.48	217,065.08	784,369.99
sep-18	232,776.48	214,551.60	998,921.59
oct-18	232,776.48	212,067.24	1,210,988.83
nov-18	232,776.48	209,611.64	1,420,600.46
dic-18	232,776.48	207,184.47	1,627,784.93
ene-19	185,289.07	163,008.30	1,790,793.23
feb-19	185,289.07	161,120.77	1,951,914.00

$$PRI = 3 + (-PRD/BAN)$$

$$PRI = 2 + \frac{(-(-99,267.33))}{125,516.22} = 2.79$$

$$2.79 - 2 = 0.79$$

$$0.79 \times 30 \text{ días} = 23.7 = 24 \text{ días}$$

$$PRI = 2 \text{ meses y } 24 \text{ días}$$

may-18	-99,267.33
jun-18	125,516.22

Fuente: Propia

Tabla 34: Índice de Rentabilidad Económico

Mes	Beneficio Neto Flujo de Caja Económico	Beneficio Acumulado Actualizado
Mes 0	-556,765.29	S/. 556,765.29
mar-18	232,776.48	
abr-18	232,776.48	
may-18	232,776.48	
jun-18	232,776.48	
jul-18	232,776.48	
ago-18	232,776.48	
sep-18	232,776.48	
oct-18	232,776.48	
nov-18	232,776.48	
dic-18	232,776.48	
ene-19	185,289.07	
feb-19	185,289.07	
<b>IR/Econ</b>	<b>4.51</b>	<b>&gt;1 Rentable</b>
IR=	<u>Sum Flujos Actualizados</u>	<u>S/2,508,679.29</u>
	Inversión	556,765.29

Fuente: Propia

Tabla 35: Índice de Rentabilidad Financiero

Mes	Beneficio Neto Flujo de Caja Financiero	Beneficio Acumulado
Mes 0	-S/. 334,059.17	S/. 334,059.17
mar-18	S/. 191,691.48	
abr-18	S/. 191,691.48	
may-18	S/. 191,691.48	
jun-18	S/. 191,691.48	
jul-18	S/. 191,691.48	
ago-18	S/. 191,691.48	
sep-18	S/. 191,691.48	
oct-18	S/. 191,691.48	
nov-18	S/. 191,691.48	
dic-18	S/. 191,691.48	
ene-19	S/. 144,204.07	
feb-19	S/. 144,204.07	
<b>IR/Fin</b>	<b>6.01</b>	<b>&gt;1 Rentable</b>
IR=	$\frac{\text{Sum Flujos Actualizados}}{\text{Inversión}}$	$\frac{S/2,007,104.89}{334,059}$

Fuente: Propia

Tabla 36: Índice de Beneficio/Costo Económico.

Meses	FCE	VPB	VANE	i = 0.01172
Mes 0	-S/. 556,765.29			
mar-18	S/. 232,776.48	S/. 230,079.94		
abr-18	S/. 232,776.48	S/. 227,414.64		
may-18	S/. 232,776.48	S/. 224,780.21		
jun-18	S/. 232,776.48	S/. 222,176.31		
jul-18	S/. 232,776.48	S/. 219,602.57		
ago-18	S/. 232,776.48	S/. 217,058.64		
sep-18	S/. 232,776.48	S/. 214,544.18		
oct-18	S/. 232,776.48	S/. 212,058.85		
nov-18	S/. 232,776.48	S/. 209,602.31		
dic-18	S/. 232,776.48	S/. 207,174.23		
ene-19	S/. 185,289.07	S/. 162,999.44		
feb-19	S/. 185,289.07	S/. 161,111.22		
	S/. 2,698,342.89	S/. 2,508,602.54	S/. 1,951,837.25	

**B/C Económico =  $\frac{\text{VANE}}{(-)I_0}$**   
  
**B/C Económico =  $\frac{1,951,837.25}{(-556,765.29)} = 3.51$**

Fuente: Propia

Tabla 37: Índice de Beneficio/Costo Financiero.

Meses	FCF	VPB	VANF	i = 0.01531
Mes 0	-S/. 334,059.17			
mar-18	S/. 191,691.48	S/. 188,800.93		
abr-18	S/. 191,691.48	S/. 185,953.98		
may-18	S/. 191,691.48	S/. 183,149.95		
jun-18	S/. 191,691.48	S/. 180,388.21		
jul-18	S/. 191,691.48	S/. 177,668.11		
ago-18	S/. 191,691.48	S/. 174,989.03		
sep-18	S/. 191,691.48	S/. 172,350.35		
oct-18	S/. 191,691.48	S/. 169,751.45		
nov-18	S/. 191,691.48	S/. 167,191.75		
dic-18	S/. 191,691.48	S/. 164,670.64		
ene-19	S/. 144,204.07	S/. 122,009.10		
feb-19	S/. 144,204.07	S/. 120,169.31		
	S/. 2,205,322.92	S/. 2,007,092.81	S/. 1,673,033.64	

**B/C Económico =  $\frac{VANF}{(-)I_0}$**   
**B/C Económico =  $\frac{1,673,033.64}{(-334,059.17)} = 5.01$**

Fuente: Propia

Cuadro 24: Resultados de la Evaluación económica

Evaluación Económica		
<b>VANE</b>	<b>S/. 1,951,914.00</b>	>0 Rentable
<b>TIRE</b>	<b>41.08%</b>	> Tasa de impuesto 15%
<b>I/R Económico</b>	<b>4.51</b>	>1 Rentable
<b>PRI Económico</b>	<b>2 meses, 24 días</b>	< 1 año
<b>B/C Económico</b>	<b>3.51</b>	>1 Rentable

Fuente: Propia

Cuadro 25: Resultados de la evaluación financiera

Evaluación Financiera		
<b>VANF</b>	<b>S/. 1,673,045.72</b>	>0 Rentable
<b>TIRF</b>	<b>57.13%</b>	> Tasa de Retorno 20%
<b>I/R Financiero</b>	<b>6.01</b>	>1 Rentable
<b>B/C Financiero</b>	<b>5.01</b>	>1 Rentable

Fuente: Propia



De acuerdo al Flujo de Fondos Netos Económicos y Financieros, VAN, TIR, I/R, B/C del proyecto “Labores de Desarrollo y Preparación para Viabilizar la explotación de la Veta Kathy entre los niveles 2000 – 2050”, se llega a determinar la Factibilidad del Proyecto.

## CONCLUSIONES

1. El muestreo por puntos para la obtención de leyes es confiable, determinando una ley de corte de 3.73 g Au/ton.
2. Las labores de que permitirán el acceso al nivel 2000 para la extracción de las reservas mineral son: Labores de Desarrollo (Pique, Galería, Chimenea) y Labores de Preparación (Sub nivel, Chimenea Corta).
3. Se determinaron los indicadores económicos del Proyecto:

- Resultados de la Evaluación Económica:

VANE	: S/. 1,951,914.00
TIRE	: 41.08%
I/R Económico	: 4.51
PRI Económico	: 2 meses, 24 días
B/C	: 3.51

- Resultados de la Evaluación Financiera

VANF	: S/. 1,673,045.72
TIRF	: 57.13 %
I/R Financiero	: 6.01
B/C Financiero	: 5.01

## **RECOMENDACIONES**

1. Para el muestreo por puntos se recomienda cumplir con el procedimiento de toma de muestras del ancho y profundidad establecidos (0.20 m y 0.15 m.), de tal manera que la muestra sea representativa.
2. Se recomienda tener un control detallado sobre los avances del proyecto y aplicar correctamente la Gestión de Costos, de cada una de las Operaciones Unitarias en las labores de Desarrollo, Preparación y Explotación.
3. A partir del flujo económico se recomienda maximizar la inversión con la continuidad de la fase de exploración y por consiguiente con el desarrollo y preparación de labores hacia el lado W y E del nivel 2000 de la Veta Kathy, para poner en evidencia e incrementar la de reservas de mineral existente.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arias Calla, L.D. “*Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O. San Braulio*”. Tesis. Pontificia Universidad Católica del Perú (2013).
- Blank, L. y Tarquín, A. “*Ingeniería económica (6ta ed.)*”. México (2006).
- Burbano, Antonio J. “*Costos y presupuestos*”. Colombia (2011).
- Bustillo, R.M. y López, J.C. “*Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*”. España (1997).
- Cáceres Portilla, Oscar. “*Evaluación financiera de proyectos*”. Lima, Perú (2017).
- Exsa Explosivos. “*Manual práctico de voladura*”. Lima, Perú (2009).
- Hernández, R. “*Metodología de la investigación (6ta ed.)*”. México (2014).
- Jáuregui Aquino, Oscar. “*Reducción de costos operativos en mina, mediante la optimización de estándares de perforación y voladura*”. Tesis. Lima, Perú (2009).
- Naranjo Núñez, Ramón. “*Modelo de riesgo para la evaluación económica financiera de proyectos mineros*”. Madrid, España (2005).
- Ojeda Mestas, Rene W. “*Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*”. Lima, Perú (2014).
- Sullivan William, Elin wicks, James Luxhoj “*Ingeniería Económica de Degarmo*”. México (2004).

- SVS. Ingenieros, empresa del grupo SRK. *“Evaluación Geomecánica, diseño e implementación del sostenimiento en labores subterráneas de Mina Yanaquihua”*. Arequipa, Perú. (2015).

## ANEXOS

- Anexo 01 : Cartilla de muestro sistemático de minera Yanaquihua S.A.C.
- Anexo 02 : Costos de minado en Tajos.
- Anexo 03 : Gastos Generales Mina.
- Anexo 04 : Gastos administrativos.
- Anexo 05 : Costo de carguío y transporte.
- Anexo 06 : Costo de tratamiento metalúrgico.
- Anexo 07 : Cálculo de costo de Hora Hombre (Personal obrero).
- Anexo 08 : Cálculo de costo de empleados.
- Anexo 09 : Precios unitarios de materiales, Minera Yanaquihua S.A.C.
- Anexo 10 : Costos unitarios de Avances.
- Anexo 11 : Procedimiento de trabajo seguro (PETS) – Perforación de Frentes en Labores Horizontales.

# ANEXO 01: (CARTILLA DE MUESTREO SISTEMATICO)



## CARTILLA DE MUESTREO SISTEMATICO

PAOLA  
TJ280W

ZONA	ESPERANZA
VETA	PAOLA
LABOR	TJ280W
NIVEL	2100



RUMBO	-
SUZAMIENTO	-
BLOCK	-
LONGITUD	-
ALTURA	*

Leyenda	
< 3.9	Económico
3.9 - 9.9	Buena Ley
9.9 - 19.9	Marginal
19.9 - 39.9	Sub Marginal
39.9 - 79.9	Baja Ley
> 79.9	Desmonte

Explotación		
Tipo	Optima	Delimitado
A Veta	0.26	0.30
A Min. Explot.	0.39	0.38
Ley Au gr/TM	19.51	40.28
Longitud	20	10

PAOLA  
**TJ280W**

F. Impresión 16/06/2015

Descripción								Ley Diluida A. Labor		Ley Diluida A. Optima		Delimitación
Fecha	Código	Nivel	Labor	Referencia Topográfica	Ala	Veta		A. Labor (m)	Au gr/TM	Pot Dil (m)	Au gr/TM	Tipo
						Ancho	Au gr/TM					
17/05/2015	C1612	2100	TJ280W	F/CH 280 + 0m	W	0.15	0.03	1.03	0.00	0.30	0.01	Desmonte
30/04/2015	C0752	2100	TJ280W	F/CH 280 + 2m	W	0.10	10.40	1.44	0.72	0.30	3.12	Desmonte
30/04/2015	C0753	2100	TJ280W	F/CH 280 + 4m	W	0.20	84.90	0.77	22.80	0.30	30.90	Mineral
28/05/2015	C2667-68-69	2100	TJ280W	F/CH 280 + 6m	W	0.37	26.51	0.70	14.00	0.42	23.00	Mineral
13/06/2015	C3401	2100	TJ280W	F/CH 280 + 8m P	W	0.28	90.90	0.88	28.80	0.30	75.30	Mineral
13/06/2015	C3404	2100	TJ280W	F/CH 280 + 10m P	W	0.10	210.57	0.95	22.10	0.30	49.77	Mineral
28/05/2015	C2676	2100	TJ280W	F/CH 280 + 12m P	W	0.07	28.97	1.25	1.62	0.30	6.08	Baja Ley
20/04/2015	C0249-50-51	2100	TJ280W	F/CH 280 + 14m	W	0.77	1.50	1.30	0.80	0.82	1.27	Desmonte
28/05/2015	C2679	2100	TJ280W	F/CH 280 + 16m P	W	0.15	5.97	1.30	0.80	0.30	2.00	Desmonte
28/05/2015	C2681-83	2100	TJ280W	F/CH 280 + 18m	W	0.55	31.10	1.29	11.20	0.60	30.80	Mineral
28/05/2015	C2684-85	2100	TJ280W	F/CH 280 + 20m	W	0.17	4.91	1.40	0.60	0.30	2.50	Desmonte
						<b>0.26</b>	<b>33.11</b>	<b>1.12</b>	<b>7.83</b>	<b>0.39</b>	<b>19.51</b>	-
Valores delimitados por tramos Económicos						<b>0.30</b>	<b>60.27</b>	<b>0.92</b>	<b>19.70</b>	<b>0.38</b>	<b>40.28</b>	



## ANEXO 02

### COSTOS DE MINADO (TAJOS)

#### ESTRUCTURA DE COSTOS

##### Costos de Minado

#### PARAMETROS

N° de Taladros	:	66
long. De Perf.	:	4 Pies (1.22 m.) (3.60 pies)
Eficiencia	:	1.10 m/disp
Tipo de mineral	:	Cuarzo - oxidado (limonita)
N° Cartuchos/Taladro	:	4
Tipo de explosivo	:	Dinamita Semexa (semigelatina) 65%
Jornada	:	8 Hrs/Gdia = 1 Disp/Gdia
Rendimiento	:	10 Ton/Gdia

#### I. PERFORACION Y VOLADURA

##### A.- MANO DE OBRA

##### 1.- OPERACIÓN

1 Perforista	x 8 hrs/gdia / 10ton/gdia x S/. 11.36	S/. 9.09
1 Ayudante de perforista	x 8 hrs/gdia / 10ton/gdia x S/. 9.66	S/. 7.73

##### 2.- SUPERVISION

1/4 Jefe de guardia	x 8 hrs/gdia / 10ton/gdia x S/. 11.08	S/. 2.22
1/4 Capataz	x 8 hrs/gdia / 10ton/gdia x S/. 9.66	S/. 1.93
		<hr/> <b>S/. 20.97</b>



## B.- MATERIALES

### 1.- PERFORACION

Barreno conico de 4' = 66 Tal x 4' x S/. 321.20 / 1000' / 10 ton/gdia S/. 8.43

Manguera de jebe y lona 1" = 20 m x S/. 15.00 / 40 000 Pies = 0.0075

Manguera de jebe y lona 1/2" = 20 m x S/. 12.00 / 40 000 Pies = 0.0060

66 Talx 3.60' x S/. 0.0135 / 10 ton/gdia S/. 0.11

Aceite Torcula 100 = 1 Lt x S/. 2.85 / 10 ton/gdia S/. 0.23

### 2.- HERRAMIENTAS

1 Punzon de cobre x S/. 6.00 / 120 dias / 10ton/gdia S/. 0.0035

1 Cucharilla x S/. 8.00 / 120 dias / 10 ton/gdia S/. 0.0060

1 Atacador x S/. 3.00 / 20 dias / 10ton/gdia S/. 0.015

1 Comba de 6 Lb x S/. 35.00 / 120 dias / 10ton/gdia S/. 0.029

1 Llave Stilson N° 14 x S/. 70.00 / 120 dias / 10ton/gdia S/. 0.058

1 Llave Francesa N° 12 x S/. 50.00 / 120 dias / 10ton/gdia S/. 0.042

1 Sacabarrenos x S/. 32.00 / 75 dias / 10ton/gdia S/. 0.042

1 Barretilla de 4' x S/. 25.00 / 60 dias / 10ton/gdia S/. 0.042

1 Barretilla de 5' x S/. 30.00 / 60 dias / 10ton/gdia S/. 0.042

### 3.- EXPLOSIVOS

264 und. Dinamita Semexa 65% x S/. 0.90 / 10 ton/gdia S/. 23.76

66 und. Fulminante N° 8 - 45 mm x S/. 0.80 / 10 ton/gdia S/. 5.28

124 m. Mecha de Seguridad x S/. 0.80 / 10 ton/gdia S/. 9.92

36 m. Mecha rápida Z-18 (150 mm) x S/. 0.90 / 10 ton/gdia S/. 3.24

66 und. Conector x S/. 0.70 / 10 ton/gdia S/. 4.64

**S/. 46.84**

### C.- EQUIPOS

Hm Perf. Neumatica YT - 29 US\$ 1500.00 x 150 % / 50 000 Pies = US\$ 0.045

66 Tal x 3.60' x US\$ 0.045 x 3.20/ 10 ton/gdia S/. 3.42

Hm Camioneta S/. 17.14 x 1 hrs/disp / 10 ton/gdia S/. 1.71

**S/. 5.13**

### D.- SUB PARTIDAS

### 1.- Gastos adicionales GA

Hm Afiladora de Brocas (30% Mant.) US\$ 2 000.00 x 130% / 80 000 Pies 0.032 \$/pies  
(0.032 US\$/pies) x 66 Tal x 3.60' x 3.20/10 ton/gdia S/. 2.43  
**S/. 2.43**

**SUBTOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA** Soles/ton = **S/. 72.48**

## II. LIMPIEZA Y EXTRACCION

### A.- MANO DE OBRA

#### 1.- OPERACIÓN

3 Peon x 8 hrs/gdia / 10 ton/gdia x S/. 39.48 S/. 31.58

#### 2.- SUPERVISION

1/4 Jefe de guardia x 8 hrs/gdia 10 ton/gdia x S/. 11.08 S/. 2.22

1/4 Capataz x 8 hrs/gdia 10 ton/gdia x S/. 9.66 S/. 1.93

**S/. 35.47**

### B.- MATERIALES

#### 1.- HERRAMIENTAS

1 Comba de 6 Lb x S/. 35.00/120 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.029

1 Barretilla de 4' x S/. 25.00/60 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.041

1 Barretilla de 5' x S/. 30.00/60 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.050

1 Carretilla x S/. 170.00/90 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.18

1 Picos de acero x S/. 25.00/60 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.041

1 Lampa minera x S/. 23.00/60 dias/ 10 Ton/gdia S/. 0.038

### C.- EQUIPOS

Hm Carro minero Z-20 2 x S/. 3 100 x 1.50 / 30 000 hrs = 0.32 soles/hr

0.32 soles/hr x 4 hrs/gdia / 10 ton/gdia s/. 0.13

**S/. 0.13**

**SUB TOTAL LIMPIEZA Y EXTRACCION** Soles/Ton = **S/. 35.47**

## II. RELLENO

### CONDICIONES GENERALES

Volumen de tajo a rellenar	50.4 m3
Altura de relleno	1.4 m3
Vol. Material de desquinche (insitu)	24.4 m3
Vol. Material de desquinche (roto)	31.7 m3
P.e. material de relleno	2 ton/m3
N° Taladros perf./gdia	33
Profundidad de taladro	1.10 m
Factor de potencia	0.49 Kg/ton
m3 por taladro (relleno)	0.39
Material roto por disparo	10.89 m3/disp
N° hombres por guardia	3

## A.- MANO DE OBRA

### 1.- OPERACIÓN

1 Perforista	x 8 hrs/gdia / 10.89 m3/disp x S/. 11.36	S/. 8.34
1 Ayudante Perf.	x 8 hrs/gdia / 10.89 m3/disp x S/. 9.66	S/. 7.09
1 Peón	x 8 hrs/gdia 10.89 m3/disp x 9.66	S/. 6.08

### 2.- SUPERVISION

1/4 Jefe de guardia	x 8 hrs/gdia / 10.89 m3/disp x S/. 11.08	S/. 2.03
1/4 Capataz	x 8 hrs/gdia / 10.89 m3/disp x S/. 9.66	S/. 1.77
		<b>S/. 25.31</b>

## B.- MATERIALES

### 1.- PERFORACION

Barreno Cónico de 4' = 33 Tal x 4' x S/. 321.20 / 1 000 pies / 10.89 m3/disp	S/. 3.89
Manguera de jebe y lona 1" 20 m x S/. 15.00 / 40 000 pies	S/. 0.0075
Manguera de jebe y lona 1/2" 20 m x S/. 12.00 / 40 000 pies	S/. 0.0060

Aceite Torcula 100 1 Lt x S/. 2.85 / 10.89 m3/disp	S/. 0.260
--	-----------

### 2.- HERRAMIENTAS

1 Punzon de cobre x S/. 6.00 / 120 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.0046
---	------------

1 Cucharilla	x S/. 8.00 / 120 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.0061
1 Atacador	x S/. 3.00 / 20 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.014
1 Comba de 6 Lb	x S/. 35.00 / 120 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.027
1 Llave Stilson N° 14	x S/. 70.00 / 120 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.054
1 Llave Francesa N° 12	x S/. 50.00 / 120 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.038
1 Sacabarrenos	x S/. 32.00 / 75 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.039
1 Barretilla de 4'	x S/. 25.00 / 60 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.038
1 Barretilla de 5'	x S/. 30.00 / 60 dias / 10.89 m3/disp	S/. 0.046
1 Carretilla	x S/. 170.00/90 dias/ 10.89 m3/disp	S/. 0.17
1 Picos de acero	x S/. 25.00/60 dias/ 10.89 m3/disp	S/. 0.038
1 Lampa minera	x S/. 23.00/60 dias/ 10.89 m3/disp	S/. 0.035
1 puntal 7" x 3m	x S/. 45.00/ 10.89 m3/disp	S/. 4.13
1 Tabla 2"x8" x 3m.	x S/. 28.00/ 10.89 m3/disp	S/. 2.57

### 3.- EXPLOSIVOS

66 und. Dinamita Semexa 65%	x S/. 1.50 / 10.89 m3/disp	S/. 9.09
33 und. Fulminante N° 8 - 45 mm	x S/. 0.90 / 10.89 m3/disp	S/. 2.73
45 m. Mecha de Seguridad	x S/. 0.90 / 10.89 m3/disp	S/. 3.72
18 m. Mecha rápida Z-18 (150 mm)	x S/. 1.90 / 10.89 m3/disp	S/. 3.14
33 und. Conector	x S/. 0.80 / 10.57 m3/disp	S/. 2.42
		<u>S/. 27.96</u>

### C.- EQUIPOS

Hm Perf. Neumatica YT - 29	US\$ 1500.00 x 150 % / 50 000 Pies =	US\$ 0.045
33 Tal x 3.60' x	US\$ 0.045 x 3.20/ 10.89 m3/disp	S/. 1.57
Hm Compresora XP 375	S/. 50.73 x 3.2 hrs/disp / 10.89 m3/disp	S/. 14.97
Hm Camioneta	S/. 17.14 x 1 hrs/disp / 10.89 m3/disp	S/. 1.57
Hm Carro minero Z-20	2 x S/. 3 100 x 1.50 / 30 000 hrs =	0.32 soles/hr
0.32 soles/hr x 4 hrs/gdia / 10.89 m3/disp		S/. 0.11
		<u>S/. 18.52</u>

**COSTO TOTAL DE RELLENO** **Soles/m3** **S/. 18.52**

**SUB TOTAL LIMPIEZA Y EXTRACCION** **Soles/Ton** **S/. 35.47**

**COSTO TOTAL DE PRODUCCION** **Soles/Ton** **S/. 72.48**



## ANEXO 04

### GASTOS ADMINISTRATIVOS

#### COSTOS ADMINISTRATIVOS

Se consideran a los gastos administrativos ocasionados en la ciudad de Arequipa por los trámites efectuados u otros pagos anuales

#### ESTRUCTURAS DE COSTOS

##### Gastos Administrativos

#### A.- COSTOS DE PERSONAL

##### 1.- FUNCIONARIOS Y EMPLEADOS

1 Gerente general	x S/. 4 500.00 /mes / 400 ton/mes	S/. 11.25
1 Asesor legal	x S/. 1 500.00 /mes / 400 ton/mes	S/. 3.75
1 Contador	x S/. 1 500.00 /mes / 400 ton/mes	S/. 3.75
Beneficios sociales (50%)		S/. 8.88
		<hr/>
		<b>S/. 27.63</b>

#### B.- MATERIALES

Copias de planos	x 120.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.30
Utiles de oficina	x 100.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.25
Correos y comunicaciones	x 90.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.23
		<hr/>
		<b>S/. 0.78</b>

#### C.- SERVICIOS

Seguros	x S/. 300.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.75
Gastos de representación	x S/. 350.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.88
Telefono	x S/. 150.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.38
Otros	x S/. 150.00/mes / 400 ton/mes	S/. 0.38
		<hr/>
		<b>S/. 2.39</b>

#### GASTOS ADMINISTRATIVOS

Soles/Ton =

**S/.34.45**

## ANEXO 05

### COSTO DE CARGUÍO Y TRANSPORTE

#### PARAMETROS

Distancia de transporte	9 Km
Toneladas diarias en el transporte	10 Ton
Capacidad de volquete	15 m3
Factor de llenado del volquete	90%
Peso especifico de mineral roto	7 dias
Costo horario del volquete "VOLVO"	2 Ton/m3
Dias de trabajo	81 soles/hora

#### CICLO DE TRABAJO

tiempo de carguio	20 min	
Tiempo de ida a planta	45 min	
Tiempo de descarga en planta	5 min	
Tiempo de vuelta a mina	25 min	
Tiempo de parqueo y posicionamiento	5 min	
Tiempo total por ciclo	<b>100 min</b>	1.7 hrs

#### A.- TRANSPORTE

Hm Volquete "VOLVO" (15 m3)  
S/. 113.00 x 1.7 hrs/ciclo / 10 ton                      S/. 13.75

**COSTO TOTAL DE TRANSPORTE                      S/. 13.75**

## ANEXO 06

### COSTO DE TRATAMIENTO METALURGICO

#### A.- MANO DE OBRA

##### 1.- OPERACIÓN

1 Auxiliar de Planta	x 8 hrs/gdia / 40 ton/dia x S/. 8.74	S/. 1.75
1 Obrero de Planta	x 8 hrs/gdia / 40 ton/dia x S/. 6.88	S/. 1.38
1 Obrero de guardia	x 8 hrs/gdia / 40 ton/dia x S/. 6.88	S/. 1.38

##### 2.- SUPERVISION

1/2 Jefe de Planta	x 8 hrs/gdia / 40 ton/dia x S/. 20.16	S/. 4.03
1 Jefe de guardia	x 8 hrs/gdia / 40 ton/dia x S/. 14.95	S/. 2.99

**S/. 11.52**

#### B.- MATERIALES E INSUMOS

##### 1.- MATERIALES

Bolas de acero	1.90 Kg/ton x 4.90 soles/Kg	S/. 9.31
----------------	-----------------------------	----------

##### 2.- INSUMOS

Cianuro de sodio	2.42 Kg/ton x 17 soles/Kg	S/. 41.14
Soda caustica	0.44 Kg/ton x 1.92 soles/Kg	S/. 1.61
cal	0.81 Kg/ton x 0.90 soles/Kg	S/. 0.73
Acido muriatico	0.48 Kg/ton x 3.80 soles/Kg	S/. 1.82
Carbon Activado	2.14 Kg/ton x 34.90 soles/Kg	S/. 74.69

##### 3.- SERVICIOS

Agua	1.53 m3/ton x 14 soles/m3	S/. 21.42
Energia electrica	3.24 Kw/Ton x 7.5 soles/Kw	S/. 24.30
Laboratorio		S/. 4.19

#### D.- MANTENIMIENTO Y REPARACION

Mantto. y reparacion, 5% del costo de maquinaria		S/. 2.85
--	--	----------

#### **COSTO TOTAL DE TRATAMIENTO EN PLANTA**

**s/. 205.10**



## ANEXO 07

### Cálculo de Costo por Hora de Mano de Obra

PUESTO DE TRABAJO	SUELDO	ASIG. FAM. (10% R.M.V.)	TOTAL REMUNERAC.	CANT. PERS.	% PART.	TOTAL MENSUAL PARCIAL	CTS	GRATI.	VACACION.	ESSALUD (9%)	SEGURO SCTR (3%)	TOTAL MENSUAL	PRECIO X HORA (HH)
Perforista	S/. 1,800.00	S/. 93.00	S/. 1,893.00	6	100%	S/. 11,358.00	S/. 1,093.75	S/. 2,043.75	S/. 972.00	S/. 1,022.22	S/. 340.74	S/. 16,489.72	S/. 11.36
Winchero	S/. 1,800.00	S/. 93.00	S/. 1,893.00	1	100%	S/. 1,893.00	S/. 182.29	S/. 270.31	S/. 210.00	S/. 170.37	S/. 56.79	S/. 2,725.97	S/. 11.36
Enmaderador	S/. 1,800.00	S/. 93.00	S/. 1,893.00	1	100%	S/. 1,893.00	S/. 308.42	S/. 240.63	S/. 235.00	S/. 170.37	S/. 56.79	S/. 2,847.42	S/. 11.86
Ayud. perforista	S/. 1,500.00	S/. 93.00	S/. 1,593.00	6	100%	S/. 9,558.00	S/. 918.75	S/. 1,716.75	S/. 858.32	S/. 860.22	S/. 286.74	S/. 13,912.04	S/. 9.66
Ayud. enmaderador	S/. 1,500.00	S/. 93.00	S/. 1,593.00	1	100%	S/. 1,593.00	S/. 183.99	S/. 226.83	S/. 170.91	S/. 143.37	S/. 47.79	S/. 2,318.10	S/. 9.66
Peón	S/. 1,200.00	S/. 93.00	S/. 1,293.00	13	100%	S/. 16,809.00	S/. 1,856.79	S/. 3,700.44	S/. 1,966.25	S/. 1,512.81	S/. 504.27	S/. 25,845.29	S/. 8.28
Servicios auxiliares	S/. 1,500.00	S/. 93.00	S/. 1,593.00	1	100%	S/. 1,593.00	S/. 286.13	S/. 376.58	S/. 188.48	S/. 143.37	S/. 47.79	S/. 2,587.56	S/. 9.66
Operario	S/. 1,800.00	S/. 93.00	S/. 1,893.00	1	100%	S/. 1,893.00	S/. 201.74	S/. 312.47	S/. 203.47	S/. 170.37	S/. 56.79	S/. 2,781.05	S/. 11.86
<b>TOTAL</b>						<b>S/. 46,590.00</b>	<b>S/. 5,031.86</b>	<b>S/. 8,887.76</b>	<b>S/. 4,804.43</b>	<b>S/. 4,193.10</b>	<b>S/. 1,397.70</b>	<b>S/. 69,507.15</b>	

## ANEXO 08

### Cálculo de Costo Personal Profesional, auxiliar y Técnico

PUESTO DE TRABAJO	SUELDO	ASIG. FAM. (10% R.M.V.)	TOTAL REMUNERAC.	CANT. PERS.	% PART.	TOTAL MENSUAL PARCIAL	CTS	GRATI.	VACACION.	ESSALUD (9%)	SEGURO SCTR (3%)	TOTAL MENSUAL	PRECIO X HORA (HH)
Gerente General	S/. 4,500.00	S/. 93.00	S/. 4,593.00	1	25%	S/. 1,148.25	S/. 140.32	S/. 214.87	S/. 136.21	S/. 103.34	S/. 34.45	S/. 1,742.99	S/. 11.36
Jefe de guardia	S/. 3,500.00	S/. 93.00	S/. 3,593.00	1	50%	S/. 1,796.50	S/. 235.66	S/. 301.54	S/. 164.32	S/. 161.69	S/. 53.90	S/. 2,659.71	S/. 11.08
Inspector de seguridad	S/. 2,500.00	S/. 93.00	S/. 2,593.00	1	50%	S/. 1,296.50	S/. 173.54	S/. 286.32	S/. 158.37	S/. 116.69	S/. 38.90	S/. 2,031.42	S/. 8.46
Capataz	S/. 2,000.00	S/. 93.00	S/. 2,093.00	1	50%	S/. 1,046.50	S/. 105.73	S/. 143.24	S/. 71.52	S/. 94.19	S/. 31.40	S/. 1,461.18	S/. 9.66
Mecanico	S/. 1,800.00	S/. 93.00	S/. 1,893.00	1	50%	S/. 946.50	S/. 102.45	S/. 115.81	S/. 94.25	S/. 85.19	S/. 28.40	S/. 1,344.20	S/. 5.60
Chofer	S/. 1,500.00	S/. 93.00	S/. 1,593.00	1	50%	S/. 796.50	S/. 72.54	S/. 142.56	S/. 61.49	S/. 71.69	S/. 23.90	S/. 1,144.78	S/. 8.28
<b>TOTAL</b>						<b>S/. 7,030.75</b>	<b>S/. 830.24</b>	<b>S/. 1,204.34</b>	<b>S/. 686.16</b>	<b>S/. 632.77</b>	<b>S/. 210.92</b>	<b>S/. 10,384.26</b>	

## ANEXO 09

### PRECIO UNITARIOS DE MATERILES

DESCRIPCIÓN	P/U	FAMILIA	
PUNTALES EUCALIPTO 5" X 3 MTS	30.00	UND	<b>MADERA</b>
PUNTALES EUCALIPTO 6" X 3 MTS	33.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 7" X 3 MTS	37.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 8" X 3 MTS	47.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 9" X 3 MTS	64.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 10" X 3 MTS	75.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 11" X 3 MTS	85.00	UND	
PUNTALES EUCALIPTO 12" X 3 MTS	92.00	UND	
TABLAS DE 2" X 8" X 3 MTS	30.00	UND	
TABLAS DE 20 CM X 1" X 3 MT	52.50	UND	
DURMIENTES DE EUCALIPTO 4 x 6 x 1 Mt.	16.00	UND	
ESCALERA 3.70 MT CON 10 PELDAÑOS	55.00	UND	
ESCALERA 3.00 MT TODAS LAS MEDIDAS	50.00	UND	
MAMELUCO DRILL CON CINTA REFLECTIVA 3M 1"	70.00	UND	<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>
CAMISA Y PANTALON TELA DRILL C/ CINTA REFLECTIVA 3M	70.00	UND	
CHALECO COLOR NARANJA	42.71	UND	
ADAPTADOR 502 PARA FILTROS (3M 6059)	7.30	UND	
RESPIRADOR 3M 7502	64.50	UND	
FILTRO 3M 6059 MULTIGAS	47.50	UND	
FILTRO 3M 2097 P100	27.81	UND	
FILTRO 3M 2097 P100 PARA VAPORES ORGANICOS	23.65	UND	
BOTAS DE JEBE CON PUNTA DE ACERO	56.00	PAR	
ROPA DE JEBE SACO NEGRO PUNTO AZUL	39.00	UND	
ROPA DE JEBE PANTALON NEGRO PUNTO AZUL	36.00	UND	
LENTE TIPO MALLA	23.00	UND	
FILTRO 3M 7093	22.00	PAR	
CASCO MS JOCKEY FAST-TRACK C/PORTAL	36.55	UND	
CASCO MINERO PL PC SUSP. EST. PERF.	30.87	UND	
GUANTE DE CUERO CORTO (RES VOLTEADO T/ING 9.5")	10.30	PAR	
GUANTES DE CUERO PARA SOLDAR	11.86	PAR	
CORREA PORTALAMPARA	10.50	UND	
ARNES DE SEGURIDAD	84.91	UND	
BOTIN DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO	69.60	PAR	
LINEA DE VIDA SIMPL	84.91	UND	
GUANTE DE PVC 660L-0	14.50	PAR	
GUANTE DE NEOPRENE	21.28	PAR	
GUANTE TECHPROT MULTIFLEX T:9 BLACK DEMON	3.90	PAR	
ROPA DE JEBE PANTALO	38.99	UND	

ROPA DE JEBE SACO NE	39.40	UND
BARBIQUEJO	1.41	UND
PROTECTOR DE OIDO	2.75	UND
DETECTOR DE GASES (V)	1,850.00	UND
CORREA PORTALAMPARA	9.33	UND
BARRENO INTEGRAL DE 2	249.07	UND
BARRENO INTEGRAL DE 3	293.19	UND
BARRENO INTEGRAL DE 4	321.50	UND
BARRENO INTEGRAL DE 5	337.32	UND
BARRENO INTEGRAL DE 6	354.33	UND
BARRENO INTEGRAL DE 8´	360.71	UND
BARRENO CONICO 2"	187.92	UND
BARRENO CONICO 3"	207.42	UND
BARRENO CONICO 4"	226.56	UND
BARRENO CONICO 5"	296.76	UND
BARRENO CONICO 6"	323.18	UND
BARRA CONICA DE 4´	233.28	UND
BARRA CONICA DE 6´	293.22	UND
BROCA DE BOTON DE 38 mm	72.49	UND
BROCA DE BOTON DE 41 mm	72.98	UND
VALVULA DE BOLA DE 1"	30.51	UND
VALVULA DE BOLA DE 2"	127.29	UND
CLAVO DE 6"	4.00	KG
CLAVO DE 5"	4.00	KG
BARRENO BOSH DE 3P	381.36	UND
BARRENO BOSH DE 2P	240.00	UND
BROCA TIPO BOTON N° 40	82.39	UND
CLAVO DE 4"	4.00	KG
CLAVO DE 3"	4.00	KG
CLAVO DE 2"	5.08	KG
CLAVO DE 2 .1/2"	5.08	KG
RODAJE 6205	9.52	UND
ALAMBRE FE NEGRO N° 8	4.65	KG
LIJA DE FIERRO N° 180	1.99	KG
ALAMBRE FE NEGRO N° 16	4.65	KG
CLAVO RIELERO 3/8" X 3.1/2"	6.46	KG
CLAVO RIELERO DE 3/8" x 3.1/2" (USO IMPORTACION)	0.41	UND
RIEL DE ACERO DE 30 LBS	206.36	UND
ECLISA PLANA DE 30 LBS	8.60	UND
PERNO ECLISA 5/8" 2 1/2 UNC C/TUERCA	0.79	UND

SOGA DE NYLON DE 1"	4.92	MTS
VALVULA DE BOLA DE 2"	72.71	UND
TUBERIA DE POLIETILENO 1/2" HDPE	0.63	UND
TUBERIA DE POLIETILENO 1" HDPE	2.27	UND
UNION PP P/HDPE 90MM (1")	12.47	UND
TUBERIA DE POLIETILENO 2" HDPE	6.60	UND
TUBERIA DE POLIETILENO 3" HDPE	12.47	UND
TEE REDUCTORA P/HDPE DE 110MM X 63MM X 63MM (4" X 2" X 4")	128.40	UND
UNION C/REDUCCIÓN HDPE DE 63MM (2") A 32MM (1")	20.60	MTS
BUGUI (CARRETILLA)	156.88	UND
LAMPARA MINERA	55.00	UND
SOLDADURA INOXIDABLE 29/9 DE 1/8"	77.77	UND
PICO CON MANGO	34.00	UND
TRAPO INDUSTRIAL	5.93	KG
TUBO PVC 2"	12.71	UND
SPLIT SET DE 6 PIES CON PLACA	23.00	UND
SPLIT SET DE 5´ CON PLACA Y TUERCA	21.11	UND
SPLIT SET DE 4´ CON PLACAS Y TUERCAS	12.27	UND
SPLIT SET DE 3´ CON PLACA Y TUERCA	15.80	UND
MALLA ELECTROSOLDADA N°10 COCADA 4*4 ALTO 2.40MT	22.38	MTS
MALLA ELECTROSOLDADA N°8 COCADA 4*4 ALTO 2MTS	21.08	MTS
EMPUJADOR DE SPLIT SET	426.09	UND
CORVINA DE 3"	334.74	UND
COMBA DE 8 LIBRAS	27.97	UND
COMBA DE 6 LIBRAS	19.49	UND
COMBA DE 4 LIBRAS	15.25	UND
COMBA DE 12 LIBRAS	34.75	UND
LLAVE STILLSON DE 14"	55.08	UND
LLAVE STILLSON DE 18"	69.49	UND
LLAVE STILLSON DE 12"	44.07	UND
ACEITE MOBIL SAE 25W 50	41.75	GLS
ACEITE MOBIL ALMO 529	37.57	GLS



**HERRAMIENTAS**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U.(dias )	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Lampa	S/. 25.00	60	S/. 0.417	S/. 0.417	S/. 0.417	S/. 0.417		
Pico	S/. 25.00	60	S/. 0.417	S/. 0.417				
Combo 12lbs	S/. 60.00	600	S/. 0.100	S/. 0.100				
Combo 6lbs	S/. 40.00	600	S/. 0.067	S/. 0.067				
Llave N° 14	S/. 65.00	360	S/. 0.181	S/. 0.181				
Atacador	S/. 10.00	30	S/. 0.333	S/. 0.333				
Soplete	S/. 35.00	900	S/. 0.039	S/. 0.039				
Cuchara	S/. 15.00	600	S/. 0.025	S/. 0.025				
Barretilla 5"	S/. 34.00	360	S/. 0.094	S/. 0.094				
Barretilla 4"	S/. 30.00	360	S/. 0.083	S/. 0.083				
Sacabarreno	S/. 20.00	360	S/. 0.056	S/. 0.056				
Punzón Cu	S/. 10.00	360	S/. 0.028	S/. 0.028	S/. 0.028	S/. 0.028	S/. 0.028	S/. 0.028
Flexómetro	S/. 7.00	30	S/. 0.233	S/. 0.233	S/. 0.233	S/. 0.233	S/. 0.233	S/. 0.233
<b>SUB TOTAL</b>				<b>S/. 2.072</b>	<b>S/. 0.678</b>	<b>S/. 0.678</b>	<b>S/. 0.261</b>	<b>S/. 0.261</b>

**MATERIALES**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U.(dias )	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Fosforo	S/. 0.50	15	S/. 0.033	S/. 0.033	S/. 0.033	S/. 0.033	S/. 0.033	S/. 0.033
Alambre	S/. 18.33	125	S/. 0.147	S/. 0.147				
<b>SUB TOTAL</b>				<b>S/. 0.180</b>	<b>S/. 0.033</b>	<b>S/. 0.033</b>	<b>S/. 0.033</b>	<b>S/. 0.033</b>
<b>TOTAL</b>				<b>S/. 2.252</b>	<b>S/. 0.711</b>	<b>S/. 0.711</b>	<b>S/. 0.294</b>	<b>S/. 0.294</b>

**RESUMEN:**

DESCRIPCION	S/. Tarea	%Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/. 2.252	1	2.252
Ayudante Perforista	S/. 0.711	1	0.711
Peón	S/. 0.711	1	0.711
Bodeguero	S/. 0.294	0.15	0.044
Capataz	S/. 0.294	0.15	0.044
<b>TOTAL</b>			<b>3.763</b>

**TOTALCOSTO POR HERRAMIENTAS S/. 3.763****EQUIPOS Y MAQUINARIA**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	Mant. Y Rep.	Mant. Y Rep.	Precio Total	V.U. (pies)	O.H.(pies)	Costo/Pie
YT 28	4,030.00	80.00%	3224.00	7254.00	25,000	15,000	0.18

Se Perfora: Taladros Pies/Tal

18                      5

**Total Pies Perf.                      90 TOTAL COSTO PERFORADORA                      S/. 16.322**

**EQUIPOS**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U. (pies)	Costo/Ps. Per	Perfor.	Costo/Perf.
Barreno de 3 pies	293.63	500	0.59	30	S/. 17.618
Barreno de 5 pies	320.27	450	0.71	30	S/. 21.351
Piedra smeril	60.00	16.67	3.60		S/. 3.600
Mangueras 30 m.	114.00	350	0.33		S/. 0.326
Manguera de Agua	57.00	350	0.16		S/. 0.163
					<b>S/. 43.058</b>

TOTAL COSTO BARRENOS S/. 43.058

TOTAL COSTO DE EQUIPOS Y MAQ. S/. 59.379

**ILUMINACIÓN**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U. (días)	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Lamp.Elect.	S/. 372.00	730	S/. 0.510	S/. 0.510	S/. 0.510	S/. 0.510	S/. 0.510	S/. 0.510

**RESUMEN:**

DESCRIPCION	S/. Tarea	%Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/. 0.510	1	0.510
Ayudante Perforista	S/. 0.510	1	0.510
Peón	S/. 0.510	1	0.510
Bodeguero	S/. 0.510	0.15	0.076
Capataz	S/. 0.510	0.15	0.076
<b>TOTAL</b>			<b>1.682</b>

TOTAL COSTO DE ILUMINACIÓN S/. 1.682

**EXPLOSIVOS**

DESCRIPCION	Cantidad	Precio Kg.	Costo/Tal.(S/.)	Cant./Tal.	Total Costo
Dinamita	0.326	8.616	2.809	18	50.56
Fulminante			0.455	18	8.19
Guía de Seguridad			0.414	33.3	13.79
				<b>Sub-total</b>	<b>72.53</b>

TOTAL COSTO EXPLOSIVO S/. 72.535

**MUEBLES Y ENSERES**

DESCRIPCION	Precio (S/.)	V.U. (Días)	Costo/Tarea	Perforista	Ayud. Perf.	Peón	Bodeg.	Capataz
Tarimas	S/. 80.00	600	S/. 0.133	S/. 0.133	S/. 0.133	S/. 0.133	S/. 0.133	S/. 0.133
Colchones	S/. 70.00	180	S/. 0.389	S/. 0.389	S/. 0.389	S/. 0.389	S/. 0.389	S/. 0.389
				<b>S/. 0.522</b>	<b>S/. 0.522</b>	<b>S/. 0.522</b>	<b>S/. 0.522</b>	<b>S/. 0.522</b>

**RESUMEN:**

DESCRIPCION	S/. Tarea	%Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/. 0.522	1	0.522
Ayudante Perforista	S/. 0.522	1	0.522
Peón	S/. 0.522	1	0.522
Bodeguero	S/. 0.522	0.15	0.078
Capataz	S/. 0.522	0.15	0.078
<b>TOTAL</b>			<b>1.723</b>

TOTALCOSTO MUEBLES Y ENSERES S/. 1.723

**INGENIERO RESIDENTE**

DESCRIPCION	Salario/Tarea	%Incidencia	C7Tarea
Inge. Residente	83.33	0.10	8.33
<b>Sub. Total</b>			<b>8.33</b>
Beneficios Sociales		72%	6.00
<b>Total</b>			<b>14.33</b>

TOTAL COSTO ING. RESIDENTE S/. 14.333



**GENERADOR ELECTRICO**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	Mant. Y Rep.	Mant. Y Rep.	Precio Total	V.U. (DIA)	O.H.(DIAS)	Costo/DIA
Generador Eléctric	3500.00	70.00%	2450.00	5950.00	1440	720.00	2.75
Combustible	27						27
<b>Total</b>							<b>29.75</b>

Costo Dia 29.75

Cant. Labore 10

Costo Labor 2.975

TOTAL COSTO GENERADOR ELECTRICO S/. 2.975

**TRANSPORTE**

DESCRIPCION	Precio(S/.)	Mant. Y Rep.	Mant. Y Rep.	Precio Total	V.U. (DIA)	O.H.(DIAS)	Costo/DIA
Camioneta	23360.00	70.00%	16352.00	39712.00	1800	900.00	14.71
Combustible	33.75						33.75
<b>Total</b>							<b>48.46</b>

Costo Dia 48.46

Cant. Labore 10

Costo Labor 4.846

TOTAL COSTO CAMIONETA

S/. 4.846

**RESUMEN**

DESCRIPCION	IMPORTE
Mano de Obra	S/.229.10
Implementos de Seguridad	S/.8.26
Herramientas Y Materiales	S/.3.76
Equipos y Maquinarias	S/.59.38
Iluminación	S/.1.68
Explosivos y Suministros	S/.72.53
Campamento	S/.1.72
Ing. Residente	S/.14.33
Generador Eléctrico	S/.2.98
Transporte	S/.4.85
<b>Sub-total</b>	<b>S/.398.60</b>
Utilidad 10%	S/.39.86
<b>Total Costo</b>	<b>S/.438.46</b>
T.C. U.S.\$.	3.05
	<b>\$ 143.76</b>
	<b>\$ 114.11</b>
	<b>S/.348.04</b>

EQUIVALE A 1.30 MTS. LINEALES

EQUIVALE A 1 METRO LINEAL

EQUIVALENTE EN NUEVOS SOLES

## ANEXO 11

### PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO (PETS)

#### PERFORACION EN LABORES HORIZONTALES

##### 1. PERSONAL:

- 1.1 Maestro Perforista
- 1.2 Ayudante de Perforista.

##### 2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 2.1 Lámpara Minera
- 2.2 Overol con cintas reflectivas.
- 2.3 Protector tipo sombrero con barbiquejo.
- 2.4 Lentes de seguridad.
- 2.5 Respirador con cartuchos para polvo.
- 2.6 Protector auditivo.
- 2.7 Guantes de nitrilo o cuero.
- 2.8 Botas de jebe con punta de acero.
- 2.9 Correa y lámpara minera.
- 2.10 Ropa de jebe.

##### 3. HERRAMIENTAS / MATERIALES.

- 3.1 Máquina perforadora, con juego de barras de avance.
- 3.2 Juego de barrenos de perforación con disco de jebe.
- 3.3 Sacabarrenos, sacabrocas
- 3.4 Llave stilson de 14”.
- 3.5 02 juegos de Barretillas de 4 medidas diferentes
- 3.6 Guiadores de madera.
- 3.7 Pintura.
- 3.8 Plataforma de perforación.
- 3.9 Cordel
- 3.10 Flexometro.

##### 4. PROCEDIMIENTO

- 4.1 El maestro y su ayudante deben verificar y registrar en el formato de Inspección Diaria de Labores (**IPERC**); la ventilación, herramientas, tiros cortados, desate de rocas y sostenimiento del techo, hastiales y el frente de la labor; levantando las observaciones
- 4.2 El maestro perforista y Ayudante deben lavar el frente de perforación para detectar tiros fallados.
- 4.3 El maestro debe verificar y registrar el estado de la máquina perforadora de acuerdo a la lista de pre uso de equipo.
- 4.4 El Perforista y/o ayudante debe llenar la lubricadora con aceite, usando la aceitera, empalmar la manguera de agua y aire.
- 4.5 El maestro y su ayudante deben sujetar fuertemente la manguera de aire de 1”, abrir la válvula de aire comprimido y realizar el sopleteo, orientando la punta de la manguera al lado opuesto del compañero.
- 4.6 El maestro perforista debe marcar con pintura el punto de dirección, gradiente, perímetro y malla de perforación de acuerdo a la calidad de roca.

- 4.7 El maestro perforista debe colocar y fijar la garra de la barra de avance en piso firme, posicionarse a lado izquierdo de la máquina perforadora (solo cuando se perfore los taladros del hastial izquierdo buscar la mejor posición).
- 4.8 El ayudante debe colocar el barreno con disco de jebe en la bocina de la máquina perforadora en el siguiente orden patero, seguidor, pasador y para empatar o emboquillar el barreno a la roca sujetara el barreno aproximadamente 20 cm detrás de la broca y del disco de jebe, una vez empatado retirarse detrás del perforista.
- 4.9 El Ayudante colocara los guidores (mínimo tres) para controlar el paralelismo de la perforación.
- 4.10 El maestro perforista realizara el barrido de detritos cuando requiera durante la perforación.
- 4.11 El ayudante perforista debe realizar el redesatado del frente después de cada taladro perforado.
- 4.12 El maestro perforista debe usar la plataforma de perforación para perforar las alzas y coronas cuando se requiera.
- 4.13 En caso de atascamiento de barreno; colocar el sacabarrenos en el culatín del barreno hacer girar en ambos sentidos hasta recuperar el barreno.
- 4.14 Para cambiar la broca utilizar la saca broca.
- 4.15 El maestro y su ayudante, terminada la perforación del frente cerrar las válvulas de aire y agua, retirar la máquina perforadora del frente y colocar su guarda de protección, hacer orden y limpieza.

**RESTRICCIONES:**

- 5.1 No perforar cuando hay tiros fallados, bloquear la labor hasta media guardia si son menos de 5 tiros fallados y hasta final de guardia si son más de 5 tiros fallados.
- 5.2 No perforar cuando el desatado esta inconcluso.
- 5.3 No perforar si los aceros de perforación están en malas condiciones y sin disco de jebe
- 5.4 No perforar montado en la máquina perforadora.
- 5.5 No perforar el frente si el sostenimiento esta inconcluso.
- 5.6 No se realizara ningún ipo de perforación en presencia de tiros fallados.

<b>ELABORADO POR:</b>	<b>REVISADO POR:</b>	<b>REVISADO Y APROBADO POR:</b>
Ing. James Llanco Sedano JEFE DE MINA	Ing. Josmell Calli Vilca JEFE DE SEGURIDAD	Ing. Harry Salinas de la Cruz GERENTE DE OPERACIONES
<b>FECHA DE ELABORACIÓN:</b> (09/04/2016)	<b>FECHA DE REVISIÓN:</b> (13/06/2016)	<b>FECHA DE APROBACIÓN:</b> (20/06/2016)

