

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA

ÁREA DE LA ENERGÍA, LAS INDUSTRIAS Y LOS RECURSOS  
NATURALES NO RENOVABLES

INGENIERÍA EN MINA

“EVALUACIÓN Y CÁLCULO DE RESERVAS PARA LA ELECCIÓN DEL SISTEMA  
DE EXPLOTACIÓN EN EL ÁREA YURAC RUMI PROVINCIA DEL CHIMBORAZO”

AUTORES

VÍCTOR SAÚL MEDINA ALVARADO  
CARLOS ALEJANDRO LAPO MORENO

DIRECTOR

ING. JORGE MICHAEL RIOFRÍO, MG. SC.

LOJA – ECUDOR

2005

# CERTIFICACIÓN

Ing. Jorge Michael Valarezo, **DIRECTOR DE TESIS**, Ing. Luís Enrique Figueroa e Ing. Carlomagno Chamba Tacuri, **ASESORES DE TESIS**, en uso de sus atribuciones legales.

CERTIFICAN:

Que el trabajo de tesis “**EVALUACIÓN Y CÁLCULO DE RESERVAS PARA LA ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN EN EL ÁREA YURAC RUMI PROVINCIA DEL CHIMBORAZO**” presentado por los egresados Lapo Moreno Carlos Alejandro y Medina Alvarado Víctor Saúl, luego de haber sido revisado, corregida y cumpliendo con los requisitos, sugerencias u observaciones autorizamos su presentación para fines legales pertinentes.

Loja, enero del 2005

.....

Ing. Jorge Michael Valarezo.

**DIRECTOR**

.....

Ing. Luís Enrique Figueroa

**ASESOR**

.....

Ing. Carlomagno Chamba

**ASESOR**

## AUTORIA

Los contenidos, ideas, informaciones, procedimientos, análisis deducciones, resultados y conclusiones, que se exponen en el siguiente trabajo son de exclusiva responsabilidad de los autores de la tesis.

Víctor Saúl Medina Alvarado

Carlos Alejandro Lapo Moreno

## **AGRADECIMIENTOS**

Quienes hemos realizado este trabajo investigativo queremos expresar un sincero reconocimiento a los señores ingenieros Jorge Michael Valarezo G, Luís Enrique Figueroa, Carlomagno Chamba por haber compartido sus conocimientos y experiencias con los cuales se llegó al feliz término de nuestra investigación.

Además queremos hacer un extensivo agradecimiento a las compañías minera EXPOBONANZA S.A. en la persona del Ing. Jorge Rengel Piedra, COMINMAS, en la persona del Ing. Jerry Surita por habernos brindado el apoyo y las facilidades necesarias durante nuestra pasantía en la empresa.

Nuestro agradecimientos a los señores Ingenieros del Área de Energía Industria y Recursos Naturales no Renovables, de la Carrera de Ingeniería de Minas, por dictar sus cátedras y conocimientos desinteresadamente, para lograr nuestros objetivos.

## DEDICATORIA

Dedico este trabajo a Dios, a mis padres Alejandro y Maria, a mí tierna y bella esposa Gladys, que gracias a sus sabios consejos y apoyo incondicional me supieron guiar al feliz término de mí carrera, a mis hermanos y sobrinos a mis dos tiernos hijos Crhis Adrián y Josué Alejandro que con su inocencia son dueños de mi constancia y dedicación.

**Carlos A. Lapo Moreno**

## INDICE

<b>CERTIFICACION</b>	<b>i</b>
<b>AUTORÍA</b>	<b>ii</b>
<b>AGRADECIMIENTO</b>	<b>iii</b>
<b>DEDICATORIA</b>	<b>iv</b>

## CAPITULO I

1. Generalidades.	1
1.1. Introducción.	1
1.2. Antecedentes.	4
1.3. Objetivos.	5
1.4. Objetivo general.	5
1.5. Objetivos específicos.	6
1.6. Marco geográfico.	6
1.6.1. Ubicación y acceso.	6
1.6.1.1. Ubicación.	6
1.6.1.2. Acceso.	8
1.6.2. Clima y vegetación.	9
1.6.2.1. Clima.	9
1.6.2.2. Vegetación.	10
1.6.3. Relieve e hidrografía.	12
1.6.3.1. Relieve.	12
1.6.3.2. Hidrografía.	13
1.6.4. Población y mano de obra.	13
1.6.4.1. Estructura poblacional.	14
1.6.4.2. Actividad económica.	15
1.6.4.3. Fuentes ocupacionales.	16
1.7. Marco topográfico.	18
1.7.1. Topografía superficial.	18
1.7.2. Topografía subterránea.	19

1.7.3. Descripción de labores existentes	21
1.7.4. Frontón principal de transporte “G10”	22
1.7.5. Galería de ventilación “G1”	22

## CAPITULO II

2. Marco geológico.	23
2.1. Geología regional.	23
2.1.1. Litología (ver mapa # 4).	23
Formación Macuchi	23
Formación Yunguilla	24
Serie Paute	25
Formación Yaruquíes	25
Formación Alausí	26
Formación Pisayambo	26
Volcánicos Sicalpa	26
Formación Riobamba	27
Volcánicos Guaranda	27
Volcánicos del Altar	28
Formación Palmira	28
Formación Tarqui	28
Depósitos glaciales	29
Cangagua	29
Depósitos superficiales	29
Intrusivos.	30
2.1.2. Estructuras.	30
2.2. Geología Local	31
División Guamote.	31
División Alao.	32
Subdivisión Peltetec.	32
Subdivisión Alao paute.	32
2.2.1. Estructuras.	33

La falla Cauca-Patfa.	34
La falla Cauca-Patía.	34
La falla Romeral.	35
2.2.2. Alteraciones.	37
2.2.3. Mineralización.	38
2.3. Geología del yacimiento.	41
2.3.1. Litología.	41
2.3.2. Tectónica del yacimiento.	41
2.3.3. Tipo de yacimiento.	42
2.3.4. Génesis del yacimiento.	42
2.4. Reservas.	43
2.4.1. Estimación de reservas.	43
2.4.2. Metodología del cálculo de reservas.	44
2.4.2.1. Determinación de los parámetros básicos.	46
2.5. Tiempo de vida útil bloque.	48

### **CAPITULO III**

3. Descripción minero técnicas del mineral y roca encajante	49
3.1. Características físico-mecánicas	49
3.1.1. Peso específico (Pe).	49
3.1.2. Peso volumétrico (Pv)	50
3.1.3. Humedad ( W)	51
3.1.4. Esponjamiento ( Ke)	52
3.1.5. Resistencia a la compresión (Rc); kg/cm <sup>2</sup>	53
3.1.6. Resistencia a la tracción (Rt); kg/cm <sup>2</sup>	53
3.1.7. Resistencia al corte y cizallamiento	54
3.1.8. Fortaleza de la roca	55
3.1.9. Ángulo de fricción interna	55

3.2. Hidrogeología del yacimiento	56
3.3. Caracterización del macizo rocoso	57
3.3.1. Metodologías empleadas	58
3.3.1.1. Índice de calidad de roca de Deere (RQD)	58
3.3.1.2. Caracterización del macizo rocoso según el CSIR	60
3.3.1.3. Índice de calidad de los túneles (N.G.I)	63
3.3.1.4. Método desarrollado por Bulichev	67
3.3.1.5. Conclusión general del macizo rocoso	71

## **CAPITULO IV**

4. Elección del sistema de explotación	72
4.1. Generalidades.	72
4.2. Producción proyectada.	73
4.3. Sistemas de explotación.	73
4.4. Alternativas de sistema de explotación	74
4.4.1. Elementos de yacencia y propiedades para la elección del sistema de explotación	74
4.4.1.1. Elementos de yacencia	74
4.4.1.2. Propiedades para la elección del sistema de explotación	75
4.5. Elección del sistema de explotación óptimo	79
4.6. Desarrollo del sistema de explotación elegido	83
4.6.1. preparación	83
4.6.2. Ataque de arranque	84
4.6.3. Ventilación	86



4.6.4.3.2. Presión lateral	117
4.6.4.3.3. Presión por el piso	118
4.6.4.3.4. Cálculo para determinar si es necesario fortificar	122
4.6.4.4. Ventilación	123
4.6.4.4.1. Caudal necesario de aire	123
4.6.4.4.2. Distancia del extremo de la manga al frente	127
4.6.4.4.3. Diámetro de la manga de ventilación	128
4.6.4.4.4. Resistencia de la manga que tiene que vencer el ventilador	128
4.6.4.4.5. Elección del ventilador	128
4.6.4.4.6. Elección del método de ventilación	131
4.6.4.5. Saneamiento, Carga y Transporte	132
4.6.4.6. Planificación de perforación y organización de los trabajos en la chimenea.	136
4.6.4.6.1. Tiempo de perforación y voladura	136
4.6.4.6.2. Tiempo de ventilación	138
4.6.4.6.3. Tiempo de saneamiento	139
4.6.4.6.4. Tiempo de acarreo carga y transporte	139
4.6.4.6.5. Tiempo de fortificación	142
4.6.4.6.6. Tiempo de operaciones auxiliares	143
4.6.4.6.7. Tiempo total del turno	143
4.6.4.6.8. Gasto de fuerza de trabajo en un ciclo de labores	144
4.6.4.6.9. Diagrama de flujo de actividades de la chimenea	146
4.6.4.6.10. Organigrama de los trabajos de preparación	

de la Chimenea	147
4.6.5. Franqueo de la galería de corte	147
4.6.5.1. Forma y sección de la galería de corte	147
4.6.5.1.1. Ancho de la galería de corte	147
4.6.5.1.2. Altura de la semi-bóveda reducida (h)	148
4.6.5.1.3. Radio de los arcos laterales (r)	149
4.6.5.1.4. Radio central de la bóveda (r)	149
4.6.5.1.5. Altura de la galería de corte (h)	149
4.6.5.1.6. Sección útil de la galería de corte (su)	150
4.6.5.1.7. Sección proyecto de la galería de corte	150
4.6.5.1.8. Sección franqueo de la galería de corte	150
4.6.5.2. Parámetros de perforación y voladura	150
4.6.5.2.1. Tipo de sustancia explosiva	151
4.6.5.2.2. Número de barrenos en el frente	152
4.6.5.2.3. Distribución de los barrenos en el frente	152
4.6.5.2.4. Longitud de los barrenos	155
4.6.5.2.5. Gasto de sustancia explosiva en el frente	155
4.6.5.2.6. Masa media de carga de Sustancia Explosiva por barreno	156
4.6.5.2.7. masa de carga en los barrenos de cada de cada grupo	156
4.6.5.2.8. Grado real de carga de los barrenos	157
4.6.5.2.9. Distancia media entre los barrenos de contorno	162
4.6.5.2.10. Esquema de ubicación del cuele	165
4.6.5.2.11. Índices técnicos – económicos	166

4.6.5.2.12. Método de voladura	168
4.6.5.2.13. Pasaporte de perforación y voladura	170
4.6.5.3. Control de las presiones de las rocas	170
4.6.5.3.1. Presión por el techo	170
4.6.5.3.2. Presión lateral	171
4.6.5.3.3. Presión por el piso	173
4.6.5.3.4. Cálculo para determinar si es necesario fortificar	176
4.6.5.4. Ventilación	177
4.6.5.4.1. Caudal necesario de aire	177
4.6.5.4.2. Distancia del extremo de la manga al frente	179
4.6.5.4.3. Diámetro de la manga de ventilación	179
4.6.5.4.4. Resistencia de la manga que tiene que vencer el Ventilación	180
4.6.5.4.5. Elección del ventilador	180
4.6.5.4.6. Elección del método de ventilación	182
4.6.5.5. Saneamiento, acarreo, carga y transporte	184
4.6.5.6. Planificación y organización de los trabajos en la galería de la galería de corte	185
4.6.5.6.1. Tiempo de perforación	185
4.6.5.6.2. Tiempo de ventilación	187
4.6.5.6.3. Tiempo de saneamiento	187
4.6.5.6.4. Tiempo de Acarreo, Carga y Transporte	187
4.6.5.6.5. Tiempo de operaciones auxiliares	188
4.6.5.6.6. Tiempo de fortificación	189

4.6.5.6.7.	Tiempo total del turno	189
4.6.5.6.8.	Gasto de fuerza de trabajo en un ciclo de labores	190
4.6.5.6.9.	Diagrama de flujo de actividades de galería de corte	192
4.6.5.6.10.	Organigrama de los trabajos de preparación de la galería de corte	193
4.6.6.	Arranque de la Franja de Estéril y Mineral	193
4.6.6.1.	Sección de la franja	194
4.6.6.1.1.	Sección proyecto de la franja	194
4.6.6.1.2.	Sección de franqueo de la franja	195
4.6.6.2.	Parámetros de perforación y voladura	195
4.6.6.2.1.	Tipo de sustancia explosiva	196
4.6.6.2.2.	Número de barrenos en la franja	197
4.6.6.2.3.	Distribución de los barrenos en la franja	198
4.6.6.2.4.	Longitud de los barrenos	200
4.6.6.2.5.	Gasto de sustancia explosiva en la franja	200
4.6.6.2.6.	Masa media de carga de Sustancia Explosiva por barreno	201
4.6.6.2.7.	Grado real de carga de los barrenos	201
4.6.6.2.8.	Índices técnicos económicos	204
4.6.6.2.9.	método de voladura	209
4.6.6.2.10.	Pasaporte de perforación y voladura	213
4.6.6.3.	Control de las presiones de las rocas	213
4.6.6.4.	Ventilación	214
4.6.6.4.1.	Caudal necesario de aire	214

4.6.6.4.2.	Distancia del extremo de la manga al frente	217
4.6.6.4.3.	Diámetro de la manga de ventilación	217
4.6.6.4.4.	Resistencia de la manga que tiene que vencer el Ventilación	218
4.6.6.4.5.	Elección del ventilador	218
4.6.6.4.6.	Elección del método de ventilación	220
4.6.6.5.	Saneamiento, Acarreo, Carga y Transporte	221
4.6.6.6.	Planificación y organización de los trabajos	
	en la franja de estéril y mineral	222
4.6.6.6.1.	Tiempo de perforación y voladura	222
4.6.6.6.2.	Tiempo de ventilación	225
4.6.6.6.3.	Tiempo de saneamiento	225
4.6.6.6.4.	Tiempo de Acarreo, Carga y Transporte	225
4.6.6.6.5.	Tiempo de operaciones auxiliares	228
4.6.6.6.6.	Tiempo de colocación del tillado	228
4.6.6.6.7.	Tiempo de fortificación	228
4.6.6.6.8.	Tiempo de fortificación	228
4.6.6.6.9.	Tiempo total del turno	228
4.6.6.6.10.	Gasto de fuerzas de trabajo en el ciclo de labores	230
4.6.6.6.11.	Diagrama de flujo de las actividades	231
4.6.6.6.12.	Organigrama de los trabajos de explotación	
	de las franjas de Estéril y Mineral	232

## CAPITULO V



6.2.1.3.3. Elección de la trituradora.	249
6.2.1.3.4. Producción real.	250
6.2.1.3.5. Cálculos energéticos.	252
6.2.1.3.6. Cálculo de la potencia del motor.	252
6.2.1.4. Clasificación	253
6.2.2. Beneficio	253
6.2.2.1. Amalgamación	253
6.2.2.2. Cianuración	253
6.2.2.3. Condiciones de trabajo de $CN^-$	254
6.2.2.3.1. Concentración (c).	254
6.2.2.3.2. Tamaño de las partículas.	255
6.2.2.3.3. Concentración de oxígeno.	255
6.2.2.3.4. Alcalinidad de la solución (control del PH).	256
6.2.2.3.5. Temperatura	257
6.2.2.4. Etapas en el proceso de cianuración	259
6.2.3. Diagrama de flujo tecnológico de la planta de Tratamiento y Beneficio.	263

## **CAPITULO VII**

7. Evaluación del impacto ambiental	264
7.1. Características del medio	264
7.1.1. Medio físico	264
7.1.2. Fisiografía	265
7.1.3. Clima	266

7.1.4. Zonas de vida	267
7.1.5. Hidrografía	269
7.1.6. Calidad de aguas	271
7.1.7. Calidad del aire	272
7.1.8. Suelo	273
7.1.9. Uso actual del suelo	274
7.1.10. Paisajes	275
7.2. Medio Biótico	276
7.2.1. Flora	276
7.2.2. Fauna	281
7.3. Componente Socioeconómico y Cultural	284
7.3.1. Población	284
7.3.2. Vivienda	286
7.3.3. Salud	286
7.3.4. Educación	287
7.3.5. Servicios básicos	288
7.3.6. Asentamientos humanos	290
7.3.7. Organización social	290
7.3.8. Obras de infraestructura existentes	290
7.4. Actividades del proyecto propensos a producir impactos	291
7.4.1. Construcciones	291
7.4.2. Accesos	291
7.4.3. Preparación del campamento	292
7.4.4. Perforación y voladura	292

7.4.5. Ventilación	292
7.4.6. Carga y Transporte	293
7.4.7. Depósitos de materiales	293
7.4.8. Funcionamiento de equipos	294
7.4.9. Desagüe	294
7.4.10. Fortificación	294
7.4.11. Iluminación	295
7.5. Identificación y Valoración de Impactos	295
7.5.1. Impactos sobre el suelo	296
7.5.2. Impactos sobre el agua	296
7.5.3. Impactos sobre el aire	297
7.5.4. Impactos sobre la flora	298
7.5.5. Impactos sobre la fauna	298
7.5.6. Impactos sobre el paisaje	299
7.5.7. Impactos sobre el componente socio –económico	300
7.6. Evaluación Cualitativa y Cuantitativa de los Impactos	300
7.7. Escala de Valoración de Niveles de Impacto	301
7.8. Criterios de Valoración y Medida	301
7.9. Ponderación	303
7.10. Matriz de Identificación y Valoración de los Impactos Ambientales	304
7.11. Estrategia y Plan de Manejo Ambiental	305
7.12. Plan de Prevención y Mitigación de Impactos	305
7.12.1. Plan de manejo para agua	306

7.12.2. Plan de manejo de suelo	307
7.12.3. Plan de manejo de aire	307
7.12.4. Polvo	308
7.12.5. Ruido	309
7.12.6. Gases	309
7.12.7. Plan de manejo de flora	310
7.12.8. Plan de manejo de fauna	310
7.12.9. Plan de manejo para el paisaje	311
7.12.10. Aspectos socio – económicos	311
7.12.10.1. Salud	311
7.12.10.2. Población.	312
7.12.10.3. Educación	312
7.13. Programa de Monitoreo, Seguimiento y Control	312
7.13.1. Recurso agua	313
7.13.2. Recurso suelo	313
7.13.3. Recurso Flora y Fauna	314
7.13.4. Ruido	314
7.13.5. Gases y Polvo	315
7.14. Costo aproximado del proyecto	316
7.15. Cronograma de actividades	317

## **CAPITULO VIII**

8. Análisis Técnicos Económicos del Proyecto	318
8.1. Generalidades	318

8.2. Tiempo de vida del bloque	318
8.2.1. Reservas totales	318
8.2.2. Reservas explotables	319
8.2.3. Ley real de oro	320
8.2.4. Reserva real de oro	320
8.2.5. Reserva recuperable de oro	320
8.2.6. Tiempo de vida del bloque	321
8.3. Ingresos	321
8.3.1. Ingresos por tonelada (I)	321
8.3.2. Ingresos totales (It)	321
8.4. Egresos	322
8.4.1. Inversión	322
8.4.1.1.Preparación del bloque	322
8.4.1.2.Materiales y herramientas	322
8.4.2. Inversión total	323
8.4.3. Costos de operación	323
8.4.3.1.Reservas para reparaciones	323
8.4.3.2.Aceites, Combustibles y Energía eléctrica	325
8.4.4. Amortización	325
8.4.5. Sueldos y salarios	326
8.4.6. Alimentación costo diario	326
8.4.7. Egresos totales	327
8.5. Utilidades	327
8.5.1. Utilidad bruta	327

8.5.2. Utilidad neta	327
8.6. Rentabilidad	328
8.7. Costo de producción	328
8.8. Ley crítica	329
8.9. Producción crítica	329
8.10. Flujo de Calidad Líquido	330
8.11. Valor Actual Líquido	330
8.12. Tasa Interna de Retorno	331

## **CAPITULO IX**

9. Conclusiones y Recomendaciones	332
9.1. Conclusiones	332
9.2. Recomendaciones	333

## **CAPITULO I**

### **2. GENERALIDADES.**

#### **2.1. INTRODUCCIÓN.**

La minería se propone la obtención selectiva de minerales y otros materiales (salvo materiales orgánicos de formación reciente) a partir de la corteza terrestre. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad. Casi desde el principio de la edad de piedra, hace 2,5 millones de años o más, ha venido siendo la principal fuente de materiales para la fabricación de herramientas. Se puede decir que la minería surgió cuando los predecesores de los seres humanos empezaron a recuperar determinados tipos de rocas para tallarlas y fabricar herramientas. Al principio, la minería implicaba simplemente la actividad, muy rudimentaria, de desenterrar el sílex u otras rocas. A medida que se vaciaban los yacimientos de la superficie, las excavaciones se hacían más profundas, hasta que empezó la minería subterránea.

La minería subterránea se puede subdividir en minería de roca blanda y minería de roca dura (Encarta 2005). La cual esta en directa relación con la fortaleza del

mineral y rocas encajantes. Se habla de roca “blanda” cuando la fortaleza de estas no exige el empleo de explosivos en el proceso de extracción. Es decir, las rocas blandas pueden cortarse con las herramientas que proporciona la tecnología moderna. La roca blanda más común es el carbón, además la sal común, la potasa, la bauxita y otros minerales. La minería en roca “dura” de fortaleza media a alta, utiliza los explosivos como método de extracción, principalmente se emplea en la explotación de oro, plata, cobre, plomo, platino, aluminio, hierro, etc.

El Ecuador cuenta con importantes recursos minerales metálicos, como oro, plata, cobre, antimonio e indicios de plomo, zinc, platino y elementos menores asociados.

El potencial aurífero ecuatoriano se encuentra en la región sur, en las provincias de Cañar, Azuay y el Oro. El principal yacimiento es Portovelo con importantes recursos de minerales auríferos y polimetálicos. Se estima que desde sus inicios, a comienzos del siglo, Portovelo ha producido sobre las 120 toneladas de oro. Este distrito (Zaruma - Portovelo) es el mayor productor aurífero. El distrito Ponce - Enríquez, de las mismas características que el anterior, ocupa en la actualidad el segundo lugar en la producción. También es importante el depósito de Nambija, ubicado en el sur- este del Ecuador.

Considerando que todos los materiales empleados por la sociedad moderna han sido obtenidos mediante minería, o necesitan productos mineros para su empleo. Incluso las otras actividades del sector primario, agricultura, pesca y selvicultura, no podrían

llevarse a cabo sin herramientas y máquinas fabricadas con los productos de las minas. Cabe argumentar por ello que la minería es la industria más elemental de la civilización humana.

Las dificultades que se presentan en minería pueden ser variados dependiendo de la complejidad de cada yacimiento, condiciones de infraestructura, características geológicas y minerales, etc. presentándose problemas específicos en cada mina.

Tomando en consideración lo expuesto en los párrafos anteriores y por las necesidades que existen en el sector minero se ha planteado el presente trabajo de investigación, al cual se lo ha denominado “EVALUACIÓN Y CÁLCULO DE RESERVAS, PARA LA ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN EN EL ÁREA YURAC RUMI, PROVINCIA DEL CHIMBORAZO”, orientados a la explotación racional y técnica, optimizando los procesos y minimizando el impacto ambiental, promoviendo así un desarrollo sustentable.

La minería causa impactos sobre el medio ambiente a lo largo de todas sus fases por lo que una adecuada evaluación ambiental debe considerar la totalidad de estos efectos en los medios: físico, biótico y antrópico, por lo que se deben abordar los temas desde la perspectiva minero-ambiental. Una característica particular de los impactos derivados de la actividad minera es que estos pueden perdurar por largos periodos de tiempo, incluso después del cierre definitivo de las operaciones, por lo que es necesario predecir adecuadamente estos efectos y tomar las debidas precauciones, tanto técnica,

económica, para manejar estos problemas una vez que ha concluido el ciclo productivo de las actividades.

## **2.2. ANTECEDENTES.**

EL 10 de Noviembre de 1999, El Ingeniero Washington Palacios por sus propios derechos obtiene de la Dirección Regional de Minería de Chimborazo, el Título Minero que le faculta explorar la concesión minera denominada "**Yurac Rumi y Yurac Rumi 1**", la cual se ubica en la Provincia del Chimborazo, Cantón Riobamba, Parroquia Pungalá, Comuna Peltetec.

En Junio del 2001 se presentó la solicitud de sustitución de la concesión de exploración por la del Título Único de acuerdo a la Ley de Minería reformulada en Agosto del 2000, pedido que fue atendido, el 19 de Julio del 2001 por la Dirección Regional de Minería del Chimborazo y que fuera inscrito el 13 de Agosto del 2001.

Washington Palacios., mediante escritura pública celebrada ante la Notaría Trigésima Sexta del Cantón Quito, el 10 de octubre del 2001, cedió los derechos reales y exclusivos provenientes del título de concesión, a favor de COMINMAS, la misma que fuera inscrita en el registro de la propiedad del cantón Riobamba el 12 de Octubre del 2001. COMINMAS es una Empresa Minera, conformada por profesionales en

minería en cuyas finalidades se encuentra la exploración y explotación de minerales metálicos y auríferos.

La área minera Yurac Rumi cubre una superficie de 200 hectáreas, delimitada por un polígono regular compuesto por 4 vértices, mientras que el Área minera Yurac Rumi 1 cubre una superficie de 750 Ha, delimitada por un polígono regular compuesto por 8 vértices. Se mantiene vigente por 360 meses el Título Minero debidamente inscrito en el Registro Minero. La comunidad propietaria de los terrenos donde se encuentra el proyecto esta representada por la Comuna Peltetec y la Asociación Peltetec, representada por los señores Luis Tixi y Rafael Tixi.

Como antecedente general se debe indicar que toda operación minera incluso aquellas de menor afectación como las relacionadas con la exploración y explotación de recursos minerales, tienden a modificar y generar efectos positivos y negativos sobre el medio físico en que actúan.

De otro lado el múltiple y variado uso industrial que presentan los minerales metálicos en general, amerita estudiárselos a detalle, en función de su potencial de reservas y de sus características, diseñar un proyecto de explotación y aprovechamiento técnico, económico y sustentable que permita incorporar al desarrollo del país estos importantes recursos.

### **2.3. OBJETIVOS.**

Dentro de los principales objetivos se pueden mencionar los siguientes.

## **2.4. OBJETIVO GENERAL.**

- Realizar la evaluación, cálculo de reservas y elección del sistema de explotación más apropiado, para la explotación técnica de un bloque, formado en un yacimiento aurífero, basado en un análisis, geológico, estructural, económico y ambiental.

## **2.5. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.**

- Realizar el levantamiento topográfico y geológico del área de trabajo.
- Evaluar cualitativa y cuantitativamente las reservas probadas, probables y posibles, en el área de trabajo así como sus índices de calidad, empleando el método más adecuado para el yacimiento del sector.
- Elegir de entre los sistemas explotación la mejor variante, para la explotación del yacimiento aurífero del área Yurac Rumi, y así optimizar los procesos principales de producción en el ataque de arranque.
- Establecer la base metodológica para el diagnóstico de impacto ambiental, orientado a la futura aplicación de un plan de manejo ambiental.

## **2.6. MARCO GEOGRÁFICO.**

### **2.6.1. UBICACIÓN Y ACCESO.**

#### **2.6.1.1. UBICACIÓN.**

“Geográficamente el sitio en estudio se ubica dentro del Altiplano de la Cordillera Real en las estribaciones occidentales (**Ver Anexo N° 1, Ubicación**).

El área “Yurac Rumi” tiene las siguientes coordenadas:

<b>COORDENADAS U.T.M</b>		
<b>Orden</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
PP	776400.00 E	9798000.00 N
1	776400.00 E	9797000.00 N
2	774400.00 E	9797000.00 N
3	774400.00 E	9798000.00 N

Tabla N° 1 Coordenadas UTM del área minera “Yurac Rumi”

El área Yurac Rumi 1 tienen las siguientes coordenadas:

<b>COORDENADAS U.T.M</b>		
<b>Orden</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
PP	774000.00	9796000.00
1	774000.00	9798500.00
2	777700.00	9798500.00
3	777700.00	9796000.00
4	775000.00	9796000.00

5	775000.00	9795000.00
6	773000.00	9795000.00
7	773000.00	9796000.00

“1

Tabla N° 2 Coordenadas UTM del área minera “Yurac Rumi 1”

Administrativamente el proyecto minero "Yurac Rumi y Yurac Rumi 1" pertenece a la Parroquia Pungalá, Cantón Riobamba, Provincia del Chimborazo

#### 2.6.1.2. ACCESO.

El acceso al área del proyecto se lo realiza a través de la carretera Panamericana Sur que partiendo de la ciudad de Quito une a sus similares Latacunga, Ambato, Riobamba, desde esta última ciudad se continúa hacia el Sureste pasando ya sea por los poblados de Chambo y/o Licto, esta carretera es de primer orden, desde este lugar se toma un camino de segundo orden (lastrado) hasta la población de Peltetec, este recorrido tiene una duración de una hora y media.

Para ingresar al campamento principal que está ubicado en la planta de procesamiento a una distancia de 4 Km. aproximadamente, es necesario contar con un vehículo de doble tracción en vista de que el camino de acceso es de tercer orden; el tiempo de recorrido es de aproximadamente 25 minutos. Otra alternativa es llegar hasta la ciudad de Riobamba, lugar en el que existe una Cooperativa de Transporte “Pungalá” (buses) que presta sus servicios todos los días, por lo general realizan 2

<sup>1</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas topográficas, " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:50000 Quito - Ecuador.

turnos; 7H00 y 17h00. Existe también servicio de camionetas las mismas que tienen horarios establecidos. Para llegar a la zona de explotación de igual manera es necesario contar con un vehículo de doble tracción puesto que el camino de acceso es de tercer orden, se encuentra ubicada a unos 3 Km. de distancia desde la planta, el tiempo de recorrido es de aproximadamente de 20 minutos.

## **2.6.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.**

### **2.6.2.1. CLIMA.**

“El clima imperante en la zona de estudio, durante la mayor parte del año, es frío y húmedo, en tanto que su temperatura varía de 5° a 14°C, con precipitaciones medias anuales de 1000 a 2000 mm, características que corresponden a una típica región latitudinalfría-Húmeda”<sup>2</sup>.

Para el análisis pluviométrico y metereológico se han considerado dos estaciones para esta subcuenca (Pungales), desafortunadamente las estaciones presentan errores sistemáticos: datos deficientes e incompletos; no comprenden periodos de tiempo similares; y además rangos muy heterogéneos debido al cambio de aparatos, abandono temporal de estaciones, etc. En tal razón no es factible efectuar una homogenización de las series pluviométricas en sus series cronológicas de tal manera que permita determinar correctamente las variaciones temporales y espaciales de los parámetros climáticos en base a modelos de zonas homogenizadas.

En razón de lo anterior y de no contarse con estaciones dentro del área de estudio, se ha considerado las estaciones metereológicas e hidrológicas más cercanas que nos reportan datos puntuales y referenciales de la situación climática del área de estudio.

“Los valores medios anuales de los principales parámetros metereológicos registrados por la **Estación Pungales periodo 1994-1999 son:**

---

<sup>2</sup> **ECOCIENCIAS**, Grupo Páramo 1999.- Los páramos en El Ecuador (varias fascículos).

- Precipitaciones: 514 mm.
- Temperatura: 14.9°C
- Nubosidad 4 octavos
- Humedad relativa 85%
- Viento medio 4.4 m/s

Los datos de la Temperatura tomados en la Estación Pungales determinan una temperatura media anual de 14.7 °C. La nubosidad registra un valor medio igual a 4 octavos.

No se cuentan con registros de Heliofanía de la estación Pungales.

La humedad relativa media anual registrada en estos años en la estación Pungales es igual a 85 % con ligeras variaciones en el transcurso de los años. Los vientos registran un promedio interanual de 4.4 m/s, lo que indica que la zona es ventosa, manteniendo esta condición similar en el transcurso de estos años.”<sup>3</sup>

#### **2.6.2.2. VEGETACIÓN.**

---

<sup>3</sup> INSTITUTO NACIONAL DE METEOROLOGÍA E HIDROLOGÍA (INAMHI) 1994-1999 Anuario meteorológico Quito - Ecuador.

El desarrollo de las especies vegetales que se cultivan en el área indirecta de la concesión aumenta a medida que disminuye la altura (altitud), y prácticamente no influyen el clima, la temperatura, ni la pluviosidad, ya que a lo largo de todo el año esta zona posee gran cantidad de humedad.

“En cuanto a bosques primarios, atendiendo al concepto sensu estricto de bosque primario, no se tendría en la zona este tipo de bosques, pero si se tiene regionalmente hablando, pequeños enclaves de vegetación típica de este piso climático, estimándose que la flora nativa ha sido removida por el hombre para crear los espacios aptos para el cultivo tradicional o para desarrollar los pastizales que sirven para la alimentación del ganado.

Como especies secundarias, provenientes de programas estatales de reforestación se encuentran áreas de superficie muy puntuales, que están pobladas por distintas especies de eucaliptos y pinos (zonas bajas).”<sup>4</sup>

En la zona de estudio y regionalmente hablando, encontramos actualmente a manera de pequeños relictos lo que fue la flora nativa de estos lugares, los mismos que se ubican en lugares poco accesibles o no aptos para el cultivo o pastoreo, La destrucción del hábitat natural en la serranía ecuatoriana ha venido ocurriendo desde épocas prehistóricas, pero su ritmo se ha acelerado en los últimos 40 años, y como

---

<sup>4</sup> ECOCIENCIAS, Grupo Páramo 1999.- Los páramos en El Ecuador (varias fascículos).

consecuencia de la destrucción de las plantas conlleva también la destrucción de la fauna que habitan en estos sectores.

Las formaciones vegetales en este tramo principalmente son Bosques de Ceja Andina y Pajonales. Estas formaciones han sido históricamente intervenidas y presionadas por las distintas actividades humanas. La extracción de arbustos como maderas, el sometimiento de la vegetación a la acción del fuego, y la expansión de la frontera agrícola para la formación de huertos han provocado la casi total desaparición del hábitat natural de esta zona.

### **2.6.3. RELIEVE E HIDROGRAFÍA.**

#### **2.6.3.1. RELIEVE.**

“La morfología del sector perteneciente a la parte central de la Sierra del Ecuador, la cordillera Real y Occidental la atraviesan de Norte a Sur formando el Valle Interandino en la parte central, en la parte occidental el terreno es montañoso y en el costado oriental se incrementa la cota hacia el Suroeste alcanzando los 4500 m.s.n.m.

En la parte central se aprecia una profunda erosión vertical producto del sistema hidrográfico, los sistemas hidrográficos tiene la forma en “V”, por efecto a una activa erosión en profundidad, superior a la lateral que ha dado formación de cañones en

medio de rocas magmáticas, metamórficas y sedimentarias, lo cual indica que la zona ha sido afectada por levantamientos verticales importantes.”<sup>5</sup>

#### **2.6.3.2. HIDROGRAFÍA.**

“El área de estudio forma parte de la Cuenca Hidrográfica "Río Pastaza”, de la subcuenca hidrográfica Río Chambo y la micro cuenca hidrográfica río Alao, pertenecientes a la vertiente del Amazonas (mapa hidrogeológico Nacional del Ecuador DGGM - INAMHI 1983).

Teniendo en cuenta su zona de influencia regional, forma parte de las cabeceras de la sub cuencas hidrográfica del río Chambo - Cebadas y sus múltiples quebradas nacientes dan lugar a los ríos Maguazo y Alao respectivamente.”<sup>6</sup>

#### **2.6.4. POBLACIÓN Y MANO DE OBRA.**

Considerando los censos de población y vivienda, analizados para el año 2001, tomando como referencia a la parroquia Pungalá y en consideración de las partes urbanas y rurales, que conformarían el entorno donde se desarrollaría el proyecto minero.

---

<sup>5</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas topográficas " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:50000 Quito - Ecuador., Riobamba"1977. Escala 1:50000 Quito - Ecuador.

<sup>6</sup> INSTITUTO NACIONAL DE METEOROLOGÍA E HIDROLOGÍA (INAMHI) 1994-1999 Anuario meteorológico Quito - Ecuador.

Pungalá se caracteriza por ser parte de asentamientos antiguos con poca movilidad espacial y fuertemente ligados a sus lugares de orígenes.

La tasa de crecimiento es una medida del aumento o disminución promedio de la población en un determinado período de años, como resultado del juego de los movimientos migratorios externos y de los nacimientos y las defunciones (no debe confundirse con la tasa de natalidad).

La disminución de la tasa de crecimiento no significa necesariamente que la población de un determinado territorio haya disminuido. Puede significar que la población está creciendo a un ritmo más lento que antes. Una tasa de crecimiento negativo, en cambio, indica que una zona está perdiendo población.

#### **2.6.4.1. ESTRUCTURA POBLACIONAL.**

“Si se analiza el asentamiento poblacional de la parroquia Pungalá, se puede observar que para 1990 el 10 % se encuentra en la cabecera parroquial, mientras que el 90 % están asentados en las partes más rurales, lo cual es indicativo que la mayor parte de la población forma parte de la actividad agraria.

Dentro de la estructura poblacional de Pungalá se encuentra que el 46.6 % son hombres y el 53.35 % son mujeres. La mayor parte de la población se encuentra entre las edades comprendidas entre 5 y 19 años, lo cual es indicativo de una constante regeneración del recurso humano. La población indígena representa el 100 %.

En la comuna Peltetec habitan unas 240 personas agrupados en 40 familias de comuneros, donde gran parte de las tierras pertenecen a la comuna y los pequeños huertos de 1 a 2 Hectáreas son propiedades particulares. No obstante en los últimos años, existe un alto índice de migración de la población especialmente joven, que a falta de fuentes de trabajo y de mayores ingresos, buscan laborar en trabajos de subsistencia en las ciudades de Riobamba, Ambato o Quito.”<sup>7</sup>

#### **2.6.4.2. ACTIVIDAD ECONÓMICA.**

De acuerdo a los datos estadísticos del INEC, El 51% de la población total de Pungalá es económicamente activa, es decir que tiene empleo, realiza alguna actividad y el 45 % es inactiva, es decir son estudiantes, personas jubiladas o están dedicadas a las labores domésticas.

La población económicamente activa está conformada en su mayoría por habitantes de sexo masculino y la inactiva por mujeres; este hecho manifiesta la vigencia de la tradición cultural donde el pilar económico familiar es el hombre, mientras que la mujer se dedica a las actividades domésticas. En los últimos 5 años, se viene registrando una migración de la población activa joven, que en busca de mayores ingresos se ha visto abocado a salir tanto a las ciudades de Riobamba, Guayaquil o Quito.

---

<sup>7</sup> INSTITUTO NACIONAL DE ESTADÍSTICAS Y CENSOS (INEC), 2001; VI Censo de Población y V de Vivienda. Quito - Ecuador.

En el área rural la población masculina que se entrega a la fuerza laboral es más joven que en el área urbana, así el 74 % de los hombres en la zona rural son económicamente activos, mientras que en el área urbana es el 60 %. En el caso de la población rural femenina estadísticamente el 60 % pertenece al sector económicamente inactivo, sin embargo el trabajo realizado en el cuidado de animales y de los cultivos genera ingresos a la familia.

En la comuna Peltetec, la población en general está dedicada a las prácticas agrícolas y ganaderas, labor que la realizan hombres mujeres y niños. Merece resaltarse el alto sentido solidario de toda la población comunal, la misma que funciona eficientemente en las llamadas mingas y que son muy productivas cuando estas son requeridas para obras de infraestructura y logística.

No obstante lo anterior, se registra una incidencia de la pobreza de consumo del 93 % (**ODEPLAN – SIISE 2000**).

#### **2.6.4.3. FUENTES OCUPACIONALES.**

En la parte rural de Chimborazo y concretamente en la parroquia Pungalá, la economía es fundamentalmente agropecuaria, con escasa inserción en la dinámica nacional. Las principales fuentes ocupacionales para la gran mayoría de los habitantes de Pungalá y sus zonas rurales son la agricultura, ganadería, y en menor proporción el comercio; actividades que las desarrollan tanto en forma individual (familiar) como colectiva

(haciendas y comunas), sin soslayar la gestión comercial (venta de sus productos agrícolas)

Estas labores que implican un desempeño físico-técnico (trabajadores, obreros, operarios, mayordomos, etc.), constituyen las principales fuentes generadoras de ingresos económicos para ellos, sus dependientes, sus familias y el Estado (vía impuestos y contribuciones obligatorias).

El cultivo y la labranza de la tierra proporcionan alimentación a las familias de la región y genera excedentes vendibles que son comercializados en la cabecera cantonal, recursos con los que la población cubre sus necesidades más apremiantes (alimentación, vivienda, vestido, educación, salud).

Dentro de esta zona se ha considerado la estructura ocupacional que representa el gran número de comunas organizadas en la zona, principalmente la Comuna Peltetec. Los suelos dedicados a la agricultura (partes bajas), conforman un significativo espacio en relación a la zona de páramos donde se desarrolla básicamente la crianza de ganado, fuente de ingreso de los indígenas de la zona.

Los ingresos económicos de los pobladores de la zona rural se ve ligeramente incrementada con el aprovechamiento y la venta de los productos que genera el campo (aves de corral y huevos), el engorde de animales domésticos (carne, leche y quesos provenientes del ganado vacuno, ovinos, y porcinos, etc.), la mayoría de los que se nutren con la vegetación existente en los páramos y de los pastizales cultivados a propósito.

En las labores agrícolas se emplea mano de obra familiar. Las familias están constituidas por 5 a 7 miembros y generalmente todos trabajan en la agricultura, inclusive niños. Las herramientas que utilizan para el cultivo son manuales y la preparación del suelo se realiza con yunta (bueyes); no se conoce la mecanización de cultivos.

Tanto las tierras comunales como las huertas familiares, productoras de los alimentos de consumo masivo, aprovechan el agua de lluvias así como los ríos y quebradas de la zona para mejorar el rendimiento de sus cultivos, desarrollar los pastizales y crear abrevaderos para sus hatos ganaderos.

## **1.7. MARCO TOPOGRÁFICO.**

### **1.7.1. TOPOGRAFÍA SUPERFICIAL.**

El sitio en estudio presenta una topografía muy irregular, con cotas que varían entre los 3.600 a 4.600 m.s.n.m. con fuertes pendientes que se sitúan a ambos lados del páramo andino.

“El sector occidental de la Cordillera Real se caracteriza por su morfología en la que predominan pendientes muy abruptas que superan los 45°. Valles en V son características en el sector, lo cual evidencia una erosión en profundidad que han sufrido las rocas ígneas y metamórficas y que forman el sustrato rocoso de las zonas de influencia.

El área se caracteriza por la presencia de lomas altas, alargadas y poco redondeadas, lo cual denota que en la zona ha actuado una gran erosión; así pues los Cerros Amanaute, Tzalarón y Chucchibug constituyen los puntos más sobresalientes con alturas que sobrepasan los 4.200 m.s.n.m.

Los ríos forman un drenaje subdendrítrico, erosionando cañones profundos en medio de rocas magmáticas y metamórficas. En la parte oriental se presentan montañas bien pronunciadas formadas por Metandesitas y Granodioritas que fueron afectadas por derrumbes y presentan escarpas casi verticales. Hacia la parte occidental, sitio donde confluyen los drenajes, se han formado depósitos coluviales heterogéneos. Estos depósitos en algunos sitios contienen oro libre, aunque en cantidades incipientes,”<sup>8</sup>(ver **mapa # 1**).

### **1.7.2. TOPOGRAFÍA SUBTERRÁNEA.**

Con la finalidad de fijar y controlar la posición de los trabajos subterráneos y relacionarlas con las obras superficiales, así como también de realizar los levantamientos geológicos de las galerías sobre la base topográfica. El levantamiento topográfico subterráneo tiene una gran importancia en los frentes de preparación y arranque, ya que permite controlar, determinar y localizar en forma óptima el volumen de los trabajos mineros realizados, el lugar y las dimensiones de las galerías y pilares de seguridad, elementos de estratificación en los puntos característicos, dislocaciones

---

<sup>8</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas topográficas " Guaranda, Riobamba"1977. Escala 1:50000 Quito - Ecuador.

tectónicas y otros elementos geológicos, es decir todos los factores que contribuyen a la una extracción racional de las reservas minerales.

Para el levantamiento topográfico de las labores mineras subterráneas primeramente se procedió a realizar el levantamiento topográfico superficial en el sector de explotación ubicando las Boca Minas (Ver mapa # 2), desde la superficie empleando el método de levantamiento “brújula y cinta”, se procedió a medir las labores mineras, para la realización de estos trabajos se empleó estacas de madera, piola, plomadas, pintura, lápiz, borrador y libreta de campo.

Los datos obtenidos en las mediciones se registraron en una libreta de campo, en donde se realizan las anotaciones numéricas y se elabora un croquis detallado con la representación de los puntos empleados para las mediciones y las dimensiones de la sección de la excavación. Posteriormente los datos obtenidos en las mediciones se procedió a procesarlos, elaborando así el plano topográfico de las excavaciones mineras subterráneas “G1, G4, G10, G22” (ver mapa # 3).

BM	LATITUD	LONGITUD	COTA
G1	9797356.09	774900.18	4045.97
G4	9797340.12	774884.57	4054.61
G10	9797387.67	774890.28	4023.99
G22	9797374.56	774949.23	4035.25

**Tabla N° 3, Coordenadas UTM de las bocaminas.**

### **1.7.3. DESCRIPCIÓN DE LABORES EXISTENTES**

Se describirán únicamente las labores que incidan de forma directa en el normal desarrollo de esta tesis, estas son: Frontón Principal de transporte “G10”, Chimeneas Laterales “CH1 y CH2” y la Galería de ventilación “G1”.

### **1.7.4. FRONTÓN PRINCIPAL DE TRANSPORTE “G10”**

El frontón principal de transporte ha sido franqueado en roca estéril para este efecto se empleo el método de arranque por Perforación y Voladura y el Método de Fuego para el encendido, como parámetros principales presenta una sección de  $3.60 \text{ m}^2$ , rumbo S  $1^\circ$  W, ángulo de inclinación  $+1^\circ$ , longitud 101.60 m, la bocamina se encuentra en las siguientes Coordenadas UTM, Latitud: 9'797.387,67 N; Longitud: 774.890,28 E y Cota: 4023.99 m.s.n.m.

Desde la bocamina a unos 62,40 m se encuentra franqueado un crucero de rumbo S  $60^\circ$  E, inclinación  $+1^\circ$ , longitud 30.40 m. A unos 30.40 m de distancia partiendo desde la bocamina se franquean dos cruceros. El primero con un rumbo S  $82^\circ$  E ,  $+1^\circ$  de inclinación con una longitud de 20 m, en esta labor minera a 16 m se franquea una chimenea “**CH1**”; esta chimenea está franqueada en mineral, en dirección opuesta al buzamiento de la veta que es e  $48^\circ$ , presenta una sección de  $2.70 \text{ m}^2$  , al igual que las demás labores, el método de arranque empleado es el Método de Perforación y Voladura y el Método de Fuego para el encendido, sus parámetros principales son: Rumbo N  $30^\circ$  E, con una longitud de 21.53 m, esta chimenea limita al Bloque de

Explotación por su parte Este y se comunica con la galería de ventilación “G1”. El segundo crucero está franqueado desde la bocamina a la misma longitud que el primero con un rumbo S 66° W , +1° de inclinación con una longitud de 27.13 m, en esta labor minera a 14.57 m se franquea una chimenea “CH2”; esta chimenea está franqueada en mineral, en dirección opuesta al buzamiento de la veta que es e 48°, presenta una sección de 2.70 m<sup>2</sup> , al igual que las demás labores, el método de arranque empleado es el Método de Perforación y Voladura y el Método de Fuego para el encendido, sus parámetros principales son: Rumbo N 15° E, con una longitud de 32.23 m, esta chimenea limita al Bloque de Explotación por su parte Este y se comunica con la galería de ventilación “G1” (ver mapa # 3).

#### **1.7.5. GALERÍA DE VENTILACIÓN “G1”**

Esta labor minera está franqueada en roca estéril, Grano dioritas y Meta Andesitas, presenta una sección de 3.4 m<sup>2</sup>, su rumbo es de S 21° E, con una inclinación de +1°, la longitud de esta labor es de 44 m, su bocamina se encuentra ubicada en las siguientes Coordenadas UTM; Latitud 9’797.356,09 N; Longitud: 774.900,18 E; Y Cota: 4045,97 m.s.n.m. (ver mapa # 3).

## **CAPITULO II**

### **3. MARCO GEOLÓGICO.**

#### **3.1. GEOLOGÍA REGIONAL.**

##### **3.1.1. LITOLOGÍA (ver mapa # 4).**

**FORMACIÓN MACUCHI (cretáceo).** El término " formación macuchi" es introducido por primera vez en la hoja de Machachi (66), iniciado por Bristow y Hoffstetter (1977) para las rocas anteriormente descritas como " formación diabásica-porfirítica" (Sauer 1965) o como " Piñón" (Mapa Geológico del Ecuador 1: 1. 000.000).

“La Formación Macuchi se encuentra principalmente en el extremo occidental de la Hoja y casi totalmente cubierta de espesos bosques selváticos. Las rocas están representadas podrán descritas verdes como genios y compactas, y por estratos de sedimentos volcánicos en ciertas áreas, ambos tipos cruzados de despliegue cuarzo y muchos casos altamente fisuras y en proceso de meteorización. También se pueden distinguir antes citadas básicas de textura cripto-cristalina y estructura fluidal principalmente y amigdaloides en otros. Hacia el norte predominantes andesitas porfiríticas de grano fino, todas ellas constituidas por fenocristales alterados de andesina, de hornblenda y augita. El espesor de las rocas de la Formación Macuchi no ha sido establecido, se estima superior a 2.000 m, la formación Macuchi se le atribuye al Cretáceo.”<sup>9</sup>

---

<sup>9</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

**FORMACIÓN YUNGUILLA (Maestrichtiano y Paleoceno).** “La formación se presenta constituida por argilitas lingüistas y caliza incapaz de 10 a 40cm prepotencia y causa de vetillas de calcita. La presencia de calizas disminuidas y occidente, argumenta la cantidad de argilitas que se presentan más masivas; en otros sitios aparece plegada. En el Nor-occidente de la hoja como dentro de la Formación Yungilla, afloran areniscas y conglomerados en capaz de 5 m hasta 20 m; estas rocas son idénticas a las descritas en la carretera Riobamba-Guaranda (hoja de Chimborazo (69)), como en el área tipo de Cayo Rumi. Las cenizas y conglomerados que contienen muchos fragmentos de cuarzo blanco de origen de veta o Metamórfico, están intercaladas con la argilita y limolitas negras de la Formación. Por eso las rocas Cayo Rumi son asignadas como Miembro de la Formación Yungilla; ocurren en la parte superior de la Formación, o en, la cima; representan una facie local, desarrollada solamente en el centro del país entre 1° S y 2° S, el área de mayor espesor probablemente ocurra debajo de las rocas volcánicas plio-cuaternarias de la Fm. Pisayambo y del Chimborazo (Hojas de Ambato (68) y Chimborazo (69)).”<sup>10</sup> La potencia del miembro es menor de 100 m. en esta Hoja; no se puede separar en el mapa. En determinados lugares afloran, en medio de la Formación Yungilla, las rocas de la Formación Macuchi, lo que indica un contacto interdigitado de las dos formaciones en esta región. La Formación Yungilla se presenta plegada con buzamiento predominante de 40° a 70° y rumbo de 45°. El espesor total en este sector es mayor de 2.000 m. A esta Formación se le ha asignado una edad que va del Maestrichtiano (Sigal 1968) al Paleoceno.

---

<sup>10</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

**SERIE PAUTE (Orogenia Laramídica).** La Serie Paute está constituida por esquistos y cuarcitas; estas últimas son más abundantes a lo largo del Río Alao. En determinados lugares aparecen afloramientos meta-volcánicos. En la parte oriental (763 921) predominan los esquistos sericíticos con abundancia de laminillas de muscovita. También afloran gneis altamente meteorizado. Esta misma unidad se presenta a manera de bloques levantados aislados (595 975, 600 040). “Por las características petrográficas y la ubicación de la Cordillera Real, las rocas metamórficas de la zona se consideran como pertenecientes a la Serie Paute. La edad no ha sido determinada con exactitud. Se le atribuye al Mesozoico, pues pertenece al metamorfismo ocasionado por la Orogenia Laramídica (Bristow, 1973).”<sup>11</sup>

**FORMACIÓN YARUQUÍES (Terciario).** “Estos sedimentos se encuentran en la población de Yaruquíes, de la que se ha tomado el nombre para la Formación. Los sedimentos están compuestos en su base por areniscas finas de color amarillo rojizo y sobre éstas capas de conglomerados con potencia de 5-7 m, con intercalaciones de estratos de areniscas rojizas de grano medio y potencia de 2 m. Los conglomerados están formados por cantos un tanto redondeados (de 2 a 6 cm. de diámetro) de andesita de color oscuro y de cuarcita. Las capas superiores de conglomerado se presentan con potencia de 2 a 5 m. y sobre éstos descansan capas de arcillas. Por la ausencia de fósiles no se ha podido establecer la edad.”<sup>12</sup> En el sitio de afloramiento se encuentran

---

<sup>11</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

<sup>12</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

superpuestas a rocas andesíticas verdes, pertenecientes posiblemente a la Formación Macuchi y subyacentes a las rocas tobáceas del volcanismo joven. Esto ha inducido a asignar a los sedimentos una edad del Terciario.

**FORMACIÓN ALAUSÍ (Paleógeno).** “Se halla ocupando una pequeña porción que es continuación de una estructura más grande de la Formación Alausí que se encuentra al Sur. Está constituida de lavas volcánicas indiferenciadas de composición media y acida y variada coloración.”<sup>13</sup>

**FORMACIÓN PISAYAMBO (Plioceno).** “Yace en forma discordante sobre la Formación Yunguilla. En el sitio de su afloramiento se presenta principalmente como lavas andesíticas grises compactas conteniendo fenocristales de andesina y pequeños cristales de pirita.” <sup>14</sup>Se encuentran también aglomerados que están formados de clastos angulosos de lavas en una matriz tobácea.

**VOLCÁNICOS SICALPA (Plioceno).** Se presenta constituida por tobas en la parte de topografía suave, y por aglomerados en la parte alta. Estas rocas constituyen facies similares al volcanismo pleistocénico, cuyos centros se encuentran en la parte central de la zona. Las tobas son de grano fino con presencia de algunos clastos de tamaño medio. Por la coloración varían desde tobas claras blanquecinas hasta grises.

---

<sup>13</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

<sup>14</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

Los aglomerados por su composición son intermedios y ácidos y los clastos varían por sus dimensiones, predominando los de 10 a 15 cm. En ciertos lugares entre los aglomerados se presentan corrientes de lavas andesíticas.

**FORMACIÓN RIOBAMBA (Pleistoceno).** Constituye la facie volcánica laharítica del Chimborazo, como resultado del arrastre del material piroclástico, desde las faldas del volcán, por las corrientes de los deshielos. “Esta constituida de gravas redondeadas y angulosas, independientemente de la distancia de las faldas del volcán; la superficie es muy amplia y completamente plana, interrumpido únicamente por pequeños promontorios donde existen acumulaciones de cantos grandes. En algunos sectores presenta cierta estratificación como consecuencia de deposición en agua. La potencia no sobrepasa los 100 m. Los Sedimentos Pantus vienen a ser una facie de la Formación Riobamba. Los-forman: arcillas, tobas y ceniza volcánica pelíticas alternadas irregularmente en capas finas perfectamente estratificadas y dispuestas casi horizontalmente (1°- 3°). La potencia es aproximadamente de 40 a 50 m. y se encuentra en contacto con la facie laharítica y parcialmente recubierta por ella.”<sup>15</sup>

**VOLCÁNICOS GUARANDA (Pleistoceno).** “Se trata de volcanitas piroclásticas situadas en la zona noroccidental de la Hoja y pertenecientes a un centro volcánico no establecido. Las constituyen rocas andesíticas claras de grano fino y andesitas porfiríticas.”<sup>16</sup> Los piroclásticos, representados fundamentalmente por las

---

<sup>15</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

<sup>16</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

tobas, se encuentran cubriendo la mayor parte de la zona indicada. Por sectores se presentan intercalaciones de aglomerados estratificados.

**VOLCÁNICOS DEL ALTAR (Pleistoceno).** “Ocupan la parte noreste de la zona. El Río Ulpan divide las volcanitas del Altar en piroclastos al Norte y lavas al Sur. Los piroclastos se encuentran representados principalmente por piedra pómez y fragmentos andesíticos y en algunos sectores se presentan pseudo-estratificados con intercalaciones de capas de tobas arenosas; cubren la Serie Paute.”<sup>17</sup> Las lavas, que también están en contacto con las rocas metamórficas, son intermedias y básicas, varían de color de verde claras a oscuras y sus texturas son cripto-cristalinas de grano fino.

**FORMACIÓN PALMIRA (Pleistoceno).** “Esta Formación volcánico-sedimentaria abarca las zonas de Alausí y Riobamba. En esta última se presenta constituida fundamentalmente por sedimentos arcillosos e intercalaciones de estratos tobáceos. En la parte superior, los sedimentos alternan con capas de conglomerados. Se halla plegada, con buzamiento al Oeste, en la zona Guamote. El espesor alcanza algunos centenares de metros.”<sup>18</sup>

**FORMACIÓN TARQUI (Pleistoceno).** Se encuentra superpuesta a la Serie Paute y cubierta por cangagua. La constituyen, fundamentalmente, rocas volcánicas piroclásticas de composición media y ácida.

---

<sup>17</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

<sup>18</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

**DEPÓSITOS GLACIALES (Pleistoceno).** En la parte oriental de la zona se presenta una serie de valles en “U” en los que se encuentran depósitos glaciales que indican la acción de los glaciares pleistocénicos en la zona.

**CANGAGUA (Cuaternario).** La Cangagua de color café se halla cubriendo gran parte de la zona de Riobamba. Resulta difícil establecer la potencia, pues en la base se encuentran tobas cubiertas por ceniza, con espesor superior a los 100 m., particularmente a lo largo del Río Colorado (625 020).

**DEPÓSITOS SUPERFICIALES (Holoceno).** Depósitos coluviales se observan en las faldas de los montes de pendiente abrupta, de manera especial en la Formación Yunguilla, pero de dimensiones no mayores; y coluviales depositados en la zona de piroclastos y lavas de Guaranda, en San Lorenzo y Santiago (230 140). Cerca de Yaruquíes (560 105), existen derrumbes formados principalmente por tobas.

“En el Río Guamote aparecen terrazas de material conglomerático, con potencia superior a los 30 m estratificados horizontalmente y sorteados. A lo largo de los ríos Guayllabamba, Ulpan y Alao, se presentan terrazas junto a los taludes. En el Valle de Riobamba se observan dos niveles de terrazas, todas ellas cubiertas de cangagua y en la actualidad utilizada para cultivos. Estas terrazas están formadas en sus bases por gravas que alternan con capas de material laharítico y tobas, dispuestas casi horizontalmente. Se presentan con claridad, especialmente en el Río Chi bunga, cerca al Cambo (648 105).”<sup>19</sup> Los aluviales se presentan a lo largo de los ríos Guamote y Cebadas.

---

<sup>19</sup> INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM), 1977: Hojas geológica " Guaranda Riobamba"1977. Escala 1:100000 Quito - Ecuador.,

**Intrusivos.** En el sector Punín-Licto-Pungalá se observan afloramientos de rocas intrusivas granitoideas. Los de mayores dimensiones son los de San Antonio de Guacfiág (650 055) y Pungalá (680 003). Estos presentan una estructura maciza de grano grueso con textura hipidiomórfica granular; están compuestos por ortoclasa, albita, oligoclasa-andesina, conjuntamente con láminas resquebrajadas de biotita y anfíbol y zircón y magnetita como accesorios. Todos los afloramientos pertenecen al mismo intrusivo que por sus dimensiones constituiría un batolito. Este cuerpo granitoide se encuentra cubierto por lavas de los Volcánicos Sicalpa y Volcánicos del Altar.

### **3.1.2. ESTRUCTURAS.**

“La parte occidental de la zona, está constituido por las Formaciones Machi y Yunguilla, se encuentra fallada, fracturada y plegada, con buzamientos predominantes fuertes y rumbo norte-sur. En el valle de parietales se encuentra una falla grande, una de las principales del país. Desde Bucay en un sobre esta radiación con rumbo NE o NNE hasta Sicalp-Cajabamba al norte de esta hoja; posiblemente continúe al norte debajo de los centros volcánicos tríó escénicos de Igualata y Huisla; probablemente en una de las fallas del golfo de Guayaquil con la zona de crecimiento controlando el valle interandino al Norte de Riobamba.”<sup>20</sup> Al noreste y sureste se encuentran otras fallas con el mismo rumbo. Las fallas con dirección general norte-sur son también importantes, pero se presentan otras transversales con dirección este-oeste. Otra serie de fallas, con

---

<sup>20</sup> SAWER W. Geología del Ecuador, 1995.

orientación no definida se encuentra en la parte Suroriental en el sector aflorante de las rocas metamórficas. La parte de la zona representada por rocas volcánicas cuyas medias no presenta tectonismo visible, el recubrimiento de tobas y cangaguas que impiden su determinación.

### **3.2. GEOLOGÍA LOCAL (ver mapa # 5).**

Dentro de la Cordillera Real se reconocen 4 divisiones lito tectónicas; la división Guamote, Alao, Peltetec y Alao Paute, todas ellas con sus respectivas subdivisiones. **(Litherland & et.al 1997).**

Dentro del área de concesión afloran rocas de las divisiones Guamote del Jurásico Inferior y Alao del Jurásico Medio a Superior; además se hallan también rocas de los Volcánicos Altar (Cuaternario), cubriendo en parte a estas divisiones.

#### **DIVISIÓN GUAMOTE.**

“Los afloramientos de la División Guamote se presentan como ventanas del basamento a lo largo del flanco occidental de la Cordillera Real y se localizan en los sectores de Riobamba (provincia de Chimborazo), Cuenca (provincia de Azuay) y en el sector de Ambuquí (provincia de Imbabura).” <sup>21</sup> Están formados por una secuencia continental de ortocuarcitas, intercaladas con rocas de bajo grado de metamorfismo, filitas o pizarras.

---

<sup>21</sup>SAWER W. Geología del Ecuador, 1995.

## **DIVISIÓN ALAO.**

“Los afloramientos de la División Alao se presentan a lo largo de las estribaciones occidentales de la Cordillera Real en una franja que se extiende desde Ambato al Norte hasta Cuenca al Sur.”<sup>22</sup>

## **SUBDIVISIÓN PELTETEC.**

Está en contacto con la División Guamote consta de una secuencia de aproximadamente 2 Km. de ancho, compuesta de cherts, filitas, basaltos, doleritas y pequeños lentes de rocas graníticas. Ha sido interpretada como un conjunto del período Jurásico Medio-Superior. (Aspden, et al. 1.993)

## **SUBDIVISIÓN ALAO PAUTE.**

“Los afloramientos de la Subdivisión Alao Paute están expuestos hacia el Este de la Subdivisión Maguazo y en contacto parcialmente fallado con ella. La subdivisión está compuesta de esquistos de color verde (metatobas) y rocas andesíticas de color verde.”

<sup>23</sup>Además están presentes algunas rocas metasedimentarias. La mineralogía principal corresponde a la serie de esquistos verdes, (clorita, albita, cuarzo, epidota, biotita, actinolita).

---

<sup>22</sup> SAWER W. Geología del Ecuador, 1995.

<sup>23</sup> SAWER W. Geología del Ecuador, 1995.

A nivel de Geología local, la concesión minera se encuentra dentro de la división Maguazo compuesta de rocas metandesitas, metabasaltos y turbiditas, las cuales han sido intrusionadas por rocas granodioritas y por diques aplíticos, los mismos que al parecer han dado lugar a estructuras hidrotermales de cuarzo auríferas (vetas y vetillas) que se presentan dentro de las granodioritas y especialmente en las zonas de contacto en forma irregular con tamaños y espesores variables, encontrándose asociados minerales de pirita y arsenopirita y eventualmente pirrotina, esfalerita y bismuto.

Estas estructuras vetiformes que se concentran en un radio de acción de 4 Hectáreas constituyen el interés principal del proyecto minero Yurac Rumi y Yurac Rumi 1. Como elemento diagnóstico de identificación de la mineralización se presenta la silicificación generada en la roca volcánica encajante.

### **3.2.1. ESTRUCTURAS.**

La división Guamote se encuentra limitada al Oeste por la Falla de Ingapirca y al Este por la Falla de Peltetec; su edad fue determinada por la presencia de un molusco (Amonite) del Jurásico Inferior (ASPDEN, et al. 1.992)

La División Alao está limitada por la Falla ofiolítica de Peltetec al Oeste y con el Frente a Baños al Este y consta de tres subdivisiones: Peltetec, Maguazo y Alao Paute, que tienen una dirección NNE-SSW y son paralelas entre sí (Misión Inglesa, 1.993).

**“La falla Cauca-Patfa.** Se presenta como el extremo occidental y la más grande del sistema de fallas de la Cordillera Real, así mismo la falla Romeral se presenta como su extremo Oriental. De este modo las fallas de la cordillera Real se concentran en una franja de 40-60 Km de ancho, en cuyos límites están localizados (de Norte a Sur) el graben de Quito (Neógeno-Cuaternario), la cuenca de Cuenca-Biblián (Mioceno-Cuaternario) y el graben de Cariamanga-Huancabamba (Paleógeno).

**La falla Cauca-Patía.** Pasa por el límite entre las zonas estructuro-formacionales de la Cordillera Real y de la Cordillera Occidental. El plano de la falla buza fuertemente al Este, separando las rocas mesozoicas ("formaciones" Macuchi, Yunguilla, Cayo Rumi), correspondientes a la zona de la Cordillera Occidental, de las rocas del Paleozoico inicial, correspondientes a la zona de la Cordillera Real y de las rocas que cubren a esta última formando los grabens anteriormente indicados de edad Paleogénico-cuaternaria.”<sup>24</sup>

Las rocas metamórficas del Paleozoico, contiguas a la falla, están comprimidas (dislocadas) en pliegues lineales isoclinales. En la cordillera Occidental los pliegues prefalla de las rocas mesozoicas conservan una vergencia al Oeste y sus planos axiales buzanan al Este.

De esta manera, en la estructura actual esta falla se presenta como normal, a través de la cual se encuentra hundido el bloque oriental, con relación a las rocas

---

<sup>24</sup> SAWER W. Geología del Ecuador, 1995.

mesozoicas y paleozoicas, en esta falla se observa, que las rocas paleozoicas del bloque oriental están levantadas y sobrecorridas sobre las rocas de la Cordillera Occidental. La posición de la falla coincide con el límite entre las cuencas Occidental, rellena por rocas mayormente volcánicas y la Oriental, rellena por rocas mayormente terrígenas marinas de edad mesozoica.

La falla controla el magmatismo granitoide y andesítico de edad terciaria (sobre la falla se sitúa la cadena de volcanes Plioceno -cuaternarios de composición andesito-dacítica). En la parte Central y Norte del Ecuador (Andes Nórdicos) coincide con la falla el límite de dos grandes bloques, de los cuales el oriental, según datos geofísicos, está constituido por corteza de tipo continental (granítica) y el occidental, por corteza de tipo oceánico (basáltica).

**La falla Romeral.** Atraviesa el centro de la zona de la Cordillera Real, cortando a las rocas metamórficas del Paleozoico y constituye el límite oriental del graben de Quito. Su plano de falla buza fuertemente al occidente y a veces es vertical. Las rocas metamórficas de la Cordillera Real dispuestas al Este de la falla, se encuentran arrugadas en pliegues lineales fuertemente comprimidos de convergencia al Este. La esquistocidad y el bandeo metamórfico caen fuertemente (70-80°) al Oeste.

Las "formaciones" Neogeno-cuaternarias que conforman el graben de Quito yacen casi horizontalmente en el interior de este último y solamente cerca de la falla buzan en dirección Oeste. Con la falla están relacionadas las rocas volcánicas de edad

Neogeno-cuaternaria de composición andesito-basáltica además a lo largo de la misma se extiende la cadena de grandes estratovolcanes de edad reciente.

De esta manera, en la actual estructura, la falla Romeral constituye una falla normal, a través de la cual el bloque (labio) Occidental está hundido. El graben de Quito por todas sus características, constituye una cuenca intermontañosa tipo rifttrough limitada por fallas normales.

Muchos cuerpos ultra básicos (serpentinitas) también están relacionados con las fallas de la Cordillera Real. Tales cuerpos son supuestamente de edad jurásica y forman el cinturón ofiolítico Romeral el mismo que se extiende hacia el Ecuador, desde el flanco occidental de la Cordillera Central de Colombia. Los fragmentos ofiolíticos de este cinturón denominados Peltetec y Río Blanco fueron delimitados hace poco (Aspden y otros, 1986).

Otro cinturón ofiolítico se extiende a lo largo de la falla Cauca-Patía. Lo constituyen los afloramientos de hiperbasitas, separados (de Norte a Sur) en Calacalf, Saloya (Tuteauet al., 1977), Pujilí (Baldock, 1982) y en la zona fallada de Pallatanga (Lebrat et al., 1985, Duque y Santos, 1985) y ubicadas en el flanco oriental de la Cordillera Occidental. El tiempo de formación de la zona de fallas profundas de la Cordillera Real data del Paleozoico o tal vez a los períodos más tempranos de la historia geológica como lo testimonia la presencia de macizos intrusivos de edad paleozoica relacionados con aquellas. La vida activa de la zona de fallas en mención continúa en la actualidad.

Dentro del modelo de la nueva tectónica global las dos fallas descritas (Romeral, Cauca-Patía) se interpretan como paleozonas de subducción. Por la falla Romeral se produjo la creación de corteza oceánica a la corteza continental en el período Jurásico superior-Cretáceo inferior (Aspden y Mc Court, 1968) y por falla Cauca-Patía, en el intervalo que va desde el Paleoceno al Eoceno medio (Aspden y Mc Court, 1984; Feininger y Bristow, 1980). En base a este modelo, en la actualidad continúa realizándose investigaciones en la Cordillera Real del Ecuador (Misión Británica, 1989).

### **3.2.2. ALTERACIONES.**

Las alteraciones que se observan en el sector son:

**ARGILIZACIÓN, O CAOLINIZACIÓN:** Se distingue por el desarrollo de minerales del grupo del caolín como la caolinita, la dakita, la nacrita entre las rocas hidrotermalmente alteradas. La mayoría de las veces estos minerales forman pseudo morfismos aislados en los feldespatos. En este caso entre las rocas caolinizadas se encuentra alunita, jarosita, halloysita y otros minerales de las zonas de oxidación de las menas de sulfuro debido a los cuales se diferencian de las formaciones caoliníticas hipogénicas. La caolinización hipogénica muchas de las veces está asociada los yacimientos hidrotermales de temperaturas medias y bajas de cobre, plomo y cinc, antimonio, mercurio fluorita.

**LA SILICIFICACION:** Es el proceso más universal, a menudo muy amplio por su envergadura, de alteración de las rocas encajantes debido a la formación de

yacimientos hidrotermales y se desarrolla en cualquier tipo de roca. Según la composición de las rocas iniciales, el carácter de las formaciones hidrotermalmente cuarcificadas y de la vinculación de estas con la mineralización, se distinguen tres grupos básicos de rocas cuarcificadas: corneanas, cuarcitas secundarias y jasperoides.

**SERICITIZACIÓN:** Es la más común en las rocas de composición ácida y media, en las cuales los feldespatos, sobretodo las plagioclasas, se sustituyen fácilmente por la sericita que constituye una variedad en escamas finas o fibrosas de micas incoloras. Los minerales asociados más comunes de la sericita son el cuarzo, los carbonatos, las cloritas, a veces la turmalina, el rutilo, el leucoxeno. En conformidad con esto las rocas sericitizadas vienen representadas por cuarcitas sericíticas o esquistos de sericita-cuarzo; se conocen también esquistos de turmalina sericita y rocas de biotita sericita.

### **3.2.3. MINERALIZACIÓN.**

Desde el Este se destaca el CINTURÓN METALOGENICO DEL JURASICO, que concuerda con el cinturón de cobre – oro de Las Cordilleras del Cóndor; más hacia el oeste, dentro de la Cordillera Real, se observa al CINTURÓN METALOGENICO DE PELTETEC, con mineralizaciones importantes de oro y cobre. La Cordillera Occidental tiene un límite al este con los antiguos terrenos a lo largo del CINTURÓN METALOGENICO DOLORES GUAYAQUIL, correlacionándose con otro más occidental que se lo ha denominado CINTURÓN METALOGENICO NARANJAL, el

primero rico en depósitos de cobre y el segundo se presenta como un potencial para la búsqueda de depósitos de oro y platino en rocas y complejos ultra básicos.

En esta región se conocen muchos indicios de minerales y yacimientos de oro, cobre, plomo, zinc, estaño, wolframio como también la presencia de anomalías de minerales radioactivos. La zona metalogénica de la Cordillera Real forma parte de una gran provincia aurífera, la cual se extiende desde los Andes Centrales hasta los Andes Nórdicos.

La mineralización polimetálica en esta zona es conocida en Sigsig y los Llanganates. El yacimiento de Sigsig se encuentra al Noreste de Cuenca. Está representado por un lente de menas masivas poli metálicas, que yacen entre gneises y esquistos metamórficos fuertemente silicificados.

En las rocas encajantes la mineralización disminuye paulatinamente y se presenta en forma de vetillas y diseminada.

La mineralización está constituida de magnetita, pírrotina, bismuto, calcopirita y esfalerita. La región de Sigsig tiene gran interés por sus vetillas auríferas, que ya fueron explotadas en tiempos de la Colonia. La génesis del yacimiento es hidrotermal.

En la zona metalogénica mencionada y no lejos de las poblaciones de Saraguro y Sigsig al Sur del país se ha determinado la presencia de mineralización de estaño y

wolframio. Residuos pesados de batea con casiterita y scheelita fueron encontrados en los aluviales del río Aguarnupa hacia el oriente de la población de Saraguro.

Según informes de la Misión Geológico-Minera de España (1977), al Norte del área descrita se han encontrado granitos de dos micas con turmalina, en los cuales son evidentes los fenómenos de metasomatismo matolítico-greisenización. Estos greisens son la única evidencia observada que puede tener relación directa con la mineralización de casiterita y scheelita encontrada. En Sigsig, recientemente fue localizado un cuerpo mineralizado de tipo stockwork, con casiterita y scheelita. La mineralización se localiza en rocas metamórficas y está posiblemente relacionada con un granito ácido greisenizado.

Como es conocido en la Cordillera Oriental de los Andes Sudamericanos, debido a su situación geotectónica y a su estructura geológica, se localizan cientos de yacimientos de estaño, los cuales forman parte de un enorme cinturón estannífero, que tiene una longitud de 900 Kms. y una anchura de 50-160 Km. (Bolivia).

En la parte Suroriental de la Cordillera Real, se detectaron además anomalías de elementos radioactivos U y Th. Estas anomalías están asociadas con macizos graníticos áridos, que cortan a las rocas metamórficas constituidas mayormente de gneises y esquistos gráficas (Cameron, J., 1967).

### **3.3. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.**

#### **3.3.1. LITOLOGÍA.**

“En el sector Punín – Licto – Pungalá, sitio en el que se ubica el yacimiento se observan afloramientos de rocas intrusivas granitoideas. Los de mayores dimensiones son los de San Antonio de Gucñai (650 055) y Pungalá (680 003). Estos presentan una estructura maciza de grano grueso con textura hipidiomórfica granular; están compuestos por ortoclasas, albita, oligoclasa-andesina, conjuntamente con láminas resquebrajadas de biotita, anfíbol, zircón y magnetita como minerales accesorios.”<sup>25</sup> Todos los afloramientos pertenecen al mismo intrusivo que por sus dimensiones se constituye como un batolito. Este cuerpo granitoide se encuentra cubierto por lavas de los volcánicos Sicalpa y volcánicos del Altar.

#### **3.3.2. TECTÓNICA DEL YACIMIENTO.**

Dentro del yacimiento se observan múltiples fracturas o fallas las cuales presentan un rumbo preferencial Ete-Oeste, siendo rellenadas por una mineralización hidrotermal, también existe la presencia de fallas rellenas de materia arcilloso, cuarzoso y roca disgregada, con un rumbo preferencial Norte-Sur.

Otra serie de fallas, con orientación no definida se encuentra en la parte Sur oriental en el sector aflorante de las rocas metamórficas. La parte de la zona

---

<sup>25</sup> SMIRNOS, J. J. *Geología de Yacimientos Minerales*; Edición en español, Editorial MIR, Moscú.

representada por rocas volcánicas cuyas medias no presenta tectonismo visible, el recubrimiento de tobas y cangaguas que impiden su determinación.

### **3.3.3. TIPO DE YACIMIENTO.**

Basándose en la variedad de texturas que presenta la estructura mineralizada: textura bandeada, pectiforme en cresta, colomorfa o de cucardas, veteadas en rejillas, drusita y brechada (lo cual es típico para los yacimientos hidrotermales típicos epitermales de baja sulfuración); a los estudios de inclusiones fluidas efectuadas por la Misión Belga que sugieren que los metales preciosos por ebullición (“boiling”) entre 180° y 310°; a la forma de relleno de fracturas preexistentes de la mineralización y en base a su contenido de metales básicos (Pb, Zn, Cu, asociados al oro) el yacimiento está catalogado como filoneo aurífero – polisulfúrico hidrotermal del tipo epitermal de baja sulfuración.

### **3.3.4. GÉNESIS DEL YACIMIENTO.**

La génesis del Yacimiento en el sector Pungalá, tiene que ver con el cretácico en la formación Yunguilla y la formación Macuchi, en donde posteriormente se han producido emplazamientos de rocas intrusivas como la grano diorita.

En este terreno continental se distinguen varios registros magmáticos pertenecientes a la actividad volcánica en el Mioceno y un evento hidrotermal post-Mioceno, con presencia de cuerpos magmáticos del tipo de tobas volcánicas, riolitas y cangaguas.

“Durante la actividad tectónica post-Miocénica, ocurrida en la falla Peltetec y producto de los movimientos transcorrientes, verticales y horizontales se ha originado, que en la roca encajante de composición Meta-andesita – Granodiorita se origine la mayoría de fisuras, fracturas o estructuras de transtención y transgresión de trend general Norte-Sur, con buzamiento preferencial al Este; otras fallas también muy importantes presentan un rumbo preferencial Este-Oeste, con un buzamiento preferencial al Sur; conformando así la zona o franja excepcional de cizallamiento, que sirvió de albergue a varios filones o vetas, luego de la despresurización de los fluidos hidrotermales (responsables del origen de los filones), durante la liberación súbita de la presión litostática que los comprimía en profundidad.”<sup>26</sup>

### **3.4. RESERVAS.**

#### **3.4.1. ESTIMACIÓN DE RESERVAS.**

La estimación de las reservas se la realiza con la finalidad de determinar la cantidad de materia prima rentable de un yacimiento o de una parte del mismo.

La estimación de reservas es un fin de cada etapa de los trabajos de exploración y preparación de un yacimiento para su posterior exploración. Los informes sobre las reservas de un yacimiento tienen gran valor e importancia sirviendo como base de las inversiones de la minería y la industria correspondiente.

---

<sup>26</sup> SMIRNOS, J. J. *Geología de Yacimientos Minerales*; Edición en español, Editorial MIR, Moscú.

La cantidad de reservas de un yacimiento, como uno de los factores principales que determinan la importancia económica de un yacimiento, tiene una influencia directa en la construcción y desarrollo de la empresa minera, capacidad, vitalidad, etc.

### **3.4.2. METODOLOGÍA DEL CÁLCULO DE RESERVAS.**

Entre los métodos más usados para la estimación de reservas tenemos los siguientes:

1. Método mediante el promedio aritmético
2. Método mediante los bloques geológicos
3. Método mediante los bloques de explotación
4. Método mediante los polígonos
5. Método mediante los triángulos
6. Método mediante los cortes paralelos y no paralelos
7. Método mediante las isolíneas
8. Método mediante las curvas de nivel

Tomando en consideración la forma geométrica del yacimiento o estructura mineralizada (filón o veta) y de las labores de preparación ya realizadas, para la estimación de reservas se utilizará el Método Mediante los Bloques de explotación, siendo este el método más utilizado en el caso de yacimientos de filones. Además se tienen franqueadas las galerías que limitan al bloque por sus cuatro lados.

Para la estimación de reservas mediante éste método es necesario dividir al yacimiento en bloques de explotación, las reservas de cada bloque de explotación se calculan por separado, las reservas totales del yacimiento son el equivalente a la suma de las reservas de cada bloque.

Para la estimación de reservas de un bloque en base a los planos geométricos se debe realizar una proyección del bloque. Lo más conveniente es hacer la proyección del bloque a un plano paralelo con la orientación el yacimiento.

El muestreo se lo realizó empleando el método de los canales, el mismo que considera el ancho de la mena y la longitud del canal como parámetros básicos para establecer la profundidad del canal, se recolectó 26 muestras en total: 5 en la CH1, 5 en la CH2, 8 en el FPT y 8 en la GV, estas se analizaron en el laboratorio de Expobonanza S.A.

La concentración y la potencia se obtienen en cada sitio de toma de muestra y con estos datos como referencia se calcula; el espesor medio del bloque (0.21 m) al igual que su concentración media del mineral (30 gr/ton), para cada lado en particular del bloque.

En el Método Mediante los Bloques de Explotación se toma en consideración varios aspectos básicos tales como:

- a) Área real en  $m^2$ , (A)

- b) Espesor o potencia media en m, (P)
- c) Determinación del peso volumétrico en ton/m<sup>3</sup>, ( $\gamma_v$ )

El volumen de un yacimiento o una parte de él, se calcula según la fórmula siguiente:

$$V = A * P$$

**Donde:**

V = volumen de la veta en m<sup>3</sup>

A = área de la veta en m<sup>2</sup>

P = espesor medio de la veta o de una parte en m

Las reservas totales (RT) del componente mineral o materia prima se calcula según la fórmula:

$$RT = A * P * \gamma_v$$

**Donde:**

A.P.  $\gamma_v$  = peso del componente mineral en toneladas

### **3.4.2.1. DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS BÁSICOS.**

#### **a. DETERMINACIÓN DEL ÁREA DEL BLOQUE (A).**

Para la determinación del área del bloque se debe tomar en cuenta el ángulo de buzamiento de la veta en el Bloque de trabajo es de 48°, la fórmula de cálculo del área es:

$$A = \frac{A'}{\text{sen } \alpha}$$

**Donde:**

L = Longitud del bloque (45,00 m)

h = altura del bloque (21.98 m)

A = área real

A' = área proyectada

$\alpha$  = ángulo de buzamiento del yacimiento (45°)

Aplicando las fórmulas tenemos:

$$A' = 45 * 21,98 = 989,10 \text{ m}^2$$

$$A = \frac{989,10 \text{ m}^2}{\text{sen} 48^\circ} = 1330,97 \text{ m}^2$$

**b. DETERMINACIÓN DE LA POTENCIA MEDIA, LEY MEDIA, PESO VOLUMÉTRICO Y RESERVAS TOTALES.**

Estos datos fueron tomados en el campo, durante la recolección de muestras, como resultado de este análisis tenemos: que la potencia media es de, 21,20 cm.; la ley media mineral es de 30 g/ton y el peso volumétrico del mineral es de 2,5 gr/cm<sup>3</sup>.

Con estos parámetros básicos se puede calcular las reservas totales:

$$RT = A * P * \gamma_v$$

$$RT = 1.330,97 \text{ m}^2 * 0,21 \text{ m} * 2.50 \text{ ton/m}^3 = 698,76 \text{ Ton.}$$

### 3.5. TIEMPO DE VIDA ÚTIL DEL BLOQUE.

Para determinar el tiempo de vida útil del bloque, se debe tomar en consideración que este parámetro determinará la capacidad diaria de la planta de tratamiento y Beneficio a elegir, la productividad es de 15 Tn/día (Pd) y las reservas del bloque (RT) 698,76 Tn, pero no obstante la producción media anual que se extrae es de 11 Tn/día, por lo que será este valor el que se considerará para los cálculos respectivos.

El tiempo de vida útil del bloque es determinado por la siguiente fórmula.

$$Tv = \frac{Rt}{Pd}$$

$$Tv = \frac{698,76\text{ton}}{11 \text{ m/día}} = 63,52\text{días} = 2.12\text{meses}$$

### **CAPITULO III**

#### **4. DESCRIPCIÓN MINERO TÉCNICAS DEL MINERAL Y ROCA ENCAJANTE**

##### **4.1. CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS**

Las muestras de roca caja y mena mineral, para estos ensayos, se tomaran en número de dos (muestras de mano), los ensayos de resistencia a la compresión se los realizó en la UTPL, los ensayos de peso específico, peso volumétrico, porosidad, humedad y esponjamiento se realizaron en el laboratorio de el AEIRNNR de la UNL, los resultados se presentan a continuación (ver anexos).

##### **4.1.1. PESO ESPECÍFICO (Pe).**

Se denomina peso específico de una roca a la relación que existe entre su peso y el volumen que ocupa su parte sólida y el esqueleto

La determinación del peso específico se lo puede Realizar por la siguiente fórmula.

$$Pe = \frac{G}{Vs} \text{ gr/cm}^2$$

**Donde:**

G = Peso de la roca en estado natural (gr)

Vs = Volumen que ocupa la parte sólida de la muestra (cm)

**Mena**

$$Pe = 2.7 \text{ gr/cm}$$

**Caja**

$$Pe = 2.6 \text{ gr/cm}$$

#### 4.1.2. PESO VOLUMÉTRICO (Pv)

Se llama peso volumétrico de una roca a la relación que existe entre su peso y el volumen que ocupa, tomando en cuenta la porosidad.

Se lo determina mediante la siguiente expresión

$$Pv = \frac{G}{Vt}, \text{ gr/cm}^3$$

**Donde:**

P = Peso de la muestra

Vt = Volumen de la muestra ensayada

**Mena**

**Caja**

$$P_v = 2.5 \text{ gr/cm}^3$$

$$P_v = 2.4 \text{ gr/cm}^3$$

#### 4.1.3. POROSIDAD ( $k_p$ )

Se denomina porosidad al conjunto de microespacios vacíos (se dice vacíos por que no están llenos de sustancia mineral, pero si pueden estar llenos de fluidos) existentes entre las partículas minerales que conforman las rocas, se da en porcentajes

Se lo determina mediante la siguiente expresión.

$$K_p = \frac{V_p}{V}, \%$$

**Donde:**

$V_p$  = Volumen ocupados por los poros

$V$  = Volumen de los poros

**Mena**

$$K_p = 7.69 \%$$

**Caja**

$$K_p = 7.4 \%$$

De acuerdo a la clasificación de las rocas para nuestro proyecto son de baja porosidad

#### 4.1.4. HUMEDAD ( $W$ )

Es la cantidad de agua que se encuentra entre los poros o grietas del macizo, para poder controlar los caudales de agua que se presentan durante la explotación del yacimiento.

Se lo determina con la siguiente expresión:

$$W = \frac{M_1 - M_2}{M_2} * 100\%$$

**Donde:**

W = Humedad

M1 = Masa de la muestra húmeda

M2 = Masa de la muestra seca

**Mena**

$$W = 0.62 \%$$

**Caja**

$$W = 0.66 \%$$

#### **4.1.5. ESPONJAMIENTO ( Ke)**

Se llama así al aumento de volumen que ella sufre al ser arrancada del macizo, este es un coeficiente que siempre será mayor a uno.

Se lo determina mediante la siguiente expresión:

$$Ke = \frac{Ve}{Vm}$$

**Donde:**

Ve = Volumen de la roca esponjada

$V_m$  = Volumen del macizo

**Mena**

$K_e = 2.0$

**Caja**

$K_e = 1.8$

#### 4.1.6. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN ( $R_c$ ); $kg/cm^2$

Se la define como la oposición que presenta la roca para evitar ser destruida por esfuerzos o cargas externas que se produzcan dentro de determinados límites. Generalmente la determinación de la resistencia de las rocas se efectúa sobre probetas, sin embargo también se revisan ensayos in situ en los denudamientos de las galerías. Se lo puede determinar mediante la siguiente expresión:

$$R_c = \frac{P_{\max}}{F_o}, kg/cm^2$$

**Donde:**

$P_{\max}$  = Carga máxima sobre la muestra en el momento de su destrucción (Kgf)

$F_o$  = Área transversal de la muestra ( $cm^2$ )

**Mena**

$$R_c = 800 \text{ kg/cm}^2$$

**Caja**

$$R_c = 730 \text{ kg/cm}^2$$

**4.1.7. RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (Rt);kg/cm<sup>2</sup>**

Es la oposición que presenta la roca a su destrucción al aplicarle una fuerza de tracción en una unidad de superficie; esto facilita una idea fundamental del comportamiento de la roca al momento de realizar una excavación. Está dada mediante la siguiente expresión:

$$R_t = \frac{P}{f}, \text{kg/cm}^2$$

**Donde:**

P= Fuerza máxima de rotura (Kgf)

F= Sección transversal inicial de la muestra (cm<sup>2</sup>)

**Mena**

$$R_t = 57.82 \text{ kg/cm}^2$$

**Caja**

$$R_t = 46.32 \text{ kg/cm}^2$$

**4.1.8. RESISTENCIA AL CORTE Y CIZALLAMIENTO**

Se entiende como la resistencia que ofrece la parte de un cuerpo sólido al desplazarse con su otra parte, el mismo que es calculado por la siguiente expresión.

$$R_{ciz} = \frac{P_{\max}}{S} * \cos <$$

**Donde:**

Pmax = Presión máxima

S = Área

< = Ángulo de la matriz de corte

**Mena**

$$R_{ciz} = 82.43 \text{ kg/cm}^2$$

**Caja**

$$R_{ciz} = 63.45 \text{ kg/cm}^2$$

#### **4.1.9. FORTALEZA DE LA ROCA**

La fortaleza de la roca es la resistencia que opone a su fragmentación, el profesor Protodiacanov propuso un índice de la fortaleza relativa de las rocas, el Coeficiente de Fortaleza, este coeficiente es aproximadamente proporcional al límite de resistencia a compresión de la roca, el mismo que se calcula con la siguiente expresión.

$$f = \frac{R_c}{100}$$

**Donde:**

Rc = Limite de resistencia a la compresión uniaxial.

**Mena**

$$f = 8.0$$

**Caja**

$$f = 7.3$$

#### 4.1.10. ÁNGULO DE FRICCIÓN INTERNA

Es el ángulo con que se fractura una roca al aplicarse una fuerza en consecuencia se produce la rotura; este ángulo se determina por medio del coeficiente de fortaleza de Protodiakonov, el mismo que permite estimar la estabilidad de las rocas al momento de ser denudadas, cuyos valores tanto del mineral como de roca caja son los siguientes:

**Mena**

82°53`

**Caja**

82°11`

#### TABLA DE RESULTADOS

<b>CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS DE LA ROCA</b>		
<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>MENA</b>	<b>CAJA</b>
Peso específico	<b>2.7</b>	<b>2.6</b>
Peso volumétrico	<b>2.5</b>	<b>2.4</b>
Porosidad	<b>7.69</b>	<b>7.4</b>
Humedad	<b>0.62 %</b>	<b>0.66 %</b>
Esponjamiento	<b>2.0</b>	<b>1.8</b>
Resistencia a la compresión	<b>800 Kg/cm<sup>2</sup></b>	<b>730 Kg/cm<sup>2</sup></b>
Resistencia a la tracción	<b>57.82 Kg/cm<sup>2</sup></b>	<b>46.32 Kg/cm<sup>2</sup></b>
Resistencia al cizallamiento	<b>82.43 Kg/cm<sup>2</sup></b>	<b>63.45 Kg/cm<sup>2</sup></b>
Fortaleza	<b>8</b>	<b>7.3</b>
Ángulo de fricción interna	<b>82°53`</b>	<b>82°11`</b>

**Tabla N° 4**, Tabla de las propiedades F-M de la Roca Encajante y Mineral

#### 4.2. HIDROGEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

Las condiciones hidrogeológicas que presenta el yacimiento son de tipo moderada debido a que existe poca presencia de agua el mismo que permiten con los trabajos de avance, el desagüe se lo realiza en forma natural esto por que existe una pendiente del túnel. Las rocas cuarcíticas que existen en el yacimiento se caracterizan por ser medianamente impermeables con un índice de porosidad de 7.69

Para determinar la humedad en el presente estudio se refiere a la presencia del líquido libre o caudal expresado en un volumen, se aplica la siguiente formula.

$$Q = A * V$$

**Donde:**

Q = Caudal

A = Área de la sección de la cuneta ( 0.05 m<sup>2</sup>)

V = Velocidad del líquido (0.4 m/min)

$$Q = 20 \text{ lit/min}$$

### **4.3. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

En la actualidad uno de los principales problemas más debatidos que se presentan en las rocas es como valorar la estabilidad de las excavaciones subterráneas desde el punto de vista cuantitativo, existiendo diversos métodos para ello, los mismos que nos permiten calificar al macizo en categorías según la estabilidad.

La caracterización del macizo rocoso es necesaria por cuanto en lo posterior influirá para determinar lo siguiente.

- Elección del método de franqueo
- Diseño de la galería
- Procesos tecnológicos
- Tipo de fortificación

Para la realización del presente proyecto se tomo en consideración los siguientes tipos de métodos para caracterizar macizos (**RQD, CSIR, NGI, y el método de BULICHEV**)

#### **4.3.1. METODOLOGÍAS EMPLEADAS**

##### **4.3.1.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA DE DEERE (RQD)**

Para poder aplicar este método se requiere de los testigos de perforación y su visualización estos son:

- La resistencia del material inalterado, para nuestro trabajo el tipo de material existente es la grano diorita cuyos resultados se obtuvo a través de ensayos de laboratorio
- Índice de calidad de la roca, se pudo determinar en el campo mediante estudios de geología estructural obteniendo la presencia de fracturas con rellenos

delgados de arcilla con cuarzo hidrotermal debido a que las labores se encuentran cerca de la superficie donde la meteorización o las infiltraciones a producido arcillas, lo que reduce le resistencia a lo largo de los planos de fractura esto genera una roca inestable.

- Espaciamiento de las fisuras, en base a un estudio a detalle se ha podido determinar que existen zonas de agrietamiento originados por flujos hidrotermales y que dan la formación de las diferentes fallas.
- Estado de las fisuras, tiene superficies lisas con una separación de 2mm y paredes de roca semi-duras
- Aguas subterráneas, solo húmeda esto se debe por las infiltraciones que existen desde la superficie a través de las grietas y fallas que predominan en el en el interior del yacimiento.

El RQD se define como el porcentaje de núcleos que se recupera en piezas enteras de 100mm o más, de largo total del barreno. Así.

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times \frac{\text{longitud de los núcleos mayores de 100 mm}}{\text{Longitud total del testigo}}$$

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD y la calidad de la roca desde el punto de vista ingenieril.

<b>RQD</b>	<b>Calidad de la roca</b>
< 25%	Muy mala
25 – 50 %	Mala
50 – 75%	Regular
75 – 90 %	Buena
90 – 100 %	Muy buena

El RQD se determina en condiciones de campo por los estudios de geología estructural y análisis petrográfico microscópico, además cuando no se dispone de núcleos de perforación se podrá estimar el RQD por la cantidad de fisuras por la unidad de volumen donde la cantidad de juntas por metro de cada sistema de juntas se suman. El mismo que determinara el Índice da Calidad de la Roca para el presente proyecto es del **75%**.

#### 4.3.1.2. CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL CSIR

<b>PARAMETROS DE CLASIFICACION</b>	<b>DESCRIPCION</b>	<b>VALORACION</b>
Resistencia del material inalterado	73 Mpa	7
R.Q.D	75 %	17
Espaciamiento de las fisuras	0.8 m	20
Estado de las fisuras	Superficies: Pulidas Separación: 1 mm Paredes de roca : Dura	6
Aguas subterráneas	20 lit/min	7
		<b>57</b>

**Tabla N° 5,** Parámetros de clasificación CSIR

**Valoración:** 57

**Clasificación tipo:** III

**Descripción:** Roca regular

Las fisuras tienen un rumbo perpendicular al eje del túnel, con un buzamiento de 65° contra la dirección de penetración

AJUSTE: El rumbo de las fisuras son perpendiculares al eje del túnel, las fisuras se presentan en el sentido del rumbo con un echado entre 45° a 90° , siendo muy favorable es así que el valor que indica la tabla para el ajuste es cero.

$$\text{Ajuste; } 57 - 0 = 57$$

Quiere decir que el macizo grano-diorítico según la clasificación del CSIR es de tipo III, con una características de tipo regular, que tiene el tiempo medio de sostén de una semana para un claro de tres metros, y posee además una fuerza de cohesión de la roca de 150 a 200 Kpa, con un ángulo de de fricción de la roca de 35 – 40.

Para la caracterización del el macizo rocoso en el área minera Yurac Rumi provincia de Chimborazo, según el CSIR se a tomado en cuenta el siguiente cuadro con sus respectivos parámetros de clasificación y su escala de valores. (Ver tabla N° 6 y figura N° 5).

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la Roca inalterada	Índice de la carga Carga de punta	<8 Mpa	4 – 8 Mpa	2 – 4 Mpa	1 – 2 Mpa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión uniaxial	>200 Mpa	100 – 20Mpa	50 -100Mpa	25 – 50Mpa	10–25 Mpa	3 – 10 Mpa	1 – 3 Mpa
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad del testigo de Perforación R.Q.D		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	Valuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las juntas		> 3 m	1 – 3 m	0.3 – 1 m	50 – 300 m	<50 m		
	Valuación		30	25	20	10	5		
4	Estado de las fisuras		Superficies muy rugosas, continuidad, sin separación, paredes de roca Dura	Superficies algo rugosas, separación <1mm, paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación <1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno <5mm. Esp. O fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando <5mm o fisuras abiertas <5mm fisuras continuas		
	Valuación		25	20	12	6	0		
5	Aguas subterráneas		Caudal por 10m de túnel	Ninguna	<25 ltr/min	25-125 ltr/min	>125 ltr/min		
			Relación: Presión de agua en la fisura y la tención principal o mayor	Cero	0.0 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
	Condiciones generales		Totalmente seco	Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua			
Valuación			10	7	4	0			

Tabla N° 6, Valores de clasificación CSIR

#### 4.3.1.3. ÍNDICE DE CALIDAD DE LOS TÚNELES (N.G.I)

En este método la caracterización del macizo se lo realizó en base a pruebas de laboratorio y estudios geológicos estructurales en el Área minera Yurac Rumi (Riobamba) durante la ejecución del proyecto, los datos utilizados tienen relación con los datos anteriores (CSRI).

Para cumplir con los datos básicos necesarios para la aplicación de este método se debe conocer lo siguiente:

- R.Q.D
- Grietas: Sistemas, continuidad y rugosidad de las superficies de la misma
- Grado de alteración de las grietas y su tipo de relleno
- Condiciones hidrogeológicas
- Esfuerzos ocasionados en el macizo

DESCRIPCION	VALOR
Calidad de la roca	<b>R.Q.D : 75%</b>
Sistemas de fisuras	Jn : 2
Rugosidad de las fisuras	Jr : 1
Alteración de las fisuras	Ja : 6
Factor de reducción por agua en las fisuras	Jw: 0.8
Factor de reducción en los esfuerzos	SRF: 2.5

**Tabla N° 7,** Parámetros de valoración

## CÁLCULOS

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{75}{2} * \frac{1}{6} * \frac{0.8}{2.5}$$

$$Q = 2$$

- **DIMENSIÓN EQUIVALENTE (De)**

Se denomina equivalente De, la cual puede ser calculada por la relación existente entre el ancho de las galerías para el radio de soporte de la excavación el cual depende del tipo de galería.

$$De = \frac{\text{Ancho de la excavación, diámetro o altura (m) SPAN}}{\text{Relación de soporte de la excavación ESR}}$$

De = 2.40 m, en el gráfico.

$$De = \frac{4.22}{1.6} = 2.63m$$

$$SPAN = 2Q^{0.4} * ESR$$

$$SPAN = 2(2^{0.4}) * 1.6 = 4.22m$$

**Quiere decir:**

Que la galería será franqueada en roca regular, con un ancho máximo de la galería sin sostén de 2.63 m en un tiempo de 1.83 semanas, la galería presenta baja estabilidad se presentan desprendimientos de rocas lo que impide el normal desarrollo de las labores mineras (ver tabla N° 8 y figuras N° 3 y N° 4).

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
<b>1. Índice de calidad de la roca</b>	<b>R.Q.D</b>	
A. Muy mala		<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Se lo obtiene del estudio de testigo de perforación o directamente “In situ”</li> <li>➤ Donde RQD se reporta o es medido con un valor &lt; 10, se lo debe otorgar un valor nominal de 10</li> <li>➤ Intervalos de 5 para RQD, o sea 100, 95, 90, etc, son suficiente precisos</li> </ul>
B. Mala	10 – 25	
C. Regula	25 – 50	
D. Buena	50 – 75	
E. Excelente	75 – 90 90 – 100	
<b>2. Número de sistemas de fisuras</b>	<b>Jn</b>	<b>Notas</b>
A. Masivo, sin o con pocas fisuras	0.5 - 1	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Para cruces en túneles utilizar (3*Jn)</li> <li>➤ Para portales utilizar (2*Jn)</li> </ul>
B. Un sistemas de fisuras	2	
C. Un sistema de fisuras + 1 aislada	3	
D. Dos sistemas de fisuras	4	
E. Dos sistemas de fisuras + 1 aislada	6	
F. Tres sistemas de fisuras	9	
G. Tres sistemas de fisuras + 1 aislada	12	
H. Cuatro sistemas de Fisuras, fisuración Intensa, etc	15	
I. Roca triturada, terregal	20	
<b>3. Número de rugosidad de las fisuras</b>	<b>Jr</b>	<b>Notas</b>
A. Para grietas discontinuas	4.0	<ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Su valor se toma según el grado de continuidad y de rugosidad del sistema de grietas que se considere más crítico</li> </ul>
B. Para grietas onduladas, continuas con superficies rugosas	3.0	
C. Para grietas continuas, onduladas y lisas	2.0	
D. Para grietas continuas y	1.5	

planas E. Para grietas planas rellenas con un mineral secundario o cuando, sus superficies no tienen contacto	1.0	
<b>4. Numero de alteración de las juntas</b>	<b>Ja</b>	<b>Notas</b>
A. Para grietas soldadas B. No hay relleno, pero las paredes de las grietas no están alterados C. Las grietas están rellenas de arena o roca fragmentada D. Grietas con el relleno de limo o de limo arenas E. Grietas rellenas con microcaolinitas, grafito y otros F. Grietas rellenas con un material areno arcilloso G. Grietas rellenas con materiales que contengan arcilla H. Grietas amplias rellenas con arcilla	0.75 1.0 2.0 3.0 4.0 5.0 6.0 – 8.0 8.0 – 20.0	➤ Se analiza para el sistema de grietas que se considera más crítico o preponderante.
<b>5. Factor de reducción por agua en las fisuras</b>	<b>Jw</b>	<b>Notas</b>
A. Para macizos secos B. Para macizos mojados (húmedos) C. Para macizos en el que el flujo es grande D. Para macizos en los que el flujo es grande y se produce arrastre de relleno de las juntas E. Para macizos con flujo muy grande	1.0 0.6 – 0.8 0.5 0.3 0.10 – 0.20	➤ Relaciona la dependencia de la cantidad de agua en las grietas
<b>6. Factor de reducción de los esfuerzos</b>	<b>SRF</b>	<b>Notas</b>

A. Macizo donde abundan zonas fracturadas, muy propensas al derrumbe	10 – 20	➤ Se toma a partir del estudio estructural del macizo
B. Macizos donde existen zonas fracturadas propensas al derrumbe o fallas	7.5	
C. Macizos donde existen zonas fracturadas, fallas rocas desligadas	5.0	
D. Macizos donde existen rocas débilmente ligadas con muy baja cohesión, agrietamiento no significativo y zonas de falla no pronunciada	2.5	
E. Macizo sin grietas significativas, se considera normal	1.0	
Tipo de excavación		ESR
A. excavaciones mineras provisionales		3-5
B. Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de aguas para obra hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes		1.6
C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles, carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares		1.3
D. Cámaras de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.		1.0
E. Estaciones núcleo eléctricas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas		0.8

**Tabla N° 8, Parámetros de valoración NGI**

#### 4.3.1.4. MÉTODO DESARROLLADO POR BULICHEV

Se constituye en un método similar al caso anterior debido a su similitud en algunos de sus datos. En este método se incrementa nuevos datos como son el coeficiente de fortaleza establecida por el Prof. Protodiconov y los parámetros establecidos en las fisuras, utilizándose los siguientes datos:

1. Coeficiente de fortaleza de la roca
2. Agrietamiento, separación entre fisuras, separación en la fisura y tipo de relleno
3. Dirección de las fisuras con respecto a la excavación

**Nota:** todos los datos existentes se basan en análisis de laboratorio y la imprescindible geología de exploración.

Para la caracterización del macizo en este método se obtiene un valor cuantitativo, para esto se utiliza la siguiente relación

$$S = f * \frac{Km}{Kn} * \frac{Kr * Kw}{Kf * Ka * K \&}$$

**Donde:**

f = Coeficiente de fortaleza

Km = Coeficiente que caracteriza la influencia que tiene sobre la estabilidad del macizo y su grado de agrietamiento

$$Kn = Jn$$

$$Kr = Jr$$

$$Kw = Jw$$

$$Ka = Ja$$

Se calcula primero:

$$n = \frac{2a}{l} = 18.7$$

**Donde:**

n = Módulo de agrietamiento relativo

a = Semiancho de la excavación

l = Distancia entre grietas

A partir de los valores obtenidos de “n” se puede obtener los valores de Km en la siguiente tabla (tabla N° 9)

VALORES DE n	VALORES DE Km
60	0.5 – 2.5
60 – 25	2.5 – 5
25 – 12	5.0 – <b>7.5</b>
12 – 6	7.5 – 9.0
6	9.0 - 10

**Tabla N° 9, Valores de N-KM**

De acuerdo al resultado de “n” el valor de Km será 7.5

De la misma forma los valores de kt y K& se las obtendrá de acuerdo a las dimensiones de las aberturas de las grietas no rellenas y la dirección de la excavación con respecto al sistema de grietas.

## CÁLCULOS

$$S = f * \frac{Km}{Kn} * \frac{Kr * Kw}{Kt * Ka * K \&}$$

$$S = 7.3 * \frac{7.5}{2} * \frac{1 * 0.8}{1 * 6 * 1.5}$$

$$S = 2.43$$

### INTERPRETACIÓN

A partir de los cálculos obtenidos en este método desarrollado por Bulichev se ha podido determinar que la categoría de estabilidad es de tipo III Y pertenece al grupo de macizos medianamente estables, además se recomienda una fortificación metálica, de hormigón “in situ” y de bloques, el tiempo que puede permanecer la roca desnuda es de hasta medio mes. (Ver tablas N° 10 y N°11)

<b>CATEGORIA DE ESTABILIDAD</b>	<b>GRUPO DE ESTABILIDAD DE LA ROCA</b>	<b>VALOR DE “S”</b>
I	Macizos totalmente estable	70
II	Macizos estables	5.0 – 70
III	Macizos medianamente estables	1.0 – 5.0 0.05 – 1.0
IV	Macizos inestables	<0.05

V	Macizos muy inestables	
---	------------------------	--

**Tabla N° 10,** Valores de “S”

A partir de la clasificación dada en la tabla anterior, o sea por la categoría de estabilidad en la siguiente tabla existen recomendaciones con respecto al tipo o a la forma de emplear el sostenimiento de las rocas

<b>CATEGORIA DE ESTABILIDAD</b>	<b>RECOMENDACIONES DEL TIPO O FORMA DE SOSTENIMIENTO</b>	<b>TIEMPO QUE LA ROCA PUEDE ESTAR SIN DESTRUIRSE</b>
I	Puede dejarse sin fortificar, Puede revestirse con una capa fina de hormigón lanzado	Ilimitado
II	Hormigón lanzad bulonado o una combinación de ellas	Hasta seis meses
III	Fortificación metálica, de hormigón “in situ” y de bloques	Hasta medio mes
IV	De blindas metálicas, de hormigón armado prefabricado	Hasta dos o tres días
V	De blindas metálicas, de hormigón armado “in situ”	El derrumbe puede seguir al denudamiento

**Tabla N° 11,** Categoría y estabilidad de la roca

#### 4.3.1.5. CONCLUSIÓN GENERAL DEL MACIZO ROCOSO

Luego de haber realizado la caracterización del macizo rocoso del proyecto aurífero desarrollado en el Área minera Yurac Rumi y Yurac rumi 1 en la Comunidad de Peltetec, Provincia de Chimborazo se ha demostrado que tiene una resistencia a la compresión uniaxial de  $730 \text{ Kg/cm}^2$  (73 Mpa), a demás cuenta con un RQD de 75 %.

Lo que significa que es una roca normal, tiene una fuerza de cohesión de las rocas que van desde 150 – 200 Kpa. También se pudo observar que las grietas están rellenas de un material secundario como es arcilla con cuarzo esto se debe a la intrusión de los flujos hidrotermales, también por la poca profundidad que tiene el yacimiento existen infiltraciones de agua por las fisuras que presenta la roca.

Debido a la fortaleza que tiene la roca se aplicará procesos tecnológicos de perforación y voladura, pero de acuerdo a los estudios minero geológicos; existen zonas de fallas perpendiculares a las labores mineras es aquí donde se procederá a estabilizar las rocas con el uso de la fortificación con un tiempo de no menos de medio mes.

## **CAPITULO IV**

### **4. ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN**

#### **4.7. GENERALIDADES.**

La correcta elección de un sistema de explotación está directamente relacionado con los parámetros técnicos, geológico – mineros y propiedades minero – técnicas que presente el yacimiento.

Los diferentes Sistemas de Explotación existentes permiten realizar la explotación óptima y técnica de los diferentes yacimientos minerales. Para cada yacimiento es aplicable un Sistema de Explotación, inclusive dentro de un mismo cuerpo se pueden aplicar 2, 3, hasta 4 Sistemas de Explotación, por tal razón cuando elegimos un sistema de explotación, este debe ser flexible y así poder cambiar a otro Sistema de Explotación cuando así se lo requiera.

De una correcta elección de un Sistema de Explotación depende el mejor aprovechamiento de las reservas minerales, disminución de la inversión y por lo tanto el incremento de beneficios económicos, mejorar la seguridad minera, y disminuir el impacto ambiental.

#### **4.8. PRODUCCIÓN PROYECTADA.**

Tomando en consideración la producción que se procesara diariamente en la Planta de Tratamiento y Benefico de Minerales, la misma que es de 15 tn/día, se ha proyectado obtener una producción de 11 tn/día.

#### **4.9. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.**

Existe una gran variedad de sistemas de explotación con sus respectivas variantes y/o alternativas, los cuales se los emplea de acuerdo a las condiciones que presenta ese yacimiento, optimizando así al máximo las operaciones de producción. A continuación se describen los principales Sistemas de Explotación.

<b>GRUPO</b>	<b>SISTEMAS</b>
I. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN CON EL ESPACIO DE ATAQUE ABIERTO (CAMARA VACIA)	1. POR BANCOS DESENDENTES 2. POR BANCOS ACENDENTES 3. CONFRENTE CONTINUO 4. POR CAMARAS Y PILARES 5. POR CAMARAS SUBPISOS 6. POR CAMARAS PISOS
II. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN CON ALMACENAMIENTO DE MINERAL	7. POR CAMARAS ALMACEN
III. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN CON RELLENO DEL ESPACIO DE ATAQUE	8. POR CAPAS HORIZONTALES Y RELLENO 9. POR CAPAS INCLINADAS Y RELLENO

	10. CON EL RELLENO OBTENIDO DEL MINADO DE LA ROCA ENCAJANTE
IV. SISTEMAS DE EXPLOTACION CON FORTIFICACIÓN DE MADERA	11. CON TRABANCAS 12. CON CUADROS CONTINUOS
V. SISTEMA DE EXPLOTACIÓN CON RECTIBADO Y RELLENO	13. CON CUADROS CONTINUOS Y RELLENO
VI. SISTEMAS DE EXPLOTACION CON HUNDIMIENTO DEL MINERAL	14. CON HUNDIMIENTO POR SUB PISOS 15. CON HUNDIMIENTO POR PISOS
VII. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN CON HUNDIMIENTO DE LA ROCA ENCAJANTE	16. POR GRANDES TAJOS 17. POR PILARES CORTOS
VIII. SISTEMAS DE EXPLOTACION COMBINADOS	18. POR SISTEMAS COMBINADOS
IX. SISTEMAS DE EXPLOTACION ESPECIALES	19. V.C.R. (CRATER VERTICAL EN RETIRADA) 20. POR PILARES Y RELLENO

**Tabla N° 12, Sistemas de Explotación**

#### **4.10. ALTERNATIVAS DE SISTEMA DE EXPLOTACIÓN**

##### **4.10.1. ELEMENTOS DE YACENCIA Y PROPIEDADES PARA LA ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN**

###### **4.10.1.1. ELEMENTOS DE YACENCIA**

Los elementos de yacencia son los principales parámetros que se toman en cuenta para la elección del Sistema de Explotación, entre estos tenemos:-

- Potencia
- Angulo de buzamiento.

- Forma y tipo de yacimiento
- Magnitud del yacimiento
- Dimensiones del yacimiento

#### **4.10.1.2. PROPIEDADES PARA LA ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN**

##### **a) Propiedades fundamentales**

- Forma y tipo de yacimiento
- Potencia
- Angulo de buzamiento de yacimiento
- Magnitud de afloramientos
- Propiedades Físico – Mecánicas
- Propiedades Físico – Mecánicas de la roca encajante
- Producción
- Reservas
- Ley mineral

## b) Parámetros secundarios

- Posición respecto a otras minas
- Infraestructura existente
- Mano de Obra
- Disponibilidad de madera
- Disponibilidad de materiales de relleno, etc
- Precio del oro en el mercado internacional

Para la elección de un Sistema de Explotación se debe tomar en cuenta los principales parámetros geológicos y técnicos – mineros, ya que el éxito de la explotación de un yacimiento está en dependencia de la correcta elección de un Sistema de Explotación, es por ello que en el siguiente cuadro se indican las principales características del yacimiento:

CARACTERISTICA	DESCRIPCION
Ley mineral promedio	30 gr/tn
Valor del mineral	Alto
Tipo de mineral	Oro
Forma	Filoneana
Estabilidad del mineral	Baja
Estabilidad de la roca encajante	Baja
Contactos	Irregulares
Peso volumétrico del mineral	2,50 gr/tn
Peso específico del mineral	2,70 gr/tn
Peso volumétrico de la roca encajante	2,40 gr/tn
Peso específico de la roca encajante	2,60 gr/tn
Potencia promedio de la veta	21,20 cm

Angulo de buzamiento	48°
Roca encajante	Granodiorita y Metaandesita
Tendencia del mineral al prensamiento	Ninguna
Resistencia a la compresión del mineral	800 Kg/cm <sup>2</sup>
Resistencia a la compresión de la roca encajante	700 kg/cm <sup>2</sup>
Fortaleza del mineral	8
Fortaleza de la roca encajante	7

**Tabla N° 13, Parámetros geológico y técnico- mineros**

Con las características del yacimiento se procede a elegir el Sistema de Explotación mas optimo a ejecutar. El sistema que obtenga el mayor puntaje o cantidad de características semejantes al yacimiento a explotarse y que presente mayores ventajas será el que se emplee para ejecutar la explotación del bloque.

<b>ELECCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN</b>												
SISTEMAS DE EXPLOTACION		ESPACIO DE ATAQUE ABIERTO				ALMACENAMIENTO	RELLENO DEL ESPACIO DE ATAQUE			ENTIBADO DEL ESPACIO DE ATAQUE		ENTIBADO Y RELLENO
		Bancos Descendentes	Bancos Ascendentes	Cámaras subpisos	Cámaras pisos	Cámaras almacén	Capas horizontales y relleno	Capas inclinadas y relleno	Relleno obtenido del minado de la roca encajante	Entibado con trabancas	Entibado con cuadros continuos	Entibado con cuadros continuos y relleno
CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO		<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>
<b>FACTORES GEOLOGICO-MINEROS</b>		<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>
Tipo de yacimiento	Filoneano	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
Angulo de buzamiento	48°	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
Potencia	0,21 m	*	*				*	*	*			
Estabilidad del mineral	Media	*								*	*	*
Estabilidad de la roca encajante	Baja						*	*	*	*	*	*
Contactos	Irregulares	*	*			*	*	*	*	*	*	*
<b>FACTORES MINERO-TECNICOS</b>												
Valor del mineral	30 gr/tn					*	*	*	*			
Propensión al prensamiento	Ninguna					*	*	*	*			*
Propensión al auto incendio	Ninguna					*	*	*	*			*
Conservación de la superficie	Necesaria	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
Productividad	11 tn/día	*	*				*	*	*			
<b>TOTAL</b>		<b>6</b>	<b>5</b>	<b>3</b>	<b>3</b>	<b>7</b>	<b>10</b>	<b>10</b>	<b>10</b>	<b>7</b>	<b>7</b>	<b>8</b>

**Tabla N° 14, Elección del Sistema de Explotación**

En el cuadro elaborado para la elección del Sistema de Explotación denominado “**por auto eliminación**”, establece que las principales alternativas que se pueden aplicar para la explotación del bloque tanto por los factores geológico-mineros y minero-técnicos son los siguientes.

- Sistema de Explotación por capas horizontales y relleno.
- Sistema de Explotación por capas inclinadas y relleno
- Sistema de Explotación con el relleno obtenido del minado de la roca encajante.

#### **4.11. ELECCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN ÓPTIMO**

Para elegir el Sistema de Explotación óptimo se analizarán las ventajas y desventajas de las alternativas planteadas anteriormente.

##### **1. Sistema de Explotación por Capas Horizontales y Relleno.**

###### **Ventajas**

- Se puede tener dos frentes de ataque al franquear una chimenea en la parte del bloque.
- Se puede liquidar el bloque en su totalidad, por lo cual las pérdidas de reservas minerales son prácticamente nulas.

## **Desventajas**

- El acarreo del mineral desde los frentes de explotación hasta los buzones de trasiego prácticamente es manual por lo que el rendimiento por hombre turno es muy bajo.
- Mayor prolongación del tiempo en los trabajos de preparación del bloque, debido a los trabajos de enmaderación.
- Falta de material de relleno y dificultad en su transporte, lo que disminuye la eficiencia y la productividad.

## **2. Sistema de Explotación por Capas Inclinadas y Relleno.**

### **Ventajas**

- Facilidad en el trasiego del mineral ya que debido a la pendiente y al tillado que se coloca el mineral tiende a rodar libremente hacia las galerías de trasiego.
- Se puede tener dos frentes de ataque en el bloque.
- Pérdidas mínimas en las reservas del bloque.

### **Desventajas**

- Resulta muy difícil el control de presiones en frentes inclinados.
- Dificultad para los trabajadores al realizar sus labores en superficies inclinadas.
- Disminución de la productividad por el transporte del material de relleno.

### **3. Sistema de Explotación con Relleno Obtenido del Minado de la Roca Encajante.**

#### **Ventajas**

- Disminución de los costos de producción debido a que el material de relleno se lo obtiene del minado de la roca encajante.
- La cámara permanece vacía durante un tiempo muy reducido.
- Disminución en la dilución del mineral.
- Pocas pérdidas de las reservas minerales.
- Cuando existen complicaciones en el frente de ataque con respecto a la estabilidad, para el sostenimiento se puede utilizar los medios de fortificación más básicos como llaves, trabancas (puntales de madera), etc.
- El relleno sirve como plataforma de perforación.

#### **Desventajas**

- Conforme se avanza con los trabajos de explotación, se debe ir construyendo buzones de trasiego, lo que incrementa los trabajos de enmaderado, además que se dificulta el transporte de madera.
- Se debe realizar la perforación y voladura del mineral y roca encajante de forma secuencial.

Contraponiendo las ventajas y desventajas de cada uno de los posibles variantes de Sistemas de Explotación a emplearse en la explotación del bloque, se considera como la variante más óptima al **Sistema de Explotación con el Relleno Obtenido del Minado de la Roca Encajante**, ya que el yacimiento a explotar se acopla de mejor manera a las condiciones para el empleo de este Sistema de Explotación, proporcionando mayor facilidad para obtener el material de relleno mediante el minado de la roca encajante, aminorando los trabajos de acarreo, carga y transporte de estéril, mayor control de la presión de las rocas, disminuyendo considerablemente los costos de producción y permitiendo aprovechar casi en su totalidad las reservas minerales, la dilución del mineral es mínima. Además el material de relleno sirve como plataforma de perforación dando mayor facilidad en la ejecución de estos trabajos, este Sistema de Explotación minimiza el impacto ambiental por que se rellena las cámaras vacías conservando intacta de esta manera la superficie.

Para controlar las presiones, como medio auxiliar se utilizará la entibación apuntalada, también se dejará un pilar de fondo y uno de corona para disminuir de esta manera los excesivos trabajos de fortificación.

## 4.12. DESARROLLO DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN ELEGIDO

### 4.12.1. PREPARACIÓN

El bloque a explotar presenta las siguientes dimensiones

Longitud inferior	45 m
Longitud superior	45 m
Altura Este	21,98 m
Altura Oeste	21,98 m
Angulo de buzamiento de veta	48°
Potencia promedio de veta	0,21 m

Tabla N° 15 Parámetros del bloque a explotar

La preparación consiste en franquear en la parte inferior del bloque el Frontón Principal de Transporte, Posteriormente en los costados y en el centro del Bloque se franquean chimeneas que comunican el Frontón Principal de Transporte con la Galería de Ventilación superior, estas labores ya se encuentran construidas (G10, CH1, CH2, G1) y en el centro del Bloque se franquea una chimenea.

Las chimeneas laterales servirán para el trasiego del mineral e ingreso del aire fresco a los frentes en explotación, la chimenea central servirá para el tránsito del personal. Las chimeneas se fortificarán con un sistema de cuadros cada 1,50 m de avance para brindar mayor seguridad al personal, a la vez que se irán formando los buzones de trasiego (**Ver Fig 6**). Además, sobre el Frontón Principal de Transporte y bajo la Galería de

Ventilación se deja una capa de seguridad de 3 m (pilar de corona y pilar de fondo respectivamente).

Como último trabajo preparatorio, se realiza el franqueo de la galería de corte a 3 m sobre el frontón Principal de Transporte en mineral y siguiendo el rumbo de la veta.

#### **4.12.2. ATAQUE DE ARRANQUE**

El ataque de arranque se lo inicia desde la Galería de Corte y desde las chimeneas laterales, arrancando una capa horizontal de roca estéril, de 1,20 m de potencia en el costado yacente de la veta (La capa de estéril se franqueará en el costado yacente debido a que esta presenta fracturas y alteraciones lo que lo hace más inestable), la longitud de la capa a arrancar será de 4,20 m, se arrancará una capa de estéril de 1,20 m debido a que la potencia del mineral es muy baja, parte del estéril deberá ser arrastrado, cargado y transportado hasta la escombrera para así controlar la distancia de 1,50 m entre el material de relleno y el frente de ataque, evitando la construcción de plataformas de perforación.

Sobre el relleno se coloca un tillado para evitar la dilución del mineral, luego se procede a arrancar la capa mineral en toda la potencia de la veta (0,21 m) con igual longitud de la capa arrancada de roca encajante. Posteriormente se realiza el arrastre manual hasta las chimeneas (CH1 y CH2), a través de estas labores mineras se realiza el

trasiego de mineral o estéril, cargando directamente los vagones (0.51 m<sup>3</sup>), el transporte del mineral o estéril a la canchamina (120 m) o escombrera (115 m) respectivamente.

Se continúa con el ataque de arranque siguiendo la misma secuencia mencionada anteriormente, pero con la única diferencia que cuando se va a arrancar otra capa de roca encajante se retira el tillado.

El cuerpo mineral se lo deja en el costado pendiente debido a que el mineral no se encuentra fracturado ni presenta alteraciones, por lo tanto presenta mayor estabilidad que la roca encajante, brindando de esta manera mayor seguridad en los trabajos. Cuando sea necesario se colocará entibación apuntalada para evitar complicaciones en el frente de ataque.

Se realizará el ataque de arranque desde las chimeneas laterales para obtener dos frentes independientes de tal manera que se pueda alternar en la extracción, es decir, en un frente se podrá explotar el mineral, mientras que en el otro frente se podrá realizar la explotación de la capa de la roca encajante, al mantener esta secuencia de trabajo se cumplirá con la producción requerida.

### **4.12.3. VENTILACIÓN**

Para la ventilación del bloque, el aire fresco será impulsado por un ventilador axial, este ingresará a través de mangas de ventilación por el Frontón principal de Transporte (G10), posteriormente el aire ingresará a las Chimeneas laterales, ventila el frente y el aire viciado se evacua por la Chimenea central hasta la Galería de Ventilación (G1), a través de esta labor se conduce hasta la superficie.

### **4.12.4. FRANQUEO DE LA CHIMENEA**

#### **4.12.4.1. FORMA Y SECCIÓN DE LA CHIMENEA**

La Chimenea central será franqueada en mineral y en sentido contrario al buzamiento de la veta. Esta última durante las labores de arranque del material se la irá llevando en el costado pendiente para evitar la desestabilización del macizo rocoso.

La forma de la Chimenea será rectangular, con el eje longitudinal en el sentido del rumbo de la veta de tal forma que se aprovechará de una mejor manera las reservas minerales así como también se disminuirá el porcentaje de dilución, la forma rectangular es la más apropiada porque se facilita el franqueo y la fortificación, además se debe considerar que el tiempo de servicio es relativamente corto por lo que resulta factible aplicar esta forma a las chimeneas.

La sección de las chimeneas está en dependencia del ancho de los buzones de trasiego, así como también el espacio para el tránsito del personal.

#### 4.12.4.1.1. ANCHO DE LA CHIMENEA (B)

La Chimenea central que será utilizada para el tránsito del personal también será utilizada para la instalación de la línea de aire comprimido y agua así como para el transporte de equipos y materiales necesarios para la explotación minera.

$$B = B_{BT} + D_{MV}$$

$$B_{BT} = Ac + Dp * Npb + Dt * Npb$$

**Donde:**

$B_{BT}$  = Ancho del buzón de trasiego.

$DMV$  = Diámetro de la manguera de ventilación, 0,60 m

$Ac$  = Ancho del canalón, 1,00 m

$Dp$  = Diámetro de los puntales, 0,40 m

$Npb$  = Número de paredes del buzón, 2

$Dt$  = Diámetro de los tabloncillos, 0,05 m

$$B_{BT} = 1,00 + 0,40 * 2 + 0,05 * 2 = 1,50m$$

$$B = 1,50 + 0,60 = 2,10m$$

#### **4.12.4.1.2. ALTURA DE LA CHIMENEA (H)**

La altura de la chimenea se tomará de  $H = 1,50$  m, debido a que esta dimensión es la altura necesaria para el paso del personal.

#### **4.12.4.1.3. SECCIÓN PROYECTO DE LA CHIMENEA**

$$S_{proy} = B * H$$

$$S_{proy} = 2,10 * 1,50 = 3,15m^2$$

#### **4.12.4.1.4. SECCIÓN DE FRANQUEO DE LA CHIMENEA**

$$S_{franq} = u * S_{proy}$$

**Donde:**

$U$  = Coeficiente de sección excedente en la excavación.

$$S_{franq} = 1,10 * 3,15 = 3,47m^2$$

#### **4.12.4.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

El método de arranque como ya se indico anteriormente será el de perforación y voladura, debido a las características que presenta el macizo rocoso.

El tipo de cuele a utilizar en todas las galerías será él cuele recto de cuatro secciones, debido a que con este método se tiene menor consumo de Sustancia Explosiva porque su acción concentra la capacidad de trabajo del explosivo (genera un mejor trozamiento de la roca en la zona de cuele). Al favorecer la expulsión de la roca en la zona de cuele el trabajo de los barrenos de arranque es menor y se tiene mejor aprovechamiento de las superficies libres, además que se facilita las labores de perforación y voladura debido a que es fácil de realizar este tipo de cuele, garantizando de esta manera la eficiencia de la voladura.

##### **4.12.4.2.1. TIPO DE PERFORADORA**

Los trabajos de perforación en cada una de las labores a franquearse se las realizará con las perforadoras manuales neumáticas que posee la empresa, cuyas características técnicas se detallan en el capítulo V.

- **Diámetro de los barrenos (db)**

$$db = dc + 4mm$$

**Donde:**

dc = Diámetro del cartucho de Sustancia Explosiva.

$$db = 28mm + 4mm = 32mm = 0,32m$$

- **Sección del barreno (Sb)**

$$Sb = \frac{\pi * db^2}{4}$$

$$Sb = \frac{3,14 * (3,20)^2}{4} = 8,04cm^2$$

#### **4.12.4.2.2. TIPO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA**

La cantidad de agua presente en el bloque no representa ningún peligro para la pérdida de la efectividad de la Sustancia Explosiva, por tal razón se utilizará el EXPLOGEL III (con dimensiones de 1 1/8'' x 7'', considerando el diámetros de perforación). Para la elección de la Sustancia Explosiva también se ha considerado sus características tales como: Capacidad

de trabajo, composición químicamente estable, buena transmisión de detonación (por simpatía), baja sensibilidad al choque y fricción por lo que se facilita su manipulación y transporte.

A continuación se detallan las características técnicas del EXPLOGEL III:

PARÁMETROS	UNIDADES DE MEDIDA	ESPECIFICACIONES
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1,31
Volumen de gases	lt/Kg	917
Calor desarrollado	Kcal/kg	1010
Presión de detonación	Kbar	29
Resistencia al agua		Limitado máximo 1 hora
Velocidad de detonación	m/s	2800 (1 1/8 x 7'')

**Tabla N° 16, Características técnicas del Explogel III**

- **Gasto específico de Sustancia Explosiva (q)**

$$q = m' \left( \frac{(0,6 * e * \sqrt{f})}{\sqrt{x}} - 0,05 \sqrt{f * Sfranq} \right)$$

**Donde:**

m' = Coeficiente de influencia del número de caras libres en el frente.

e = Capacidad de trabajo de la amonita # 6 (360 cm<sup>3</sup>), en relación con la Sustancia Explosiva a utilizar (Capacidad de trabajo del Explogel III = 330)

f = Coeficiente de fortaleza de la roca

x = Coeficiente que depende del diámetro de la dinamita

$$e = \frac{360}{330} = 1,09$$

$$x = \frac{dc}{32}$$

$$x = \frac{28}{32} = 0,875$$

$$q = 1 \left( \frac{(0,6 * 1,09 * \sqrt{7})}{\sqrt{0,875}} - 0,05 \sqrt{7 * 3,47} \right) = 1,60 \text{ Kg/m}^3$$

#### 4.12.4.2.3. NÚMERO DE BARRENOS EN EL FRENTE

$$N = 12,7 \frac{q * Sfranq}{\gamma * dc^2 * \delta_{SE}}$$

**Donde:**

$\gamma$  = Grado de llenado de los barrenos, gr/cm<sup>3</sup>

$\delta_{SE}$  = Densidad de la Sustancia Explosiva

$$N = 12.7 \frac{1,60 * 3,47}{0,53 * (2,80)^2 * 1,31} = 12,95 \in 13$$

#### 4.12.4.2.4. DISTRIBUCIÓN DE LOS BARRENOS EN EL FRENTE

Para la distribución de barrenos en el frente se utiliza la siguiente relación:

NC	NA	NCO
1	1	2

##### a. Número de barrenos por grupo (m)

$$m = Nc + Na + Nco$$

$$m = 1 + 1 + 2 = 4$$

- Barrenos de cuele (Nc)

$$Nc = \frac{N * a}{m} = \frac{13 * 1}{4} = 3.25 \in 4$$

- **Barrenos de arranque (Na)**

$$Na = \frac{N * b}{m} = \frac{13 * 1}{4} = 3,25 \in 4$$

- **Barrenos de contorno (Nco)**

$$Nco = \frac{N * c}{m} = \frac{13 * 2}{4} = 6.5 \in 8$$

Se asume cuatro barrenos de cuele y cuatro barrenos de arranque porque se utilizará el cuele recto de cuatro secciones, así como también se consideran ocho barrenos de contorno debido a que es rectangular y la distribución de los barrenos en el piso y techo debe ser igual o uniforme.

**b. Número total de barrenos a perforar**

$$Ntb = Nc + Na + Nco + Nd$$

**Donde:**

Nd = Número de barrenos de desfogue, se perforan 2 barrenos de 32 mm cada uno.

$$Ntb = 4 + 4 + 8 + 2 = 18 \text{barrenos}$$

**c. Número total de barrenos a cargar**

$$N_{tbc} = N_c + N_a + N_{co}$$

$$N_{tbc} = 4 + 4 + 8 = 16 \text{barrenos}$$

**4.12.4.2.5. LONGITUD DE LOS BARRENOS**

$$L_b = (0,40 - 1,20) * B$$

$$L_b = 0,60 * 2,10 = 1,26 \in 1,20m$$

Debido a que en el mercado no se encuentran barrenos de 1,26 m de longitud, se emplearán barrenos de 1,20 m, además al perforar con barrenos de 1,20 m la longitud real de perforación ( $L_p$ ) será 1,12 m, los 0,08 m restantes se los pierde en el retenedor del barreno de la perforadora.

**4.12.4.2.6. GASTO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA EN EL FRENTE**

$$Q = q * S_{frantq} * L_b$$

$$Q = 1,60 \frac{Kg}{m^3} * 3,47m^2 * 1,20m = 6,67Kg$$

**4.12.4.2.7. MASA MEDIA DE CARGA DE SUSTANCIA EXPLOSIVA  
POR BARRENO**

$$qm = \frac{Q}{N}$$

$$qm = \frac{6,67 \text{ Kg}}{16 \text{ barrenos}} = 0,42 \text{ Kg} / \text{barreno}$$

**4.12.4.2.8. MASA DE CARGA EN LOS BARRENOS DE CADA  
GRUPO**

- **Barrenos de cuele**

$$qc = (1,1 - 1,2)qm = 1,1(0,42) = 0,46 \text{ Kg} / \text{barreno}$$

- **Barreno de arranque**

$$qa = qm$$

- **Barreno de contorno**

$$q_{co} = (0,85 - 0,95)q_m = 0,85(0,42) = 0,36 \text{ Kg/barreno}$$

#### 4.12.4.2.9. GRADO REAL DE CARGA DE LOS BARRENOS

##### a. Longitud de los barrenos por grupo

- **Barrenos de cuele**

Como se utilizará el cuele recto la longitud de perforación por cada grupo de barrenos será:

$$L_c = L_p$$

$$L_c = 1,12m$$

- **Barrenos de arranque**

$$L_a = L_p$$

$$L_a = 1,12m$$

- **Barrenos de contorno**

$$Lco = \frac{Lp}{\text{sen}85^\circ}$$

$$Lco = \frac{1,12}{\text{sen}85^\circ} = 1,12m$$

- b. **Número de cartuchos por grupo de barrenos**

$$Ncx = \frac{qx}{qcart}$$

**Donde:**

$Ncx$  = Número de cartuchos en cada uno de los barrenos por grupo

$qx$  = Gasto específico de Sustancia Explosiva por grupo de barrenos

$qcart$  = Masa de cada uno de los cartuchos de Sustancia Explosiva

- **Barrenos de cuele**

$$Ncc = \frac{0,46}{0,15} = 3,07 \in 3$$

- **Barrenos de arranque**

$$Nca = \frac{0,42}{0,15} = 2,08 \in 3$$

- **Barrenos de contorno**

$$Ncco = \frac{0,36}{0,15} = 2,4 \in 2,5$$

- c. **Longitud de carga de cada uno de los barrenos por grupo**

$$Lcx = \frac{qx}{Sb * \delta_{SE}}$$

- **Barrenos de cuele**

$$Lcc = \frac{0,46}{0,804 * 1,31} = 0,44m$$

- **Barrenos de arranque**

$$Lca = \frac{0,42}{0,804 * 1,31} = 0,40m$$

- **Barrenos de contorno**

$$Lcco = \frac{0,36}{0,804 * 1,31} = 0,34m$$

- d. Coeficiente real de llenado de los barrenos por grupo**

$$\gamma_x = \frac{L * Ncx}{Lx}$$

**Donde:**

L = Longitud del cartucho

Lx = Longitud del barreno por grupo

- **Barrenos de cuele**

$$\gamma_c = \frac{0,18 * 3}{1,12} = 0,48$$

- **Barrenos de arranque**

$$\gamma_a = \frac{0,18 * 3}{1,12} = 0,48$$

- **Barrenos de contorno**

$$\gamma_{co} = \frac{0,18 * 2,5}{1,12} = 0,40$$

**e. Longitud de carga de fondo**

La longitud de carga de fondo será igual a la longitud de un cartucho de Sustancia Explosiva para cada uno de los barrenos del frente.

$$L_{cf} = 0,18m$$

**f. Longitud de retacado de los barrenos por grupo**

- **Barrenos de cuele**

$$L_{rc} = L_c - L_{cc}$$

$$Lrc = 1,12 - 0,44 = 0,68m$$

- **Barrenos de arranque**

$$Lra = La - Lca$$

$$Lra = 1,12 - 0,40 = 0,72m$$

- **Barrenos de contorno**

$$Lrco = Lco - Lcco$$

$$Lrco = 1,12 - 0,34 = 0,78m$$

#### **4.12.4.2.10. DISTANCIA MEDIA ENTRE LOS BARRENOS DE CONTORNO**

$$dm = \frac{Pe}{Nco}$$

**Donde:**

Pe = Perímetro de la excavación

$$Pe = 2 * B + 2 * H$$

$$Pe = 2 * 2,10 + 2 * 1,50 = 7,20m$$

$$dm = \frac{7,20}{8} = 0,90m$$

**a. Número de barrenos de contorno por el piso (Ncop)**

$$Ncop = \frac{B - 2x'}{dm}$$

$$Ncop = \frac{2,10 - 2(0,20)}{0,90} + 1 = 2,88 \in 3$$

**b. Distancia entre los barrenos de contorno por el piso (dcop)**

$$dcop = \frac{B - 2x'}{Ncop - 1}$$

$$dcop = \frac{2,10 - 2(0,20)}{3 - 1} = 0,85m$$

**c. Número de barrenos de contorno por los lados (Ncol)**

$$N_{col} = \frac{H - 2x'}{dm}$$

$$N_{col} = \frac{1,50 - 2(0,20)}{0,90} = 1,22 \in 1$$

**d. Distancia entre los barrenos de contorno por los lados (dcol)**

Al barreno de contorno por los lados se lo perfora en la parte central de los lados, es decir a 0,75 m con respecto al piso o al techo.

**e. Número de barrenos de contorno por el techo.**

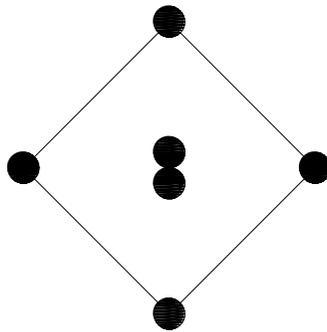
$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} - 2N_{col}$$

$$N_{cot} = 8 - 3 - 2 * 1 = 3$$

**f. Distancia entre los barrenos de contorno por el techo (dcot)**

$$d_{cot} = d_{cop}$$

#### 4.12.4.2.11. ESQUEMA DE UBICACIÓN DEL CUELE



a. Distancia de los barrenos de cuele ( $a$ )

$$a = 1.5(d_2)$$

**Donde:**

$d_2$  = Diámetro del barreno de desfogue (sin carga), generalmente es 2 veces el diámetro de perforación o se perfora 2 barrenos de igual diámetro, 6,40 cm

$$a = 1,5 (6,40) = 9,60 \text{ cm}$$

**b. Espaciamiento entre los barrenos de cuele**

$$W1 = a * \sqrt{2}$$

$$W1 = 9,60 * \sqrt{2} = 13,58cm$$

**4.12.4.2.12. ÍNDICES TÉCNICO – ECONÓMICOS**

**a. Gasto real de Sustancia Explosiva (Qr)**

$$Qr = qc * Nc + qa * Na + qco * Nco$$

$$Qr = 0,46 * 4 + 0,42 * 4 + 0,36 * 8 = 6,40kg$$

**b. Longitud de avance (Lav)**

$$Lav = K * Lp$$

**Donde:**

K = Coeficiente de utilización de los barrenos (0,80 – 1,00).

$$Lav = 1 * 1,12 = 1,12$$

**c. Volumen de macizo arrancado**

$$Va = Sfranq * Lav$$

$$Va = 3,47m^2 * 1,12m = 3,90m^3$$

**d. Total de metros perforados (Lpt)**

$$Lpt = Lc * Nc + La * Na + Lco * Nco + Lp * Nd$$

$$Lpt = 1,12 * 4 + 1,12 * 4 + 1,12 * 8 + 1,12 * 2 = 20,16m$$

**e. Metros de perforación por metro de avance (Lpt')**

$$Lpt' = \frac{Lpt}{Lav}$$

$$Lpt' = \frac{20,16}{1,12} = 18,00m$$

**f. Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar (Lpt'')**

$$Lpt'' = \frac{Lpt}{Va}$$

$$L_{pt}'' = \frac{20,16}{3,90} = 5,17 \text{ m/m}^3$$

**g. Gasto de Sustancia Explosiva por metro de avance (GI)**

$$GI = \frac{Qr}{Lav}$$

$$GI = \frac{6,40 \text{ kg}}{1,12 \text{ m}} = 5,71 \text{ kg/m}$$

**h. Gasto de Sustancia Explosiva por metro cúbico de roca a arrancar (Gu)**

$$Gu = \frac{Qr}{Va}$$

$$Gu = \frac{6,40}{3,90} = 1,64 \text{ Kg/m}^3$$

**4.12.4.2.13. MÉTODO DE VOLADURA**

En cada uno de los frentes a franquearse, el encendido o detonación de las cargas se utilizará el método de fuego, el mismo que está constituido por un fulminante común # 8

que se encuentra engargolado en un extremo de la mecha de seguridad, cuya longitud está en dependencia de la longitud de los barrenos a volar (1,20 m). Un conector se presenta engargolado en el otro extremo de la mecha de seguridad; éste conector presenta una corte paralelo a la base, donde se inserta el cordón de ignición permitiendo una mayor área de contacto con la carga pirotécnica que se encuentra en el interior del conector.

Al momento de encender el cordón de ignición, la chispa activa la carga pirotécnica de la cápsula de ignición la cual se propaga a través de la mecha de seguridad hasta provocar la detonación del fulminante y por consiguiente se produce la detonación de la carga de Sustancia Explosiva.

El cebado de las cargas se lo realiza insertando el fulminante que se encuentra engargolado en un extremo de la mecha de seguridad a un cartucho de EXPLOGEL III que servirá como cebo para activar eficientemente la columna explosiva. Se coloca el cebo en el fondo del barreno teniendo en cuenta que el extremo libre del fulminante debe estar siempre dirigido hacia la columna explosiva, luego se realiza la carga de columna y retacado. Al otro extremo de la mecha de seguridad donde se encuentra engargolado el conector, se inserta el cordón de ignición en la ranura correspondiente y se ajusta.

La conexión o amarre de los conectores se la inicia en los barrenos de cuele, luego se conecta los barrenos de arranque y finalmente los de contorno (**referirse al pasaporte**

**de perforación y voladura, Fig 7);** se sigue este orden de encendido para garantizar una formación adecuada de las caras libres en la voladura a efectuar.

**a. Tiempo de seguridad (Ts)**

$$L_{ML} = \frac{Ls}{vh}$$

**Donde:**

Ls = Distancia al sitio de seguridad, 100 m.

Vh = Velocidad que camina un hombre, 0,80 m/seg

$$L_{ML} = \frac{100}{0.80m / seg} = 125seg$$

**b. Longitud de la mecha de seguridad (L<sub>MS</sub>)**

$$L_{MS} = (Lp + La + Lu) * Ntbc$$

**Donde:**

Lp = Longitud de perforación, 1,12 m

La = Longitud de amarre, 0,10 m

Lu = Longitud de unión, 0,40 m

Ntbc = Número total de barrenos cargados

$$L_{MS} = (1,12 + 0,10 + 0,40) * 16 = 25,92m$$

**c. Número de fulminantes (Nf)**

$$Nf = Ntbc$$

$$Nf = 16 \text{ Fulminantes}$$

**d. Números de conectores (Nc)**

$$Nc = Nf$$

$$N = 16 \text{ Conectores}$$

**e. Longitud de la mecha de ignición ( $L_{MI}$ )**

$$L_{MI} = \pm 8m$$

Se toma una longitud de 8 m de mecha de ignición considerando forma de unión de los conectores, la sección de la chimenea, número de barrenos y su disposición en el frente.

## f. Accesorios para voladura

### 1. Mecha de seguridad

#### Forma de presentación

PRODUCTO	COLOR	N° METROS POR ROLLO	PESO POR ROLLO (kg)	PESO BRUTO POR CAJA (KG)	REVESTIMIENTO ESTERNO	CONTENIDO POR CAJA
Mecha de Seguridad	Negro	500±8	8.5±0.5	18±0.5	Polietileno	100m±16m 2 rollos

#### Características técnicas

PARÁMETROS	UNIDAD DE MEDIDA	ESPECIFICACIONES
Peso por metro lineal	g/m	18.8±0.2
Peso de pólvora negra por m	g/m	5.5±0.5
Tiempo de combustión a.n.m.	s	165±10
Alcance mínimo de la chispa	mm	50 minimo
Diámetro externo	mm	4.70±0.10
Resistencia a la tracción	Kg	35 durante 10 minutos
Resistencia al agua		Excelente

## 2. Cordón de ignición

### Forma de presentación

PRODUCTO	UNIDAD	TIPO DE EMBALAJE	CONTENIDO DEL EMBALAJE	CAPACIDAD DEL EMBALAJE	PESO NETO (kG)	PESO BRUTO (kG±)	DIMENSIONES EXTERIORES (CM)
Mecha Rápida	m	Cartón	100cr x 30	3000	21	21.68	34x29x33.5 0

### Características técnicas

PRODUCTO	TIEMPO PROMEDIO DE COMBUSTIÓN	DIÁMETRO EXTERNO PROMEDIO	PESO PROMEDIO	COBERTURA
Mecha rápida	26 s/m	1.90	6.50	plástico

## 3. Fulminante

### Forma de presentación

PRODUCTO	UNIDAD	TIPO DE EMBALAJE	CONTENIDO DEL EMBALAJE	CAPACIDAD DEL EMBALAJE	PESO NETO (kG)	PESO BRUTO (kG±)	DIMENSIONES EXTERIORES (CM)
Fulminante Común # 8	Pza	cartón	100cj x 100	10000	14.20	16.70	34x31.5x26

### Características Técnicas

<b>PARÁMETROS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Longitud	45 mm
Diámetro externo	6.20 mm
Resistencia a la humedad	24 horas
Sensibilidad a la chispa	4 mm de separación (máximo) a la mecha de seguridad

#### **4. Cápsula de ignición**

##### Forma de presentación

<b>PRODUCTO</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>TIPO DE EMBALAJE</b>	<b>CONTENIDO DEL EMBALAJE</b>	<b>CAPACIDAD DEL EMBALAJE</b>	<b>PESO NETO (kg)</b>	<b>PESO BRUTO (kg±)</b>	<b>DIMENSIONES EXTERIORES (CM)</b>
Cápsula de ignición (conector)	Pza	cartón	50cj x 100	5000	5	5.90	34x16.5x26

### Características Técnicas

<b>PARÁMETROS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Temperatura de funcionamiento	10° a +60°C
Potencia	Equivalente # 6
Longitud	109 mm
Diámetro externo	21 mm
Impermeabilidad	14 lb/pul <sup>2</sup> en 24 horas
Revestimiento externo	Polietileno

#### **4.12.4.2.14.**

#### **PASAPORTE DE PERFORACIÓN Y**

#### **VOLADURA**

**Referirse a la figura N° 7.**

#### **4.12.4.3.**

#### **CONTROL DE LA PRESIÓN DE LAS ROCAS**

Los macizos rocosos en su estado natural presentan un estado tensional en equilibrio, al franquear galerías mineras este equilibrio se rompe, por consiguiente estas fuerzas tienden a distribuirse y redistribuirse para encontrar un nuevo equilibrio, presentándose un nuevo estado tensional alrededor de las rocas que rodean la excavación denominada de presión minera.

La magnitud de las presiones mineras depende de varios factores tales como:

- a) Forma y dimensión de la excavación
- b) Forma y dirección de las estructuras
- c) Dirección de la excavación respecto a la dirección de las estructuras
- d) Propiedades físico-mecánicas de las rocas
- e) Profundidad de la excavación
- f) Existencia de otras excavaciones aledañas
- g) Tipo de fortificación empleada

h) Tiempo de servicio de la excavación

#### 4.12.4.3.1. PRESIÓN POR EL TECHO

$$Pt = B * b * \gamma$$

$$b = \frac{a_1}{f} = \frac{a + H * ctg \frac{90 + \varphi'}{2}}{f}$$

**Donde:**

$B$  = Ancho del a excavación

$b$  = Altura del a bóveda de equilibrio natural

$\gamma$  = Peso volumétrico del a roca,  $\text{Kg/m}^3$

$a_1$  = Semiancho del a bóveda de equilibrio

$a$  = Semiancho del a excavación

$f$  = Fortaleza de la roca

$H$  = Altura del a excavación

$\varphi$  = Angulo de fricción internad de la roca

$$b = \frac{1.05 + 1.50 * ctg \frac{90 + 82^\circ 11'}{2}}{7.30} = 0.16m$$

$$Pt = 2.10 * 0.16 * 2400 = 806.40 \text{ Kg/m}$$

a) **Presión por el techo por unidad de área**

$$Pa = \frac{Pt}{B}$$

$$Pa = \frac{806.40}{2.10} = 384.00 \text{ Kg/m}$$

#### 4.12.4.3.2. PRESIÓN LATERAL

$$Pl = \frac{q_1 + q_2}{2} * H$$

a) **Carga de la presión lateral a nivel del techo de la excavación**

$$q_1 = \gamma * b * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$q_1 = 2400 * 0.16 * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 1.78 \text{ Kg/m}^2$$

b) **Carga de la presión lateral a nivel del piso de la excavación**

$$q_2 = \gamma * (b + H) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$q_2 = 2400 * (0.16 + 1.50) * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 18.51 \text{ Kg/m}^2$$

**c) Punto de aplicación de la presión**

$$y = \frac{H}{3} * \frac{3b + H}{2b + H}$$

$$y = \frac{1.50}{3} * \frac{3 * 0.16 + 1.50}{2 * 0.16 + 1.50} = 0.54m$$

La presión lateral es:

$$Pl = \frac{1.78 + 18.51}{2} * 1.50 = 15.21 \text{ Kg/m}$$

**4.12.4.3.3. PRESIÓN POR EL PISO**

**a) Cargas sobre el prisma de deslizamiento**

$$H_p = b + H$$

$$H_p = 0.16 + 1.50 = 1.66m$$

**b) Profundidad a la cual se extiende el movimiento de las rocas por el piso**

$$X_0 = \frac{H_p * tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}$$

$$X_0 = \frac{1.66 * tg^4 * \frac{90 - 82^{\circ}11'}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - 82^{\circ}12'}{2}} = 3.59 \times 10^{-5} m$$

**c) Parte ancha de la excavación que se opone a la presión activa**

$$X_0 * ctg \frac{90 - \varphi}{2} < a$$

$$a = \frac{B}{2}$$

$$a = \frac{2.10}{2} 1.05m$$

$$3.59 \times 10^{-5} * ctg \frac{90 - 82^{\circ}12'}{2} < 1.05m$$

$$5.27 \times 10^{-4} < 1.05m$$

Por lo tanto la presión se presenta principalmente en las esquinas de la excavación

**d) Magnitud de la presión activa**

$$D_{act} = \frac{\gamma * X_0}{2} * (2H_p + H_0) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$D_{act} = \frac{2400 * 3.59 \times 10^{-5}}{2} * (2 * 1.66 + 3.59 \times 10^{-5}) * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 6.65 \times 10^{-4} \text{ Kg/m}$$

**e) Magnitud de la presión pasiva**

$$D_{pas} = \gamma * X_0 * tg^2 \frac{90 + \varphi}{2}$$

$$D_{pas} = 2400 * (3.59 \times 10^{-5})^2 * tg^2 \frac{90 + 82^\circ 11'}{2} = 6.66 \times 10^{-4} \text{ Kg/m}$$

**f) Diferencia entre presiones actuantes**

$$D_0 = D_{act} - D_{pas}$$

$$D_0 = 6.65 \times 10^{-4} - 6.66 \times 10^{-4} = 0.01 \times 10^{-4} \text{ Kg/m}$$

**g) Magnitud de la presión minera por el piso**

$$P_p = \frac{D_0 * \text{sen} \frac{90 - \varphi}{2}}{\cos \varphi}$$

$$P_p = \frac{0.01 \times 10^{-4} * \text{sen} \frac{90 - 82^\circ 11'}{2}}{\cos 82^\circ 11'} = 0.50 \times 10^{-6} \text{ Kg/m}$$

**h) Ángulo de presión con respecto al piso**

$$\beta = \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$\beta = \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 3^\circ 54'$$

#### 4.12.4.3.4. CÁLCULO PARA DETERMINAR SI ES NECESARIO FORTIFICAR

Por la fórmula americana:

$$\frac{Rc}{5} \geq \gamma * H_e$$

**Donde:**

Rc = Resistencia a la compresión de la roca, Kg/cm<sup>2</sup>

$\gamma$  = Peso volumétrico de la roca, Kg/cm<sup>3</sup>

He = Profundidad a la que se encuentra la excavación

$$\frac{730}{5} \geq 2.40x * 5500$$

$$146.00 \text{ Kg/cm}^2 \geq 13.20 \text{ Kg/cm}^2$$

3. De acuerdo al resultado obtenido, indica que no es necesario fortificar, pero no obstante en caso de presentarse zonas inestables en el macizo rocoso, serán controlados, por que los cuadros continuos que se colocarán para la formación de los

buzones de trasiego ayudarán al sostenimiento de la roca encajante.

La fortificación de los buzones de trasiego se la realizará con cuadros de madera de 15cm x 15cm y las paredes laterales serán revestidas con tablones (de 5 cm de espesor por 20 cm de ancho y 3 m de longitud) para el sostenimiento del relleno.

Es necesario indicar que en la caracterización de macizo se determinó que es necesario fortificar para una sección de 2.40 x 2.40 m, en el caso de las chimeneas no se requiere fortificar por que se trata de secciones inferiores, por lo tanto están expuestas a menores presiones lo que determina su mayor estabilidad.

#### **4.12.4.4. VENTILACIÓN**

##### **4.12.4.4.1. CAUDAL NECESARIO DE AIRE**

El cálculo de la cantidad de aire necesaria para la ventilación se la realiza basándose en varios factores, tales como:

- a) Gasto de Sustancia Explosiva
- b) Extracción mineral de la mina
- c) Cantidad de polvo
- d) Cantidad de personas que se encuentran en el sector de trabajo.

**a) Cantidad de aire de acuerdo al gasto e sustancia explosiva**

$$Q_{SE} = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

**Donde:**

A = Cantidad de sustancia explosiva detonada simultáneamente, A = Qr = 6.40 kg

b = Cantidad convencional de gas carbónico, que se desprende en la voladura por 1 kg de sustancia explosiva, 0.04 m<sup>3</sup>

**c = Grado indispensable de la dilución de los productos de la voladura, por volumen 0.008%**

**t = Tiempo de ventilación después de la voladura, 45-60 min.**

K = Coeficiente de reserva de aire, 1.45

$$Q_{SE} = \frac{6.40 * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{60}}{60} = 1.29 \text{ m}^3/\text{seg}$$

**b) Cantidad de aire de acuerdo a la extracción mineral de la mina**

$$Q_{ex} = \frac{qd * Ad * Ks}{60}$$

**Donde:**

qd = Norma de aire por tonelada de extracción media diaria en correspondencia de la mina,

m<sup>3</sup>/min, (ver anexo tabla N° 17).

Ad = Extracción diaria del sector, ton

**Ks = Coeficiente subterráneo de la mina, basándose en la categoría de la mina, categoría I = 1, categoría II = 1.1 y categoría III = 1.3**

DESPRENDIMIENTO DE GAS CARBÓNICO POR TONELADA DE EXTRACCIÓN MEDIA DIARIA	CANTIDAD DE AIRE INDISPENSABLE POR CADA TONELADA DE EXTRACCIÓN DIARIA (m <sup>3</sup> /min)
Hasta 5	1.00
5 - 10	1.25
10 - 15	1.50
Mas de 15	1.75

**Tabla N° 17, Norma de aire por tonelada de extracción**

$$Q_{ex} = \frac{1.5 * 11 * 1}{60} = 0.28 \frac{m^3}{seg}$$

**c) Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de polvo**

$$Q_p = v * S_{franq}$$

**Donde:**

v = Velocidad mínima de la corriente de aire para extraer el polvo, 0.30 m/seg.

$$Q_p = 0.30 * 3.47 = 1.04 \frac{m^3}{seg}$$

**d) Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas**

$$Qm = \frac{q * n * k}{60}$$

**Donde:**

q = Norma de aire para una persona, según las normas de seguridad, 6 m<sup>3</sup>/min

n = Cantidad máxima de personas en el frente

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
Perforador	1
3.3 Ayudante de perforador	1
Transporte	2
Capataz	1
Ingeniero	1
<b>Total</b>	<b>6</b>

$$Qm = \frac{6 * 6 * 1.45}{60} = 0.87 \text{ m}^3/\text{seg}$$

e) **Cantidad de aire por la velocidad mínima**

$$Q = V * Sfranq$$

**Donde:**

V = Velocidad mínima de aire establecida por las normas de seguridad, 0.15 m/seg

$$Q = 0.15 * 3.47 = 0.52 \text{ m}^3/\text{seg}$$

**f) Cantidad real de aire necesaria para la ventilación**

$$Q_{ra} = p * Q_{max}$$

**Donde:**

p = Coeficiente de pérdida de aire de acuerdo a la longitud de la manga de ventilación,  
1.05-1.60

Q<sub>max</sub> = Cantidad máxima de aire.

$$Q_{max} = Q_{SE}$$

$$Q_{ra} = 1.33 * 1.29 = 1.72 \text{ m}^3/\text{seg}$$

**4.12.4.4.2. DISTANCIA DEL EXTREMO DE LA MANGA AL  
FRENTE**

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{S_{franq}}$$

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{3.47} = 5.60m$$

#### 4.12.4.4.3. DIÁMETRO DE LA MANGA DE VENTILACIÓN

$$d = (0.25 - 0.35) * \sqrt{Qra}$$

$$d = (0.30) * \sqrt{1.72} = 0.39m$$

#### 4.12.4.4.4. RESISTENCIA DE LA MANGA QUE TIENE QUE VENCER EL VENTILADOR

$$R = \frac{6.5 * \alpha * L}{d^5}$$

**Donde:**

$\alpha$  = Coeficiente aerodinámico de resistencia en la manga de ventilación, 0.00036

L = Longitud de la manga de ventilación, 85.31 m

$$R = \frac{6.5 * 0.00036 * 85.31}{(0.39)^5} = 22.13K\mu$$

#### 4.12.4.4.5. ELECCIÓN DEL VENTILADOR

a) Rendimiento del ventilador ( $Q_v$ )

$$Q_v = Qra$$

$$Qv = 1.72 \text{ m}^3/\text{seg}$$

**b) Depresión estática del ventilador (he)**

$$he = p * R * Q \text{ max}^2$$

$$he = 1.33 * 64.84 * (1.29)^2 = 143.51 \text{ mm.col.agua}$$

**c) Depresión dinámica del ventilador (hd)**

$$hd = \frac{Vm^2 * \gamma.a}{2g}$$

$$Vm = \frac{p * Qra}{St}$$

**Donde:**

Vm = Velocidad media de la corriente de aire al salir de la manga, m/seg<sup>2</sup>

$\gamma a$  = Peso específico del aire, 1.20 Kg/m<sup>3</sup>

g = Aceleración de la gravedad, 9.81 m/seg<sup>2</sup>

St = Área interior de la manga de ventilación

$$St = \frac{\pi * d^2}{4}$$

$$St = \frac{3.14 * (0.39)^2}{4} = 0.12m^2$$

$$Vm = \frac{1.33 * 1.72}{0.12} = 198.06m / seg$$

$$hd = \frac{(19.06)^2 * 1.20}{2 * 9.81} = 22.22mm.col.agua$$

**d) Depresión total del ventilador (hv)**

$$hv = he + hd$$

$$hv = 143.51 + 22.22 = 165.73mm.col.agua$$

**e) Potencia del ventilador (W)**

$$W = \frac{1.05 * Qra * hv}{102\eta}$$

**Donde:**

$\eta$  = Coeficiente de rendimiento del motor eléctrico, 0.60-0.70

$$W = \frac{1.05 * 1.72 * 165.73}{102 * 0.65} = 4.51 Kw$$

#### 4.12.4.4.6. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE VENTILACIÓN

a) Método de Ventilación por Inyección

$$Q_{iny} = \frac{\frac{21.40}{t} \sqrt{Q_r * S_{franq} * L}}{60}$$

$$Q_{iny} = \frac{\frac{21.40}{60} \sqrt{6.40 * 3.47 * 85.31}}{60} = 0.26 m^3 / seg$$

b) Método de Ventilación por Absorción

$$Q_{iny} = \frac{\frac{6}{t} \sqrt{Q_r * S_{franq} * (75 + Q_r)}}{60}$$

$$Q_{iny} = \frac{\frac{6}{60} \sqrt{6.40 * 3.47 * (75 + 6.40)}}{60} = 0.07 m^3 / seg$$

Se debe cumplir la relación:

$$\frac{Q_{\max}}{S_{\text{franq}}} \geq V$$

$$\frac{1.29 \text{ m}^3/\text{seg}}{3.47 \text{ m}^2} \geq 0.15 \text{ m}/\text{seg}$$

$$0.37 \text{ m}/\text{seg} \geq 0.15 \text{ m}/\text{seg}$$

### c) **Ventajas y Desventajas del Método de Ventilación por Inyección**

#### **Ventajas**

- Se emplea una sola instalación de ventilación.
- No se necesita un nivel general de ventilación.
- Gran estabilidad en el trabajo del ventilador principal (no hay cambios de presión).
- Fácil regulación de la distribución del gasto de aire.
- La presencia de un solo ventilador permite controlar su trabajo.
- Se asegura el paso de aire puro a través de la manga.
- No existe absorción de aire desde las rocas hundidas.

### **3.3.1 Desventajas**

- Necesidad de instalar ventiladores principales patentes.
- Al parar la ventilación se acumulan los gases.

### **d) Ventajas y Desventajas del Método de Ventilación por Absorción**

#### **Ventajas**

- En minas con gases permite controlar el contenido de metano en la corriente de aire viciado y no se expone al sistema de ventilación a posibles explosiones.
- Cuando no funciona el ventilador el aire ingresa desde la superficie a las galerías debido a la diferencia de presiones, por lo tanto la presión de las galerías aumenta y el llenado de gases es lento.
- Se puede emplear uno o varios ventiladores de poca potencia.

### **3.3.2 Desventajas**

- Contaminación de aire en el momento de recorrer las galerías.
- No se emplea en yacimientos con tendencia al auto incendio y a profundidades mayores 150-200 m

Analizando las ventajas y desventajas que presenta cada método, así como también tomando en consideración que en el sector de estudio se encuentra franqueada una galería de ventilación que se encuentra conectada con las demás labores por donde se puede evacuar los gases producto de las actividades mineras, **se establece que la mejor variante para la ventilación es la de inyección de aire fresco.**

#### **4.12.4.5. SANEAMIENTO, CARGA Y TRANSPORTE**

##### **1. SANEAMIENTO**

Después de la ventilación del frente se procede a verificar la efectividad de la voladura, para ello se comprueba si existen tiros sin detonar, en caso de existir se procede a liquidarlos con agua a presión por parte de personal calificado, luego se riega las paredes, techo y el frontón para descubrir los pedazos de rocas sueltas que posteriormente se desprenden con la ayuda de una barretilla, el tiempo de saneamiento se lo estima en 15 minutos.

##### **2. ACARREO**

No es necesario realizar el acarreo del material volado, debido a que la chimenea será franqueada siguiendo el ángulo de buzamiento de la veta que es de 48°, por lo tanto el material caerá directamente en los vagones.

### **3. CARGA**

Los trabajos de carga de material volado hacia los vagones se los realiza directamente desde la chimenea, esto es posible debido a que a medida que se avance con el franqueo de la chimenea su inclinación permite que por gravedad el material se cargue directamente a los vagones.

### **4. TRANSPORTE**

El transporte del material se lo realizará en vagones de 0.51 m<sup>3</sup> de capacidad, el transporte se lo divide en dos etapas.

- a) Se llena los vagones desde las chimeneas, posteriormente los vagones con mineral serán empujados por los mineros hasta la canchamina, la distancia de transporte es de 120 m a la canchamina y de 115 m hasta la escombrera
  
- b) La Mena es ensaquillado (bultos de  $\pm 45$  Kg), para transportarlo con un Canguro de doble tracción hasta el depósito en la planta de Tratamiento y Beneficio ubicado a 3 Km de la Mina.

## **5. FORTIFICACIÓN**

Los resultados obtenidos en la Caracterización de Macizos Rocosos, indican que es necesario fortificar las labores mineras.

La fortificación se lo realiza empleando puntales de madera con diámetro de 15 cm, esto se ubica formando cuadros continuos con intervalos de 1 m, para controlar el materia de relleno se colocara tablonces (los tablonces tienen un espesor de 5 cm, ancho 20 cm, y largo 3 m) en los costados de la chimenea.

### **4.12.4.6. PLANIFICACIÓN DE PERFORACIÓN Y ORGANIZACIÓN DE LOS TRABAJOS EN LA CHIMENEA.**

#### **4.12.4.6.1. TIEMPO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Los tiempos empleados en la perforación y voladura se obtuvieron con mediciones en el sitio de trabajo.

##### **1. Tiempo de perforación**

$$T_{perf} = \frac{(Tp + ti + tcp) * Ntb * Lp}{60}$$

**Donde:**

$T_p$  = Tiempo puro de perforación, 2.03 min/m

$t_i$  = Tiempo de inicio de la perforación, 0.50 min

$t_{cp}$  = Tiempo de cambio de la perforadora, 0.60 min

$N_{tb}$  = Número total de barrenos

$L_p$  = Longitud de perforación

$$T_{perf} = \frac{(2.03 + 0.50 + 0.60) * 18 * 1.12}{60} = 1.05h$$

**2. Tiempo de cebado**

$$T_{ceb} = \frac{t_{ceb} * N_{tbc}}{60}$$

**Donde:**

$t_{ceb}$  = Tiempo necesario para realizar 1 cebo, 1min

$N_{tb}$  = Número total de barrenos cargados

$$T_{ceb} = \frac{1 * 16}{60} = 0.27h$$

**3. Tiempo de carga de los barrenos**

$$T_{cb} = \frac{T_c * N_{tbc}}{60}$$

**Donde:**

Tc = Tiempo de carga por barrenos, 2.00 min

$$T_{cb} = \frac{2.00 * 16}{60} = 0.53h$$

**4. Tiempo de amarre y encendido**

$$T_{ae} = 0.17h$$

**5. Tiempo total de perforación y voladura**

$$T_{tpv} = T_{perf} + T_{ceb} + tcb + T_{ae}$$

$$T_{tpv} = 1.05 + 0.27 + 0.53 + 0.17 = 2.02h$$

**4.12.4.6.2. TIEMPO DE VENTILACIÓN**

La ventilación tiene un objetivo esencial que es el de mantener en las galerías condiciones atmosféricas, garantizando un permanente aporte de aire fresco a las labores subterráneas, evacuar el aire viciado de las minas y evacuar el polvo producto de la perforación, voladura, carga – transporte.

Los tiempos destinados a proveer la ventilación no deben exceder a los siguientes límites:

- a) Con mangas de ventilación  $T_v = 0.5 - 0.8$  horas
- b) Con tubería de eliminación del aire a presión  $T_v = 0.4-0.7$  horas

Se emplearán mangas de ventilación

$$T_v = 0.65$$

#### **4.12.4.6.3. TIEMPO DE SANEAMIENTO**

$$T_s = 0.25h$$

#### **4.12.4.6.4. TIEMPO DE ACARREO CARGA Y TRANSPORTE**

##### **1. Tiempo de acarreo**

No es necesario realizar el acarreo del material volado, debido a que la chimenea será franqueada siguiendo el ángulo de buzamiento de la veta que es de  $48^\circ$ , por lo tanto el material caerá directamente en los vagones.

## 2. Tiempo de carga

La carga de material volado se la realiza directamente desde la chimenea hasta los vagones, por lo tanto no se utilizará ningún tipo de maquinaria

$$Tc = \frac{Nv * (tcv + t'c)}{60}$$

$$Nv = \frac{Va * Ke}{Vv * Kllv}$$

### Donde:

tcv = Tiempo de carga de un vagón desde la escotilla, 2 min

t'c = Tiempo de cambio de un vagón, 0.50 min

Nv = Número de vagones cargados por voladura

Va = Volumen de roca arrancada por voladura en el frente, m<sup>3</sup>

Ke = Coeficiente de esponjamiento de la roca, 1.80

Vv = Capacidad geométrica del vagón, 0.51 m<sup>3</sup>

Kllv = Coeficiente del llenado del vagón, 0.80

$$Nv = \frac{3.90 * 1.80}{0.51 * 0.80} = 17.20 \in 17$$

$$T_c = \frac{17 * (2 + 0.50)}{60} = 0.70h$$

### 3. Tiempo de transporte

El transporte de material se lo realiza a una distancia de 110 m desde el frente hasta la superficie, toma un tiempo de 0,07 horas por vagón.

$$T_{tv} = \frac{D_a * 2}{v_{hm}}$$

**Donde:**

$T_{tv}$  = Tiempo de transporte

$D_a$  = Distancia de acarreo (Km)

$v_{hm}$  = Velocidad a la que camina un hombre (Km/h)

$$T_{tv} = \frac{0.11 * 2}{3} 0.07h$$

### 4. Tiempo total de transporte

$$T_T = T_{tv} * N_v$$

$$T_T = 0.07 * 17 = 1.19h$$

## 5. Tiempo total de carga y transporte

$$T_{CT} = \frac{T_c}{N_v} + T_T$$

$$T_{CT} = \frac{0.70}{17} + 1.19 = 1.23h$$

### 4.12.4.6.5. TIEMPO DE FORTIFICACIÓN

La fortificación de 1.12 m de Chimenea se la realiza en 3.15 horas por parte de una brigada de 2 personas (enmaderadores). Los trabajos de fortificación de la chimenea se realizan simultáneamente a otros trabajos por lo que para fines de cálculo se considera 1.52 horas.

$$T_f = N_p * T_{ap}$$

**Donde:**

$N_p$  = Número de puntales

$T_{ap}$  = Tiempo necesario para colocar un puntal, 1,50h

$$T_f = 3 * 1,05 = 3.15h$$

#### 4.12.4.6.6. TIEMPO DE OPERACIONES AUXILIARES

Como operaciones auxiliares se considera la instalación de mangas de ventilación, iluminación, tubería de agua y aire comprimido.

$$T_{aux} = 0.75h$$

$$T_{BT} = 5h$$

#### 4.12.4.6.7. TIEMPO TOTAL DEL TURNO

$$Tt_T = Ttpv + Ts + Tcr + T_{aux} + T_{BT}$$

$$Tt_T = 2.02 + 0.25 + 0.46 + 0.75 + 4.52 = 8.00h$$

- **Tiempo de franqueo de la chimenea**

$$T_{franq} = \frac{Lch}{V_{franq} * Td}$$

$$Lch = \frac{H_{bloq}}{\text{sen } \alpha}$$

**Donde:**

Lch = Longitud de la chimenea

$H_{bloq}$  = Altura del bloque

$V_{franq}$  = Velocidad de franqueo, igual a la longitud de avance, 1.12 m

Td = Número de ciclos de trabajo, 1

$$Lch = \frac{21.98}{\text{sen}48^\circ} = 29.58m$$

$$T_{franq} = \frac{29.58}{1.12 * 1} = 26.41 \in 27 \text{días}$$

**4.12.4.6.8. GASTO DE FUERZA DE TRABAJO EN UN CICLO DE**

**LABORES**

<b>4. ACTIVIDAD</b>	<b>Nº HOMBRES-TURNO</b>
Perforación	2
Carga y transporte	4
Operaciones auxiliares	2
Fortificación	2
<b>Total</b>	<b>10</b>

**a) Rendimiento del trabajador**

- **Rendimiento del perforista en el frente**

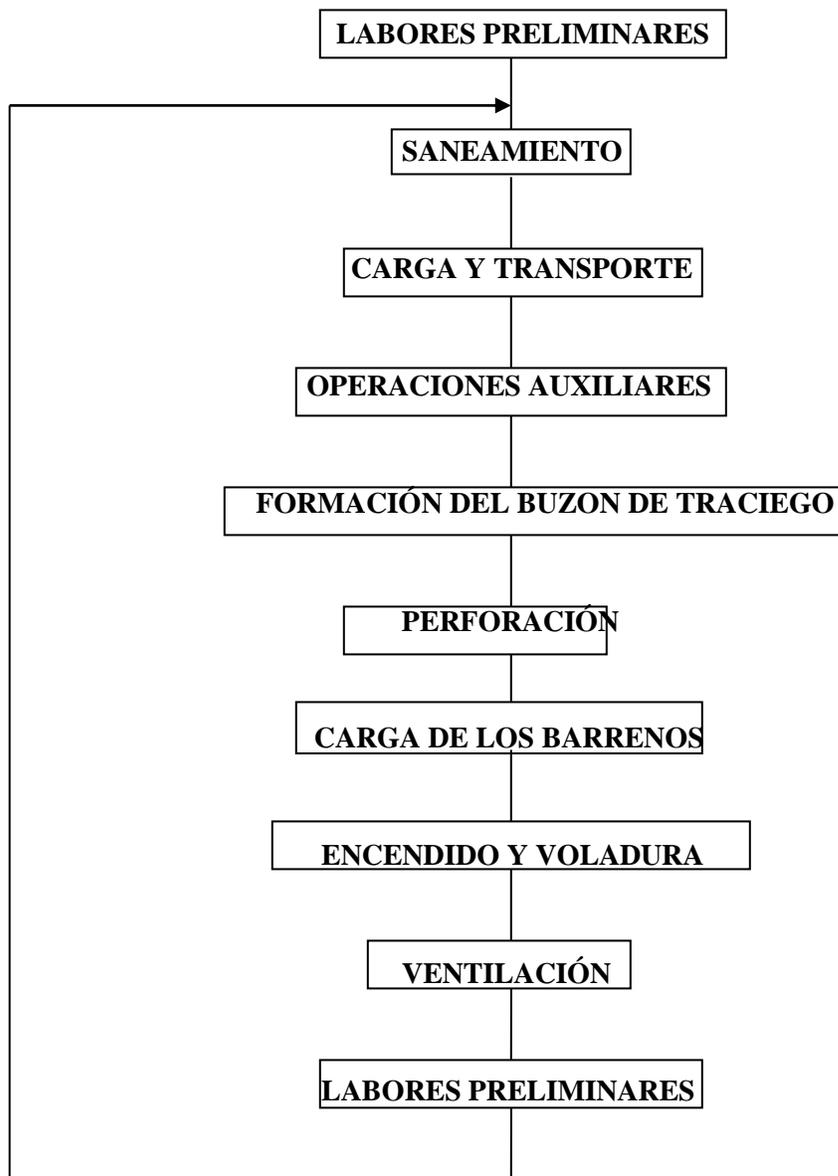
$$R_{perf} = \frac{Va * K_e}{N_{perf}}$$

**Donde:**

$N_{perf}$  = Número de personas en la perforación

$$R_{perf} = \frac{3.90 * 1.80}{10} = 0.70^{m^3}_{/hom bre-turno}$$

#### 4.12.4.6.9. DIAGRAMA DE FLUJO DE ACTIVIDADES



**4.12.4.6.10. ORGANIGRAMA DE LOS TRABAJOS DE  
PREPARACIÓN DE LA CHIMENEA**

ACTIVIDAD	DURACIÓN	4.3.1.1 TURNO							
		1	2	3	4	5	6	7	8
1. Saneamiento	0.25	■							
2. Carga y Transporte	1.23	■	■						
3. Formación de la chimenea	5.00		■	■	■	■	■	■	
4. Operaciones auxiliares	0.75		■	■					
5. Perforación y voladura	2.02							■	■

**4.12.5. FRANQUE DE LA GALERÍA DE CORTE**

**4.12.5.1. FORMA Y SECCIÓN DE LA GALERÍA DE CORTE**

La galería de corte se franquea a tres metros del frontón principal de transporte siguiendo el rumbo de la veta y en dirección opuesta al buzamiento, se la franqueará en el costado yacente debido a que la estabilidad de la roca encajante es menor con respecto a la veta.

La galería tendrá una forma abovedada de tres centros, la forma le ayudará a controlar la forma de las rocas encajantes.

#### 4.12.5.1.1. ANCHO DE LA GALERÍA DE CORTE

$$B = m + z * a + n$$

**Donde:**

m = Distancia entre la pared y los medios de transporte, 0.20 – 0.30 m

z = Número de medios de transporte

a = Ancho del medio de transporte, m

n = Distancia de seguridad para el paso del personal, 0.70 – 0.90 m

$$B = 0,25 + 1 * 0,71 + 0,70 = 1,66m$$

#### 4.12.5.1.2. ALTURA DE LA SEMI-BOVEDA REDUCIDA (h)

$$h_1 = \frac{1}{3} * B$$

$$h_1 = \frac{1}{3} * 1.6 = 0.55m$$

#### **4.12.5.1.3. RADIO DE LOS ARCOS LATERALES (r)**

$$r = 0.262 * B$$

$$r = 0.262 * 1.66 = 0.43m$$

#### **4.12.5.1.4. RADIO CENTRAL DE LA BOVEDA (R)**

$$R = 0.692 * B$$

$$R = 0.692 * 1.66 = 1.15m$$

#### **4.12.5.1.5. ALTURA DE LA GALERÍA DE CORTE (H)**

$$H = h + h$$

$$H = 0.55 + 1.50 = 2.05m$$

**Donde:**

H= Altura para el paso del personal

#### **4.12.5.1.6. SECCIÓN ÚTIL DE LA GALERÍA DE CORTE (Su)**

$$Su = B * (h + 0.26 * B)$$

$$Su = 1.66(1.50 + 0.26 * 1.66) = 3.21m^2$$

#### **4.12.5.1.7. SECCIÓN PROYECTO DE LA GALERÍA DE CORTE**

$$Sfranq = Su$$

#### **4.12.5.1.8. SECCIÓN FRANQUEO DE LA GALERÍA DE CORTE**

$$Sfranq = u * Sproy$$

$$Sfranq = 3.21 * 1.1 = 3.53m^2$$

#### **4.12.5.2. PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Los parámetros de perforación y voladura se indicaron anteriormente en el franqueo de las chimeneas

- **Diámetro de los barrenos (db)**

$$db = dc + 4mm$$

$$db = 28mm + 4mm = 32mm = 3.20cm$$

- **Sección del barreno (Sb)**

$$Sb = \frac{\pi * db^2}{4}$$

$$Sb = \frac{3.14 * (3.20)^2}{4} = 8.04cm^2$$

#### 4.12.5.2.1. TIPO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

La sustancia explosiva a utilizar será el EXPLOGEL III 1 1/8 \* 7”

- **Gasto Específico de Sustancia Explosiva (q)**

$$q = m \left( \frac{(0.6 * e \sqrt{f})}{\sqrt{x}} - 0.05 \sqrt{f * Sfranq} \right)$$

$$e = \frac{360}{330} = 1.09$$

$$x = \frac{dc}{32}$$

$$x = \frac{28}{32} = 0.08$$

$$q = 1 \left( \frac{(0.6 * 1.09 * \sqrt{7.3})}{\sqrt{0.88}} - 0.05 \sqrt{7.3 * 3.53} \right) = 1.64 \text{ kg/cm}^3$$

#### 4.12.5.2.2. NÚMERO DE BARRENOS EN EL FRENTE

$$N = 12.7 \frac{q * S_{fronq}}{\gamma * dc^2 * \delta_{SE}}$$

$$N = 12.7 \frac{1.64 * 3.53}{0.53 * (2.80)^2 * 1.31} = 13.5 \in 14$$

#### 4.12.5.2.3. DISTRIBUCION DE LOS BARRENOS EN EL FRENTE

En la distribución de barrenos en el frente se utiliza la siguiente relación:

<b>Nc</b>	<b>Na</b>	<b>Nco</b>
1	1	2

a. Número de barrenos por grupo (m)

$$m = Nc + Na + Nco$$

$$m = 1 + 1 + 2 = 4$$

- **Barrenos de cuele (Nc)**

$$Nc = \frac{N * a}{m}$$

$$Nc = \frac{14 * 1}{4} = 3.5 \in 4$$

- **Barrenos de arranque (Na)**

$$Na = \frac{N * b}{m}$$

$$Na = \frac{14 * 1}{4} = 3.5 \in 4$$

- **Barrenos de contorno (Nco)**

$$Nco = \frac{N * C}{m}$$

$$Nco = \frac{14 * 2}{4} = 7 \in 8$$

Debido a que se utilizará el cuele recto de cuatro secciones se considera cuatro barrenos de cuele y cuatro barrenos de arranque para una mejor distribución de barrenos. También se asume ocho barrenos de contorno distribuidos de manera uniforme, así como también se obtendrá una forma abovedada de la galería.

- b. Número total de barrenos a perforar (Ntb)**

$$Ntb = Nc + Na + Nco + Nd$$

**Donde:**

Nd = número de barrenos de desfogue, se perforan dos barrenos de 32 mm cada uno

$$Ntb = 4 + 4 + 8 + 2 = 18 \text{barrenos}$$

**c. Número de barrenos a cargar (Ntbc)**

$$Ntbc = Nc + Na + Nco$$

$$Ntbc = 4 + 4 + 8 = 16 \text{barrenos}$$

**4.12.5.2.4. LONGITUD DE LOS BARRENOS**

$$Lb = (0.40 - 1.00) * B$$

$$Lb = 0.60 * 1.660 = 1.00 \in 1.20$$

**4.12.5.2.5. GASTO DE SUBSTANCIA EXPLOSIVA EN EL FRENTE**

$$Q = q * Sfrang * Lb$$

$$Q = 1.60 \frac{kg}{m^3} * 3.53 * 1.20 = 6.78kg$$

**4.12.5.2.6. MASA MEDIA DE CARGA DE SUSTANCIA EXPLOSIVA  
POR BARRENO**

$$qm = \frac{Q}{N}$$

$$qm = \frac{6.78}{16\text{barrenos}} = 0.42 \text{ kg}/\text{barrenos}$$

**4.12.5.2.7. MASA DE CARGA EN LOS BARRRENOS DE CADA DE  
CADA GRUPO**

- **Barrenos de cuele**

$$qc = (1.1 - 1.2)qm$$

$$qc = 1.1(0.42) = 0.46 \text{ Kg}/\text{barrenos}$$

- **Barrenos de arranque**

$$qa = qm$$

- **Barrenos de contorno**

$$qco = (0.85 - 0.95)qm$$

$$qco = 0.85(0.42) = 0.36 \text{ Kg/barreno}$$

#### 4.12.5.2.8. GRADO REAL DE CARGA DE LOS BARRENOS

##### a. Longitud de los barrenos

- **Barrenos de cuele**

$$La = Lc$$

$$Lc = 1.12m$$

- **Barrenos de arranque**

$$La = Lp$$

$$La = 1.12m$$

- **Barrenos de contorno**

$$Lc = \frac{Lp}{\text{sen}85^\circ}$$

$$Lc = \frac{1.12}{\text{sen}85^\circ} = 1.12m$$

**b. Número de cartuchos por grupos de barrenos**

$$Ncx = \frac{qx}{qcart}$$

- **Barrenos de cuele**

$$Ncco = \frac{0.46}{0.15} = 3.07 \in 3$$

- **Barrenos de arranque**

$$Nca = \frac{0.42}{0.15} = 2.80 \in 3$$

- **Barrenos de contorno**

$$N_{cco} = \frac{0,36}{0,15} = 2,40 \in 2,50$$

- c. **Longitud de carga de cada uno de los barrenos por grupo**

$$L_{cx} = \frac{qx}{Sb * \delta_{SE}}$$

- **Barrenos de cuele**

$$L_{cc} = \frac{0,46}{0,804 * 1,31} = 0,44m$$

- **Barrenos de arranque**

$$L_{ca} = \frac{0,36}{0,804 * 1,31} = 0,40m$$

- **Barrenos de contorno**

$$L_{cco} = \frac{0,36}{0,804 * 1,31} = 0,34m$$

**d. Coeficiente real de llenado de los barrenos por grupo**

- **Barrenos de cuele**

$$\gamma_x = \frac{L * N_{cx}}{L_x}$$

- **Barrenos de cuele**

$$\gamma_x = \frac{0,18 * 3}{1,12} = 0,48$$

- **Barrenos de arranque**

$$\gamma_a = \frac{0,18 * 3}{1,12} = 0,48$$

- **Barrenos de contorno**

$$\gamma_{co} = \frac{0,18 * 2,50}{1,12} = 0,40$$

- e. **Longitud de carga de fondo**

$$L_{cf} = 0,18$$

- f. **Longitud del retacado de los barrenos por grupos**

- **Barrenos de cuele**

$$L_{rc} = L_c - L_{cc}$$

$$L_{rc} = 1.12 - 0.44 = 0.86m$$

- **Barrenos de arranque**

$$L_{ra} = L_a - L_{ca}$$

$$L_{ra} = 1.12 - 0.40 = 0.72m$$

- **Barrenos de contorno**

$$Lrco = Lco - Lcco$$

$$Lrco = 1.12 - 0.34 = 0.78m$$

#### **4.12.5.2.9. DISTANCIA MEDIA ENTRE LOS BARRENOS DE CONTORNO**

$$dm = \frac{Pe}{Nco}$$

$$Pe = 2.33 * B + 2 * h$$

$$Pe = 2.33 * 1.66 + 2 * 1.50 = 6.87$$

$$dm = \frac{6,87}{8} = 0,85$$

- a. Número de barrenos de contorno (Ncop)**

$$Ncop = \frac{B - 2x'}{dm}$$

$$N_{cop} = \frac{1,66 - 2(0,20)}{0,85} + 1 = 2,48 \in 3$$

**b. Distancia entre los barrenos de contorno por piso (dcop)**

$$d_{cop} = \frac{B - 2x'}{N_{cop} - 1}$$

**c. Número de barrenos de contorno por los lados (Ncol)**

$$N_{col} = \frac{h - 2x'}{dm}$$

$$N_{col} = \frac{1,50 - 2(0,20)}{0,25} = 1,29 \in 1$$

**d. Distancia entre los barrenos de contorno por los lados (dcol)**

Se perforan a 0,85 m con respecto al piso

**e. Número de barrenos de contorno por el techo (Ncot)**

$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} - 2N_{col}$$

$$N_{\text{cot}} = 8 - 3 - 2(1) = 3$$

**f. Distancia entre los barrenos de contorno por el techo (dcot)**

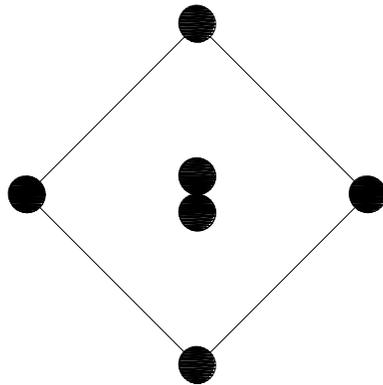
$$d_{\text{cot}} = \frac{P_{\text{et}}}{N_{\text{cot}} + 1}$$

$$P_{\text{et}} = 1,33 * (B - 2 * x)$$

$$P_{\text{et}} = 1,33 * (1,66 - 2 * 0,20) = 1,68m$$

$$d_{\text{cot}} = \frac{1,68}{3 + 1} = 0,42m$$

**4.12.5.2.10. ESQUEMA DE UBICACIÓN DEL CUELE**



**a. Distancia de los barrenos de cuele (a)**

$$a = 1,50(d_2)$$

$$a = 1,50(6,40) = 9,60cm$$

**b. Espaciamiento entre los barrenos de cuele**

$$W1 = a * \sqrt{2}$$

$$W1 = 9,60\sqrt{2} = 13,59cm$$

**4.12.5.2.11. ÍNDICES TÉCNICOS – ECONÓMICOS**

**a. Gasto real de la sustancia explosiva (Qr)**

$$Qr = qc * Nc + qa * Na + qco * Nco$$

$$Qr = 0,46 * 4 + 0,42 * 4 + 0,36 * 8 = 6,4Kg$$

**b. Longitud de avance (lav)**

$$Lav = K * Lp$$

$$Lav = 1 * 1,12 = 1,12m$$

**c. Volumen de macizo arrancado ( $V_a$ )**

$$V_a = S_{\text{frac}} * L_{av}$$

$$V_a = 3,53 * 1,12 = 3,95m^3$$

**d. Total de metros perforados ( $L_{pt}$ )**

$$L_{pt} = L_c * N_c + L_a * N_a + L_{co} * N_{co} + L_p * N_d$$

$$L_{pt} = 1,12 * 4 + 1,12 * 4 + 1,12 * 8 + 1,12 * 2 = 20,16m$$

**e. Metro de perforación por metro de avance ( $L_{pt'}$ )**

$$L_{pt'} = \frac{L_{pt}}{L_{av}}$$

$$L_{pt'} = \frac{20,16}{1,12} = 18m$$

**f. Metro de perforación por metro cúbico de roca arrancada ( $L_{pt''}$ )**

$$L_{pt''} = \frac{L_{pt'}}{V_a}$$

$$L_{pt''} = \frac{20,16}{3,95} = 5,10 \text{ m/m}^3$$

**g. Gasto de sustancia por metro de avance (Gl)**

$$Gl = \frac{Qr}{Lav}$$

$$Gl = \frac{6,40}{1,12} = 5,71 \text{ Kg/m}$$

**h. Gasto de la sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar (Gu)**

$$Gu = \frac{Qr}{Va}$$

$$Gu = \frac{6,40}{3,95} = 1,62 \text{ K/m}^3$$

#### **4.12.5.2.12. METODO DE VALADURA**

El amarre de los conectores se iniciará en los barrenos de cuele, posteriormente se realizará la conexión de los barrenos de contorno (pasaporte de perforación y voladura, (**ver fig N°**

**8**). El sistema de encendido será el mismo que para el franqueo de la chimenea

**a) Tiempo de seguridad (Ts)**

$$T_s = \frac{L_s}{V_n}$$

$$T_s = \frac{100m}{0,80m/sg} = 125sg$$

**b) Longitud de la mecha de seguridad (Lms)**

$$L_{MS} = (L_p + L_a + L_u) * N_{tbc}$$

$$L_{MS} = (1,12 + 0,10 + 0,4) * 16 = 25,92m$$

**c) Número de fulminantes**

$$N_f = N_{tbc}$$

$$N_f = 16 \text{ fulmin antes}$$

**d) Número de conectores (Nc)**

$$Nc = Nf$$

$$Nc = 16 \text{conectores}$$

**e) Longitud de la mecha de ignición ( $L_{MI}$ )**

$$L_{MI} = \pm 8m$$

**f) Accesorios para la voladura**

Las diferentes características técnicas de los accesorios para la voladura se describieron anteriormente

**4.12.5.2.13. PASAPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Referirse a la fig N° 8

**4.12.5.3. CONTROL DE LAS PRESIONES DE LAS ROCAS**

**4.12.5.3.1. PRESIÓN POR EL TECHO**

$$pt = B * b * \gamma$$

$$b = \frac{a_1}{f} = \frac{a + H * \operatorname{ctg} \frac{90 + \varphi}{2}}{f}$$

$$b = \frac{0,83 + 2,05 * \operatorname{ctg} \frac{90 + 82^\circ 11'}{2}}{7,3} = 0,23m$$

$$pt = 2,10 * 0,13 * 2400 = 655,2 \operatorname{Kgr} / m$$

**a. Presión por el techo por unidad de área**

$$Pa = \frac{Pt}{B}$$

$$pa = \frac{907,2}{1,66} = 546,50 \operatorname{Kgrf} / m$$

#### **4.12.5.3.2. PRESIÓN LATERAL**

$$Pl = \frac{q_1 + q_2}{2} * H$$

**a. Carga de la presión lateral a nivel del techo de la excavación**

$$q_1 = \gamma * b * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$q_1 = 2400 * 0,13 * ctg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 1,45 \text{ Kgrf/m}^2$$

**b. Carga de la presión lateral a nivel del piso de la excavación**

$$q_2 = \gamma * (b + H) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$q_2 = 2400 * (0,13 + 1,50) * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 18,27 \text{ Kg/m}^2$$

**c. Punto de aplicación de la presión minera**

$$y = \frac{H}{3} * \frac{3b + H}{2b + H}$$

$$y = \frac{2,05}{3} * \frac{3 * 0,13 + 2,05}{2 * 0,13 + 2,05} = 0,72m$$

La presión lateral es:

$$Pl = \frac{1,45 + 18,27}{2} * 2,05 = 20,21 \text{ Kgf/m}$$

#### 4.12.5.3.3. PRESIÓN POR EL PISO

##### a. Carga sobre el prisma de deslizamiento

$$H_p = b + H$$

$$H_p = 0,13 + 2,05 = 2,18m$$

##### b. Profundidad a la cual se extiende el movimiento de las rocas por el piso

$$X_0 = \frac{H_p * tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}$$

$$X_0 = \frac{2,18 * ctg^4 * \frac{90 - 82^\circ 11'}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - 82^\circ 11'}{2}} = 4,75 \times 10^{-5}$$

**c. Parte ancha de la excavación que se opone a la presión activa**

$$X_0 = ctg \frac{90 - \varphi}{2} < a$$

$$a = \frac{B}{2}$$

$$a = \frac{1,66}{2} = 0,83m$$

$$4,75 \times 10^{-5} * ctg \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} < 0,83m$$

$$3,59 \times 10^{-3} < 0,83m$$

Por lo tanto la presión se presentará en los costados de la excavación

**d. Magnitud de la presión activa**

$$D_{act} = \frac{\gamma * X_0}{2} * (2H_p + X_0) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$D_{act} = \frac{2400 * 4,75 * 10^{-5}}{2} * (2 * 1,18 + 4,75 * 10^{-5}) * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 1,16 * 10^{-3} \text{ Kg/m}$$

**e. Magnitud de la presión pasiva**

$$D_{pas} = \gamma * X_0 * tg^2 \frac{90 + \varphi}{2}$$

$$D_{pas} = 2400 * (4,75 * 10^{-5})^2 * tg^2 \frac{90 + 82^\circ 11'}{2} = 1,16 * 10^{-3} \text{ Kg/m}$$

**f. Diferencia entre presiones actuantes**

$$D_0 = D_{act} + D_{pas}$$

$$D_0 = 1,16 * 10^{-3} - 1,16 * 10^{-3} = 0 \text{ Kg/m}$$

**g. Magnitud de la presión minera por el piso**

$$P_p = \frac{D_0 * \operatorname{sen} \frac{90 - \varphi}{2}}{\cos \varphi}$$

$$P_p = \frac{0 * \operatorname{sen} \frac{90 - 82^\circ 11'}{2}}{\cos 82^\circ 11'} = 0 \text{ Kg/m}$$

**h. Ángulo de la presión con respecto al piso**

$$\beta = \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$\beta = \frac{90 - 82^\circ 11'}{2} = 3^\circ 54'$$

**4.12.5.3.4. CÁLCULO PARA DETERMINAR SI ES NECESARIO**

**FORTIFICAR**

$$\frac{Rc}{5} \geq \gamma * H_e$$

$$\frac{730}{5} \geq 240 \times 10^{-3} * 11500$$

$$146 \text{ Kg/cm}^2 \geq 27,6 \text{ Kg/cm}^2$$

#### 4.12.5.4. VENTILACION

##### 4.12.5.4.1. CAUDAL NECESARIO DE AIRE

###### a. Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva

$$Q_{SE} = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

$$Q_{SE} = \frac{6,40 * 0,04 * \frac{100}{0,008} * \frac{1,45}{60}}{60} = 1,29 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

###### b. Cantidad de aire de acuerdo a la extracción mineral de la mina

$$Q_{ex} = \frac{qd * Ad * Ks}{60}$$

$$Q_{ex} = \frac{1,50 * 40 * 1}{60} 1,000 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

**c. Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de polvo**

$$Qp = v * Sfranq$$

$$Qp = 0,30 * 3,53 = 1,06 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

**d. Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas**

$$Qm = \frac{q * n * k}{60}$$

<b>DESCRIPCION</b>	<b>CANTIDAD</b>
Perforador	1
Ayudante de perforador	1
Transporte	2
Capataz	1
Ingeniero	1
<b>Total</b>	<b>6</b>

$$Qm = \frac{6 * 6 * 1,45}{60} = 0,87 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

**e. Cantidad de aire por la velocidad mínima**

$$Q = V * Sfmq$$

$$Q = 0,15 * 3,53 = 0,53 m^3 / sg$$

**f. Cantidad real de aire necesaria para la ventilación**

$$Q_{ra} = p * Q_{max}$$

$$Q_{max} = Q_{SE}$$

$$Q_{ra} = 1,33 * 1,29 = 1,72 m^3 / sg$$

**4.12.5.4.2. DISTANCIA DEL EXTREMO DE LA MANGA AL  
FRENTE**

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{S_{franq}}$$

$$L_{tb} = 3 * \sqrt{3,53} = 5,64m$$

**4.12.5.4.3. DÍAMETRO DE LA MANGA DE VENTILACIÓN**

$$d = (0,25 - 0,35) * \sqrt{Q_{ra}}$$

$$d = (0,30) * \sqrt{1,72} = 0,39m$$

**4.12.5.4.4. RESISTENCIA DE LA MANGA QUE TIENE QUE  
VENCER EL VENTILADOR**

$$R = \frac{6,5 * \alpha * L}{d^5}$$

$$R = \frac{6,5 * 0,00036 * 2,50}{(0,39)^5} = 64,54 K\mu$$

**4.12.5.4.5. ELECCIÓN DEL VENTILADOR**

**a. Rendimiento del ventilador ( $Q_v$ )**

$$Q_v = Q_r a$$

$$Q_r = 1,72 m^3 / sg$$

**b. Depresión estática del ventilador**

$$h_e = p * R * Q_{\max}^2$$

$$h_e = 1,33 * 64,84 * (1,29)^2 = 143,51 mm.col.agua$$

**c. Depresión dinámica del ventilador (hd)**

$$hd = \frac{Vm^2 * \gamma a}{2g}$$

$$Vm = \frac{p * Qra}{St}$$

$$St = \frac{\pi * d^2}{4}$$

$$St = \frac{3,14 * (0,39)^2}{4} = 0,12m$$

$$Vm = \frac{1,33 * 1,72}{0,12} = 19,06 m/sg$$

$$hd = \frac{(19,06)^2 * 1,20}{2(9,81)} = 22,22m.col.agua$$

**d. Depresión total del ventilador (hv)**

$$hv = he + hd$$

$$h_v = 143,51 + 22,22 = 165,73 \text{ mm.col. agua}$$

**e. Potencia del motor del ventilador (W)**

$$W = \frac{1,05 * Q_{ra} * h_v}{102 \eta}$$

$$W = \frac{1,05 * 1,72 * 165,73}{102 * 0,65} = 4,51 \text{ Kw}$$

**4.12.5.4.6. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE VENTILACIÓN**

**1. Método de ventilación por inyección**

$$Q_{iny} = \frac{21,4}{60} \frac{\sqrt{Q_r * S_{fran} * L}}{60}$$

$$Q_{iny} = \frac{21,4}{60} \frac{\sqrt{6,40 * 3,53 * 250}}{60} = 0,44 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

## 2. Método de ventilación por absorción

$$Q_{abs} = \frac{\frac{6}{t} \sqrt{Q_r * S_{fran} * (75 + Q_r)}}{60}$$

$$Q_{abs} = \frac{\frac{6}{60} \sqrt{6,40 * 3,53 * (75 + 6,40)}}{60} = 0,07 \text{ m}^3 / \text{sg}$$

Se debe cumplir la relación de:

$$\frac{Q_{max}}{S_{fran}}$$

$$\frac{1,29 \text{ m}^3 / \text{sg}}{3,53} \geq 0,15 \text{ m} / \text{sg}$$

$$0,31 \text{ m} / \text{seg} \geq 0,15 \text{ m} / \text{seg}$$

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>CANTIDAD</b>
Longitud de la manga de ventilación	m	5.64
Diámetro de la manga de ventilación	m	0.39
Resistencia de la manga de ventilación	Ku	64.54

#### **4.12.5.5. SANEAMIENTO, ACARREO, CARGA Y TRANSPORTE**

##### **1. SANEAMIENTO**

El saneamiento en el frente de la galería de corte se lo realizará utilizando el mismo procedimiento anterior de las chimeneas

##### **2. ACARREO**

Luego del saneamiento se procede al acarreo del material hasta las chimeneas (CH1 – CH2), esto se lo realiza manualmente utilizando herramienta menor (caretillas) en vista de que las dimensiones de el desbanque es de 4.20 m de longitud y una potencia de 0.21 m.

##### **3. CARGA**

Posterior al acarreo, la carga del material volado se lo realiza directamente desde las chimeneas asta los vagones.

## 4. TRANSPORTE

El mineral arrancado será transportado hasta la tolva y el estéril hasta la escombrera.

### 4.12.5.6. PLANIFICACIÓN Y ORGANIZACIÓN DE LOS TRABAJOS EN LA GALERÍA DE CORTE

#### 4.12.5.6.1. TIEMPO DE PERFORACIÓN

##### 1. Tiempo de perforación

$$T_{perf} = \frac{(Tp + ti + ts + tcp) * Ntb * Lp}{60}$$

**Donde:**

Ts = Tiempo para sopletear un barreno, 0,14 min

$$T_{perf} = \frac{(2,05 + 0,50 + 0,14 + 0,65) * 18 * 1,12}{60} = 1,11h$$

##### 2. Tiempo de cebado

$$T_{ceb} = \frac{tceb * ntbc}{60}$$

$$T_{ceb} = \frac{1*16}{60} = 0,27h$$

### 3. Tiempo de cargado de los barrenos

$$Tcb = \frac{Tc * Ntbc}{60}$$

$$Tcb = \frac{2,08 * 16}{60} = 0,55h$$

### 4. Tiempo de amarre y encendido

$$Tae = 0,17h$$

### 5. Tiempo total de perforación y voladura

$$Ttpv = T_{perf} + T_{ceb} + Tcb + Tae$$

$$Ttpv = 1,11 + 0,27 + 0,55 + 0,17 = 2,10h$$

#### 4.12.5.6.2. TIEMPO DE VENTILACIÓN

$$T_v = 5h$$

#### 4.12.5.6.3. TIEMPO DE SANEAMIENTO

$$T_s = 0,25h$$

#### 4.12.5.6.4. TIEMPO DE ACARREO, CARGA Y TRANSPORTE

##### 1. Tiempo de acarreo

$$T_a = \frac{T_{nt} * ciclo}{cmt * Nob}$$

##### Donde:

Ta = Tiempo de transporte

Tnt = metros cúbicos a transportar (3.95 m<sup>3</sup>)

Cmt = Capacidad del medio de transporte (0,036 m<sup>3</sup>)

Ciclo = Tiempo que tarda en ir y regreso (5 mits)

Nob = Número de obreros (4)

$$T_a = \frac{3.60 * 5}{0.036 * 4} = 2.08h$$

## 2. Tiempo de transporte

$$T_{tv} = 0,12h$$

- **Tiempo total de transporte**

$$T_T = T_{tv} * N_v$$

$$T_T = 0,12 * 5 = 0,6h$$

- **Tiempo total de acarreo, carga y transporte**

$$T_{ACT} = \frac{T_a}{N_v} + \frac{T_c}{N_v} + T_T$$

$$T_{ACT} = \frac{2,08}{16} + \frac{0,21}{16} + 0,6 = 0,74h$$

### 4.12.5.6.5. TIEMPO DE OPERACIONES AUXILIARES

$$T_{AUX} = 0,75h$$

#### 4.12.5.6.6. TIEMPO DE FORTIFICACIÓN

$$T_f = Np * T_{ap}$$

**Donde:**

$Np$  = Número de puntales

$T_{ap}$  = Tiempo necesario para colocar un puntal, 1,50h

$$T_f = 2 * 1,50 = 3h$$

El tiempo que se utilizará para la fortificación será de 1,50h, en este lapso se realizará las siguientes operaciones: La preparación y transporte de la madera hasta el frente, de acondicionamiento del lugar que se va a fortificar; además para el cálculo total del turno se considera 2,92h para fortificar

#### 4.12.5.6.7. TIEMPO TOTAL DEL TURNO

$$Tl_T = Ttpv + Ts + T_{ACT} + T_{aux} + T_f$$

$$Tl_t = 2,10 + 0,25 + 0,74 + 0,75 + 2,92 = 6,7 \approx 7h$$

- **Tiempo de franqueo de la galería de corte**

$$T_{franq} = \frac{Lch}{V_{franq} * Td}$$

$$T_{franq} = \frac{33,7}{1,12 * 2} = 15 \text{ días}$$

**Nota:** Para el franqueo de la galería de corte se considera 2 ciclos debido a que se empezará los trabajos desde las dos chimeneas laterales para lo cual se obtendrá más de un frente de trabajo

#### 4.12.5.6.8. GASTO DE FUERZA DE TRABAJO EN UN CICLO DE LABORES

ACTIVIDAD	Nº DE HOMBRES - TURNO
Perforación	2
Carga y Transporte	4
Operaciones Auxiliares	2
Fortificación	3
<b>TOTAL</b>	<b>11 hombres/turno</b>

**a. Rendimiento del trabajador**

- **Rendimiento en el frente**

$$R_{perf} = \frac{Va * K_e}{N_{perf}}$$

$$R_{perf} = \frac{3,95 * 1,80}{2} = 3,55 m^3 / \text{hom} - \text{bretorno}$$

- **Rendimiento del trabajador en el frente**

$$R_{trab} = \frac{Va * K_e}{N_{trab}}$$

$$R_{trab} = \frac{3,95 * 1,80}{2} = 0,65 m^3 / \text{hombre} - \text{turno}$$

#### 4.12.5.6.9. DIAGRAMA DE FLUJO DE ACTIVIDADES



#### 4.12.5.6.10. ORGANIGRAMA DE LOS TRABAJOS DE PREPARACIÓN

ACTIVIDAD	DURACIÓN	4.3.1.2 TURNO							
		1	2	3	4	5	6	7	8
1. Saneamiento	0.25	█							
2. Acarreo, Carga y Transporte	1.37	██████████							
3. Operaciones auxiliares	0.75		██████						
4. Fortificación	3.00			████████████████████					
5. Perforación y voladura	2.10							████████████████████	

#### **4.12.6. ARRANQUE DE LA FRANJA DE ESTERIL Y MINERAL**

Con el arranque de una capa de roca encajaste de 1,20 m y una longitud de 4,20 m, se iniciará la explotación del bloque, dicha explotación se iniciará en la galería de corte a partir de las chimeneas laterales, con dirección hacia la chimenea central, con el objetivo de tener dos frentes de explotación, en un frente se podrá realizar la explotación de la roca encajante y en el otro frente de mineral, luego del arranque de estéril se procederá a la nivelación de la superficie para colocar el tillado y avanzar con el frente de mineral de 4,20 m de longitud, con una potencia de la veta de 0,21m. Una vez arrancado el mineral se procede al arrastre del mismo hacia las chimeneas, posteriormente del arrastre del mineral se retira el tillado para continuar con el arranque del estéril, este se sigue consecuentemente.

##### **4.12.6.1. SECCIÓN DE LA FRANJA**

La franja de estéril será franqueada en el costado yacente de la veta, la misma que tendrá una potencia de 1,20 m cuyo material servirá para el relleno.

##### **4.12.6.1.1. SECCIÓN PROYECTO DE LA FRANJA**

$$S_{proy} = L_f * P_f$$

**Donde:**

Lf = Longitud de la franja

Pf = Potencia de la franja

- **Estéril**

$$S_{proy} = 4,20 * 1,20 = 5m^2$$

- **Mineral**

$$S_{proy} = 4,20 * 0,21 = 0,88m^2$$

#### **4.12.6.1.2. SECCIÓN DE FRANQUEO DE LA FRANJA**

$$S_{franq} = u * S_{proy}$$

- **Estéril**

$$S_{franq} = 1,1 * 5 = 5,5m^2$$

- **Mineral**

$$S_{franq} = 1,1 * 0,88 = 0,97m^2$$

#### 4.12.6.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Los barrenos se perforarán en forma paralela tanto de mineral como estéril, las mismas que facilitarán las labores de explotación.

- **Diámetros de los barrenos**

$$db = dc + 4mm$$

$$db = 28mm + 4mm = 32mm \approx 3,20cm$$

- **Sección del barreno**

$$Sb = \frac{\pi * db^2}{4}$$

$$Sb = \frac{3,14 * (3,2)^2}{4} = 8,04cm^2$$

##### 4.12.6.2.1. TIPO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

Por lo general en la actualidad se utiliza la sustancia explosiva EXPLOGEL III 1 1/8" x 7"

- **Gasto específico de la sustancia explosiva (q)**

$$q = m \cdot \left( \frac{(0,6 * e * \sqrt{f})}{\sqrt{x}} - 0,05 \sqrt{f * Sfranaq} \right)$$

$$e = \frac{360}{330} = 1,09$$

$$x = \frac{dc}{32}$$

$$x = \frac{28}{32} = 0,875$$

- **Estéril**

$$q = 1 \cdot \left( \frac{(0,6 * 1,09 * \sqrt{7,3})}{\sqrt{0,875}} - 0,05 \sqrt{7,3 * 5,5} \right) = 1,56 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

- **Mineral**

$$q = 1 \left( \frac{(0,6 * 1,09 * \sqrt{8})}{\sqrt{0,875}} - 0,05 \sqrt{8 * 0,97} \right) = 1,83 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

#### 4.12.6.2.2. NÚMERO DE BARRENOS EN LA FRANJA

$$N = 12,7 \frac{q * S_{franja}}{\gamma * dc^2 * \delta_{SE}}$$

- **Estéril**

$$N = 12,7 \frac{1,56 * 5,5}{0,53 * (2,8)^2 * 1,31} = 20$$

- **Mineral**

$$N = 12,7 \frac{1,56 * 0,97}{0,53 * (2,8)^2 * 1,31} = 7,87 \approx 8$$

#### 4.12.6.2.3. DISTRIBUSION DE LOS BARRENOS EN LA FRANJA

##### a. Distancia entre barrenos en la fila

$$dm = \frac{Lf - 2x'}{\frac{N}{Nfil} - 1}$$

**Donde:**

Nfil= Número de filas

- **Estéril**

$$db = \frac{4,20 - 2(0,20)}{\frac{20}{2} - 1} = 0,42m$$

- **Mineral**

$$dm = \frac{4,20 - 2(0,20)}{\frac{8}{1} - 1} = 0,54m$$

##### b. Número total de barrenos a perforar

$$Ntb = N$$

- **Estéril**

$$Ntb = 20$$

- **Mineral**

$$Ntb = 8$$

**c. Número total de barrenos a cargar**

$$Ntbc = Ntb$$

- **Estéril**

$$Ntbc = 20$$

- **Mineral**

$$Ntbc = 8$$

**4.12.6.2.4. LONGITUD DE LOS BARRENOS**

Para los trabajos de perforación tanto de mineral como estéril se tomarán barrenos de 1,20 m de longitud, los mismos que no permitirán que se desestabilice el macizo rocoso.

#### 4.12.6.2.5. GASTO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA EN LA FRANJA

$$Q = q * S_{franja} * Lb$$

- Estéril

$$Q = 1,51 \frac{Kg}{m^3} * 5,5m^2 * 1,20m = 9,96Kg$$

- Mineral

$$Q = 1,16 \frac{Kg}{m^3} * 0,97m^3 * 1,20m = 1,35Kg$$

#### 4.12.6.2.6. MASA MEDIA DE CARGA DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

##### POR BARRENO

$$qm = \frac{Q}{Ntb}$$

- Estéril

$$qm = \frac{9,96Kg}{20barrenos} = 0,50 \frac{Kg}{barrenos}$$

- **Mineral**

$$qm = \frac{1,35Kg}{8barrenos} = 0,17 Kg / barreno$$

#### 4.12.6.2.7. GRADO REAL DE CARGA DE LOS BARRENOS

- a. **Longitud de carga de los barrenos**

$$Lc = \frac{qm}{sb * \delta_{SE}}$$

- **Estéril**

$$Lc = \frac{0,50}{0,804 * 1,31} = 0,48m$$

- **Mineral**

$$Lc = \frac{0,17}{0,807 * 1,31} = 0,16m$$

**b. Longitud de retacado de los barrenos**

$$Lr = Lp - Lc$$

- **Estéril**

$$Lr = 1,12 - 0,48 = 0,64m$$

- **Mineral**

$$Lr = 1,12 - 0,16 = 0,99m$$

**c. Número de cartuchos por barrenos**

$$Nc = \frac{Lc}{qcart}$$

- **Estéril**

$$Nc = \frac{0,52}{0,15} = 3,46 \approx 3,5$$

- **Mineral**

$$Nc = \frac{0,51}{0,15} = 3,40 \approx 3,5$$

**d. Coeficiente real de llenado de los barrenos**

$$\gamma_f = \frac{L * Nc}{Lp}$$

- **Estéril**

$$\gamma_f = \frac{0,18 * 3,5}{1,12} = 0,56$$

- **Mineral**

$$\gamma_f = 0,56$$

**4.12.6.2.8. INDICES TÉCNICOS ECONÓMICOS**

- a. Gasto real de sustancia explosiva (Qr)**

$$Qr = qm * Ntbc$$

- **Estéril**

$$Qr = 0,50 * 20 = 10Kg$$

- **Mineral**

$$Qr = 0,17 * 8 = 1,4Kg$$

**b.Longitud de avance (Lav)**

$$Lav = K * Lp$$

- **Estéril**

$$Lav = 1 * 1,2 = 1,12m$$

- **Mineral**

$$Lv = 1,12m$$

**c. Volumen del macizo arrancado (Va)**

$$Va = Sfranq * Lav$$

- **Estéril**

$$Va = 5,5m^2 * 1,12m = 6,16m^3$$

- **Mineral**

$$Va = 0,79m^2 * 1,12m = 0,88m^3$$

**d.Total de metros perforados (Lpt)**

$$Lpt = Lp * Ntb$$

- **Estéril**

$$Lpt = 1,12 * 20 = 22,4m$$

- **Mineral**

$$L_{pt} = 1,12 * 8 = 8,96m$$

e. Metro de perforación por metro de avance ( $L_{pt}'$ )

$$L_{pt}' = \frac{L_{pt}}{L_{av}}$$

- **Estéril**

$$L_{pt}' = \frac{22,4}{1,12} = 20m$$

- **Mineral**

$$L_{pt}' = \frac{8,96}{1,12} = 8m$$

f. Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar ( $L_{pt}''$ )

$$L_{pt}'' = \frac{L_{pt}}{V_a}$$

- **Estéril**

$$L_{pt}'' = \frac{22,4}{6,16} = 3,6 \text{ m/m}^3$$

- **Mineral**

$$L_{pt}'' = \frac{8,96}{0,88} = 10 \text{ m/m}^3$$

**g. Gasto de sustancia explosiva por metro de avance (Gl)**

$$Gl = \frac{Qr}{Lav}$$

- **Estéril**

$$Gl = \frac{10 \text{ Kg}}{1,12} = 8,9 \text{ Kg/m}$$

- **Mineral**

$$Gl = \frac{1,4Kg}{1,12} = 1,26 \text{ Kg}/m$$

**h. Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar (Gu)**

$$Gu = \frac{Qr}{Va}$$

- **Estéril**

$$Gu = \frac{10}{6,16} = 1,62Kg$$

- **Mineral**

$$Gu = \frac{1,4}{0,88} = 1,59kg$$

#### **4.12.6.2.9. MÉTODO DE VOLADURA**

El método de voladura utilizado en la franja de estéril y mineral es el sistema de fuego, posteriormente se puede observar en las **figuras N° 9 y 10**.

**a. Tiempo de seguridad (Ts)**

$$L_{ML} = \frac{Ls}{vh}$$

• **Estéril**

$$L_{ML} = \frac{1000m}{0,80m/sg} = 1,25seg$$

• **Mineral**

$$L_{ML} = 1,25seg$$

**b. Longitud de la mecha de seguridad ( $L_{MS}$ )**

$$L_{MS} = (Lp + La + Lu) * Ntbc$$

• **Estéril**

$$L_{MS} = (1,12 + 0,10 + 0,40) * 20 = 32,4m$$

- **Mineral**

$$L_{MS} = (1,12 + 0,10 + 0,40) * 8 = 12,96m$$

- c. Número de fulminantes (Nf)**

$$Nf = Ntbc$$

- **Estéril**

$$Nf = 20 \text{ ful min antes}$$

- **Mineral**

$$Nf = 8 \text{ ful min antes}$$

- d. Número de conectores (Nc)**

$$Nc = Nf$$

- Estéril

$$Nc = 20 \text{conectores}$$

- Mineral

$$Nc = 8 \text{conectores}$$

**e. Longitud de la mecha de ignición ( $L_{MI}$ )**

$$L_{MI} = dm * \frac{N}{Nfil} + b * \frac{N}{Nfil} + La * N + 1,50$$

**Donde:**

B = Distancia entre filas de barrenos

- Estéril

$$L_{MI} = 0,20 * \frac{20}{2} + 0,42 * \frac{20}{2} + 0,10 * 20 + 1,5 = 9,7m$$

- Mineral

$$L_{MI} = 0,63 * \frac{8}{1} + 0 * \frac{8}{1} + 0,10 * 8 + 1,5 = 7,34m$$

#### **f. Accesorios para la voladura**

Los accesorios para la voladura de la franja de mineral y estéril son los mismos que se utilizaron para el franqueo de la chimenea y galería de corte, las características técnicas se describieron anteriormente.

#### **4.12.6.2.10. PASAPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Los pasaportes de perforación y voladura se describieron en las figura N° 9 y 10 de la franja de estéril y mineral, además el esquema general de explotación del bloque se diseñan en la **figura N° 11.**

#### **4.12.6.3. CONTROL DE LAS PRESIONES DE LAS ROCAS**

Para controlar las presiones de las rocas se utilizará entibación de madera formando una malla de madera de 2m X 1,50m, estos trabajos se los realizará después de arrancar la capa de mineral.

#### 4.12.6.4. VENTILACION

##### 4.12.6.4.1. CAUDAL NECESARIO DE AIRE

Debido a que existen diferentes operaciones mineras el caudal de aire se lo realiza para todo el bloque, a demás se incluye la sustancia explosiva y personal.

##### a. Cantidad de aire de acuerdo al gasto de sustancia explosiva

$$Q_{SE} = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{K}{t}}$$

$$A = Qr(\text{estéril}) + Qr(\text{min eral})$$

$$A = 10 + 1,4 = 11,4Kg$$

$$Q_{SE} = \frac{11,4 * 0,04 * \frac{100}{0,008} * \frac{1,45}{60}}{60} = 2,30 m^3 / sg$$

##### b. Cantidad de aire de acuerdo a la extracción mineral de la mina

$$Q_{ex} = \frac{qd * Ad * Ks}{60}$$

$$Q_{ex} = \frac{1,50 * 40 * 1}{60} = 1,00 m^3 / sg$$

**c. Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de polvo**

$$Q_p = v * S_{franq}$$

$$S_{franq} = S_{franq}(\text{estéril}) + S_{franq}(\text{min eral})$$

$$S_{franq} = 5,5 + 0,97 = 1,9 m^3 / sg$$

**d. Cantidad de aire de acuerdo a la cantidad de personas**

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60}$$

$$Q_m = \frac{6 * 14 * 1,45}{60} = 2,03 m^3 / seg$$

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
Perforador	1
Ayudante de perforador	1
Entibador	1
Ayudante de entibador	2
Transporte	4
Operador de winche	1
Ayudante de operador del winche	1
Capataz	1
Servicios varios	1
Ingeniero	1
<b>TOTAL</b>	<b>14</b>

**e. Cantidad de aire por la velocidad mínima**

$$Q = V * S_{franq}$$

$$Q = 0,15 * 0,97 = 0,15 \text{ m}^3 / \text{seg}$$

**f. Cantidad real de aire necesario para la ventilación**

$$Q_{ra} = p * Q_{max}$$

$$Q_{max} = Q_{SE}$$

$$Q_{ra} = 1,33 * 6,11 = 8,13 \text{ m}^3 / \text{seg}$$

#### 4.12.6.4.2. DISTANCIA DEL EXTREMO DE LA MANGA AL FRENTE

$$Ltb = 3 * \sqrt{Sfranaq}$$

- Estéril

$$Ltb = 3 * \sqrt{5,5} = 7m$$

- Mineral

$$Ltb = 3 * \sqrt{0,97} = 2,95$$

#### 4.12.6.4.3. DIÁMETRO DE LA MANGA DE VENTILACIÓN

$$d = (0,25 - 0,35) * \sqrt{Sfranaq}$$

$$d = (0,25) * \sqrt{8,13} = 0,71m \approx 0,60m$$

En base al resultado sacado de la fórmula no existe este diámetro en el mercado es por esta razón se toma 0,60m.

**4.12.6.4.4. RESISTENCIA DE LA MANGA QUE TIENE QUE  
VENCER EL VENTILADOR**

$$R = \frac{6,5 * \alpha * L}{d^5}$$

$$R = \frac{6,5 * 0,00036 * 250}{(0,60)^5} = 7,52 K\mu$$

**4.12.6.4.5. ELECCIÓN DEL VENTILADOR**

**a. Rendimiento del ventilador ( $Q_v$ )**

$$Q_v = Q_{ra}$$

**b. Depresión estática del ventilador ( $h_e$ )**

$$h_e = p * R * Q_{\max}^2$$

$$h_e = 1,33 * 7,52 * (6,11)^2 = 373,38 \text{ mm.col.agua}$$

**c. Depresión dinámica del ventilador (hd)**

$$hd = \frac{Vm^2 * \gamma a}{2g}$$

$$st = \frac{\pi * d^2}{4}$$

$$st = \frac{3,14 * (0,60)^2}{4} = 0,28m^2$$

$$Vm = \frac{1,33 * 1,20}{0,28} = 38,61 m/seg$$

$$hd = \frac{(38,61)^2 * 1,20}{2(9,8)} = 91,5mm.col.agua$$

**d. Depresión del ventilador (hv)**

$$Qv = 8,13 m^3/seg$$

$$hv = he + hd$$

$$hv = 373,88 + 91,5 = 464,88mm.col.agua$$

**e. Potencia del motor del ventilador (W)**

$$W = \frac{1,05 * Q_{ra} * h_v}{102\eta}$$

$$W = \frac{1,05 * 8,13 * 464,88}{102 * 0,65} = 59,85 Kw \approx 80,20HP \approx 100HP$$

**4.12.6.4.6. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE VENTILACIÓN**

**a. Método de ventilación por inyección**

$$Q_{iny} = \frac{\frac{21,4}{t} \sqrt{Q_r * S_{franq} * L}}{60}$$

$$Q_{iny} = \frac{\frac{21,4}{60} \sqrt{11,4 * 6,34 * 250}}{60} = 0,81 m^3 / seg$$

**b. Método de ventilación por absorción**

$$Q_{abs} = \frac{\frac{6}{t} \sqrt{Q_r * S_{franq} * L}}{60}$$

$$Q_{abs} = \frac{\frac{6}{60} \sqrt{11,4 * 6,34 * 250}}{60} = 0,132 m^3 / seg$$

Se debe cumplir la relación:

$$\frac{Q_{max}}{S_{franp}} \geq V$$

$$\frac{6,11 m^3 / seg}{6,34 m^2} \geq 0,15 m / seg$$

$$0,96 m / seg \geq 0,15 m / seg$$

#### **4.12.6.5. SANEAMIENTO, ACARREO, CARGA Y TRANSPORTE**

Posteriormente al saneamiento en el frente de trabajo, se procede a realizar el acarreo del mineral, esta labor se lo hace solo para el mineral, lo que no sucede con el estéril, a este se lo nivela en la superficie del frente, con la finalidad de colocar el tillado para facilitar las distintas operaciones mineras, la carga del mineral se la hace directamente hacia los

vagones a través de las chimeneas, para su posterior transporte hacia la superficie de la mina.

#### **4.12.6.6. PLANIFICACIÓN Y ORGANIZACIÓN DE LOS TRABAJOS EN LAFRANJA DE ESTERIL Y MINERAL**

##### **4.12.6.6.1. TIEMPO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

###### **1. Tiempo de perforación**

$$T_{perf} = \frac{(Tp + ti + tpc) * Ntb * Lp}{60}$$

- **Estéril**

$$T_{perf} = \frac{(2,01 + 0,50 + 0,65) * 20 * 1,20}{60} = 1,18h$$

- **Mineral**

$$T_{perf} = \frac{(2,01 + 0,50 + 0,65) * 8 * 1,12}{60} = 0,47h$$

###### **2. Tiempo de cebado**

$$T_{ceb} = \frac{tceb * Ntbc}{60}$$

- **Estéril**

$$T_{ceb} = \frac{1 * 20}{60} = 0,30h$$

- **Mineral**

$$T_{ceb} = \frac{1 * 8}{60} = 0,13h$$

### 3. Tiempo de carga a los barrenos

$$T_{cb} = \frac{Tc * Ntbc}{60}$$

- **Estéril**

$$T_{cb} = \frac{2,08 * 20}{60} = 0,69h$$

- **Mineral**

$$T_{cb} = \frac{2,08 * 8}{60} = 0,28h$$

#### 4. Tiempo de amarre y encendido

- Estéril

$$T_{ae} = 0,17h$$

- Mineral

$$T_{ac} = 0,17h$$

#### 5. Tiempo total de perforación y voladura

$$T_{tpv} = T_{perf} + T_{ceb} * T_{cb} + T_{cb} + T_{ae}$$

- Estéril

$$T_{tpv} = 1,18 + 0,13 + 0,28 + 0,17 = 2,37h$$

- Mineral

$$T_{tpv} = 0,47 + 0,13 + 0,028 + 0,17 = 1,05h$$

#### **4.12.6.6.2. TIEMPO DE VENTILACIÓN**

$$T_v = 3h$$

#### **4.12.6.6.3. TIEMPO DE SANEAMIENTO**

$$T_s = 0,25h$$

#### **4.12.6.6.4. TIEMPO DE ACARREO, CARGA Y TRANSPORTE**

##### **1. Tiempo de nivelación de la franja arrancado de estéril**

La forma como se realiza la nivelación se lo hace en forma manual empleando herramienta menor, el tiempo necesario para realizar esta labor será:

$$T_n = 0,25h$$

##### **2. Tiempo de acarreo del mineral**

$$T_a = \frac{T_i + T_{vs} + N_{vs} + T_{laux}}{60}$$

$$N_{vs} = \frac{Va}{Vs}$$

$$T_{svs} = \frac{Lgs}{Vis} + \frac{Lgs}{Vrs}$$

$$N_{vs} = \frac{6,16}{0,10} = 61,6 \approx 62$$

$$N_{vs} = \frac{38,7}{30,49} + \frac{38,7}{64,02} = 0,93 \text{ min}$$

$$T_a = \frac{15 + 0,93 * 62 + 30}{60} = 1,71h$$

### 3. Tiempo de carga

Para el cargado del material volado se lo hace directamente a través de las chimeneas laterales, por lo tanto no se utiliza maquinaria.

$$T_c = \frac{Nv * (t_{cv} + t'c)}{60}$$

$$N_v = \frac{V_a * K_e}{V_v * K_{lv}}$$

$$N_v = \frac{6.16 * 1.8}{0.51 * 1} = 21.7 \approx 22$$

$$T_c = \frac{22 * (2 + 0.5)}{60} = 0.92h$$

#### 4. Tiempo de transporte

$$T_{tv} = 0.12h$$

- **Tiempo total de transporte**

$$T_T = T_{tv} * N_v$$

$$T_T = 0.12 * 22 = 2.64h$$

- **Tiempo de acarreo carga y transporte**

$$T_{ACT} = \frac{T_a}{N_v} + \frac{T_c}{N_v} + T_T$$

$$T_{ACT} = \frac{1,67}{22} + \frac{1,04}{22} + 2,64 = 2,76h$$

#### **4.12.6.6.5. TIEMPO DE OPERACIONES AUXILIARES**

$$T_{aux} = 0,75h$$

#### **4.12.6.6.6. TIEMPO DE COLOCACIÓN DEL TILLADO**

$$T_{till} = 0,80h$$

#### **4.12.6.6.7. TIEMPO DE FORTIFICACIÓN**

$$T_f = Np * T_{ap}$$

$$T_f = 4 * 1,50 = 6h$$

#### **4.12.6.6.8. TIEMPO TOTAL DEL TURNO**

Para la explotación de la franja tanto de mineral como estéril se la realizará en dos turnos cada uno, esto se debe a la organización adecuada de todas las labores que se realizarán

- **Tiempo de franqueo o explotación del bloque**

$$T_{franq} = \frac{Re\ xp}{Pd}$$

$$Re\ xp = RT(Rpsg * Npsg + Rch * Nch + Rgc)$$

**Donde:**

Rexp = Reservas explotables

Pd = Producción diaria

RT = Reservas totales

Rpsg = Reservas del primer pilar de seguridad de las galerías

Npsg = Número de pilares de seguridad de las galerías

Rch = Reservas explotables en el franqueo de la chimenea

Nch = Número de chimeneas

Rgc = Reservas explotables en la galería de corte

$$Re\ xp = 670,8 - (82,37 * 1 + 32,74 * 3 + 56,28) = 433,93$$

$$T_{franq} = \frac{433,93ton}{11tn/dia} = 39,45dias \approx 1,32meses$$

**4.12.6.6.9. GASTO DE FUERZAS DE TRABAJO EN EL CICLO DE  
LABORES**

<b>ACTIVIDAD</b>	<b>N-º HOMBRES- TURNO</b>
Perforación	2
Carga y transporte	4
Fortificación	3
Operaciones auxiliares	2
Servicios generales	1
Capataz	1
<b>TOTAL</b>	<b>13 Hombres/turno</b>

**a. Rendimiento del trabajador**

- **Rendimiento del perforista en el frente**

$$R_{perf} = \frac{Va * Ke}{Nperf}$$

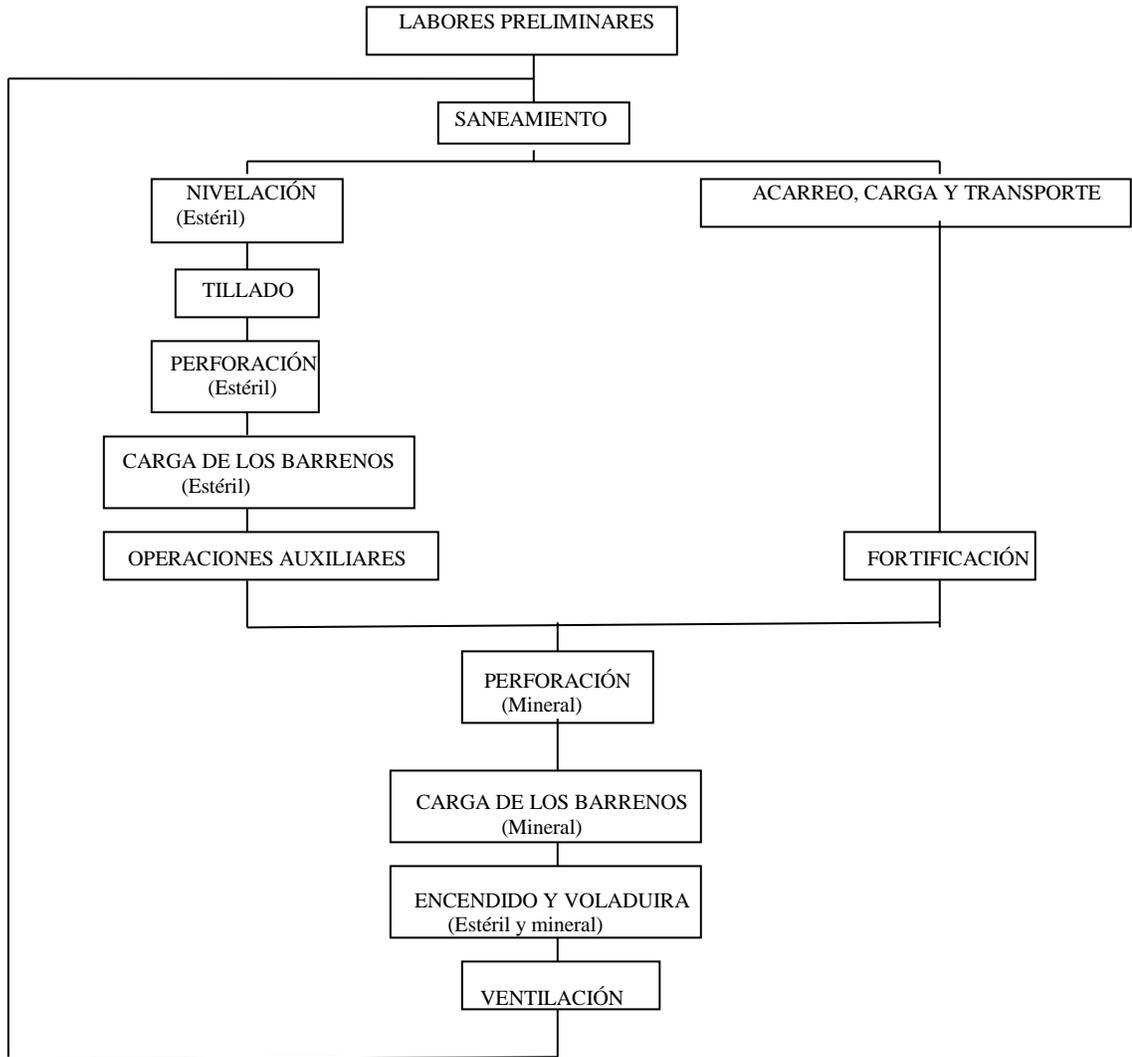
$$R_{perf} = \frac{6,16 * 1,80}{2} = 5,54 m^3 / hombre - turno$$

- **Rendimiento del trabajador en el frente**

$$R_{trab} = \frac{Va * Ke}{Ntrab}$$

$$R_{trab} = \frac{6,16 * 1,80}{11} = 1,00 m^3 / hombre - turno$$

#### 4.12.6.6.10. DIAGRAMA DE FLUJO DE LAS ACTIVIDADES



**4.12.6.6.11. ORGANIGRAMA DE LOS TRABAJOS DE  
EXPLOTACION DE LAS FRANJAS DE ESTERIL Y  
MINERAL**

ACTIVIDAD	DURACION	4.3.1.3 TURNO															
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1. Saneamiento	0.25	█															
2. Nivelación (Estéril)	0.25	█															
3. Acarreo, Carga y Transporte	2.76		████████████████████														
4. Tillado	0.80				████████												
5. Operaciones Auxiliares	0.75						████										
6. Fortificación	6.00							██									
7. Perforación y carga (Estéril)	2.37												████████████████				
8. Perforación y voladura (Mineral)	1.05																████████

## **CAPITULO V**

### **5. ELECCION DE MAQUINARIA**

#### **5.1. GENERALIDADES**

Durante el proceso de explotación de un yacimiento por cualquier sistema, los minerales deben ser trasladados por trazas irregulares en múltiples ocasiones, de este proceso tecnológico depende en gran medida el éxito o el fracaso de la empresa minera.

En la actualidad se mueven en el mundo más de diez mil millones de toneladas de minerales al año, de aquí se desprende la importancia que posee la correcta selección y explotación de los medios de transporte. La elección incorrecta de los mismos conllevaría la pobre explotación o subexplotación del equipamiento, el desgaste intensivo de los equipos y el aumento de los costos de transportación.

Luego de realizar la elección del sistema de explotación para nuestro proyecto, se ha tomado en consideración las diferentes labores de perforación, carga, arrastre y transporte. Para nuestro objetivo se debe recalcar que la empresa tiene los equipos y maquinaria que se utilizará en el presente trabajo, la misma que ha sido adaptada de acuerdo al rendimiento de cada una de ellas.

En las siguientes tablas se definirá las características técnicas de cada equipo según la labor que se realice.

### 5.1.1. MAQUINARIA PARA LAS LABORES DE PERFORACIÓN

- Maquinas Perforadoras

CARACTERÍSTICAS	ESPECIFICACIONES
Marca	Atlas Copco
Modelo	BBC 16W
Peso	26 kg
Longitud	710 mm
Energía	Neumática
Consumo de aire	134 pies <sup>3</sup> /min
Diámetro del pistón	70 mm
Carrera del pistón	55 mm
Frecuencia de impacto	2340 golpes/min
Presión del fluido	4 – 6 bar (90 libras)
Nivel de presión del sonido oído	114 db (A)
Nivel de potencia de sonido	118 db (A)
Nivel de vibraciones	25 m/seg <sup>2</sup>
Diámetro de perforación	32 – 38 mm
Profundidad de perforación	1.00 – 150 m
Velocidad de perforación	0.25 m/min

**Tabla N° 18,** Características de la perforadora

- **Empujadores o pie de avance**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Peso	14 Kg
Longitud retraída	1805 mm
Longitud extraída	3105 mm
Longitud de extensión	1300 mm
Diámetro del pistón	70 mm

**Tabla N° 19,** Características de los Empujadores

- **Compresor**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Marca	SULLAIR
Modelo	300 H
Capacidad	300 pies <sup>3</sup> /min (cfm)
Presión	120 lib/pulg <sup>2</sup> (psi)
Motor	Diesel JHON DEER
Modelo del motor	4039 T

**Tabla N° 20,** Características del compresor

- **Vagones**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Capacidad de carga	0,51 m <sup>3</sup>
Longitud	1530 mm
Ancho	900 mm
Alto	1123 mm
Ancho de la vía	600 mm

**Tabla N° 21,** Características de los Vagones

### 5.1.2. EQUIPO PARA LA VENTILACIÓN

- **Ventilador Axial**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Marca	CICLON
Modelo	INC – 60 AAD
Energía	Eléctrica
Potencia del motor	10 HP
Capacidad	1500 pies <sup>3</sup> /min a 3” de agua
Consumo de energía	15 A, a 420 V – AC
Motor	Trifásico
Frecuencia	60 Hz
RPM	3500

**Tabla N° 22,** Características del Ventilador Axial

### 5.1.3. MAQUINARIA DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO

- Trituradora

CARACTERÍSTICAS	ESPECIFICACIONES
Marca	Telsmih
Casa comercial	Astecnia
Procedencia	Colombia (imp)
Peso	1000 Kg
Revoluciones	250 r.p.m.
Potencia	3 HP
Tipo	Mandíbulas
Modelo	b x l (10 x 16)
Dimensiones	B = 10'' b = 2''
Capacidad Teórica	20 t/h
Capacidad real	5.68 Tn/h
Energía	1.6 Kh/ton

**Tabla N° 23,** Características de la Trituradora.

- **Molino**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Flujo de agua	4 – 6 m <sup>3</sup> /tn
Malla empleada	60
Potencia	10 HP
El diámetro del molino	1,5-2 m
Revoluciones por minuto	8-10
Peso del molino	23500 Kg.
Producción aproximada	0.5-1.5 Tn/h

**Tabla N° 24,** Características del Molino

- **Tanque de Cianuración**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>
Diámetro	3.11m
Altura	3.66 m
Altura en la parte cónica	0.55 m
Motor	30 HP
Capacidad	12 TM

**Tabla N° 25,** Características del Tanque de Cianuración

- **Canalones**

<b>CARACTERÍSTICAS DE LOS CANALONES USADOS PARA LA OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS</b>			
Largo (m)	Ancho (m)	Profundidad (m)	Inclinación (grados)
7,5	0.5	0.10	4-5

**Tabla N° 26,** Características de los Canalones

#### 5.1.4. MAQUINARIA PARA EL TRANSPORTE

- **Canguro**

<b>CARACTERÍSTICAS</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>	<b>UNIDAD</b>
MOTOR	MODELO	4A220L,4 cilindros, refrigerado por agua, diesel, 4 tiempos
	POTENCIA SAE	46 C.V. a 2800rpm
	CILINDRADA TOTAL	2197cc
	LUBRICACIÓN	Lubricación forzada
	SISTEMA DE REFRIGERACIÓN	Radiador presurizado
	BATERIA	12V, 80 AH seco
SISTEMA DE COMBUSTIÓN	TIPO	Inyección indirecta
	CAPACIDAD DEL DEPÓSITO	40L
SISTEMA DE AIRE	TIPO	Aspirado naturalmente
	LIMPIADOR DE AIRE	Seco, elemento dual

TRANSMISIÓN	TRACCIÓN	4 ruedas Delanteros: 8-16
	NEUMÁTICOS	Traseros : 12.4 – 24
	DIRECCIÓN	Hidroestática
	BLOCAJE DEL DIFERENCIAL	Engranaje cónico
	VELOCIDAD	0.37-30 Km./h
	VELOCIDADES DE DESPLAZAMIENTO	8 adelante, 8 atrás 16 adelante, 16 atrás op
	CAPACIDAD DE LA BOMBA	Bomba principal : 49.5 l/m
ELEVADOR HIDRAÚLICO	DISTRIBUIDORES AUXILIARES EXTERNOS	2
	CAPACIDAD MÁXIMA DEL ELEVADOR	1050 kg
FRENOS	De disco de baño en aceite	
EMBRAGUE	Monodisco en seco	
TOMA DE FUERZA	TIPO	Independiente
	ENGANCHE DE 3 PUNTOS	Categoría 1
	VELOCIDADES (r.p.m)	561
DIMENSIONES	EJE	35mm
	LONGITUD CON ENGANCHE	3100mm
	ANCHURA	1472mm
	ALTURA MÁXIMA	1540mm
	DISTANCIA ENTRE EJES	1650mm
	DESPEJE	310mm
	RADIO DE GIRO	2865 mm
	ANCHO DE VÍA	Delantera 1200 mm Trasera 1125 mm
PESO	1670kg	

OPCIONAL	Doble velocidad	
----------	-----------------	--

Tabla N° 27, Características del Canguro

### 5.1.5. EQUIPO PARA ILUMINACIÓN

- **Generador**

CARACTERÍSTICAS	UNIDAD	ESPECIFICACIONES
Modelo		GSW106
Potencia continua	kVA/kWe	102/82
Potencia emergencia	kVA/kWe	108/86
Motor	DEUTZ	BF4M 1013 EC
AUTONOMIA (APPROX.)( 75% carga)	h	8,2
DIMENSIONES (LxWxH)	mm	200x750x1336
PESO	Kg	1100

Tabla N° 28, Características del Generado

## **CAPITULO VI**

### **7. ELECCIÓN DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO**

#### **7.1. GENERALIDADES**

En el siglo XVI Aricola dio una primera descripción de métodos para el minado y recuperación de minerales de oro. Muchos de los métodos descritos permanecieron en práctica durante años y algunas de las técnicas de separación gravimétrica que actualmente se usan están basados en principios similares. El mercurio fue usado para la amalgamación por los españoles. Un giro significativo se dio a fines del siglo XIX con la introducción de la cianuración para la recuperación de oro y plata.

El oro ocurre en la naturaleza con muy pocas excepciones como metal nativo. Las propiedades importantes del oro nativo relacionados a recuperación son: el alto peso específico (15.3 a 19.3 dependiendo de la cantidad de otros metales asociados), su alta maleabilidad, su mojabilidad por el mercurio en presencia de oxígeno. Casi todo el oro que ocurre naturalmente está asociado con algo de plata y teniendo la plata propiedades muy similares al oro tiende a seguir las mismas rutas en los procesos de recuperación.

A causa del agotamiento de las reservas de minerales de oro y debido al incremento en el precio de este elemento precioso, el tratamiento de minerales de bajo grado tanto como materiales de desecho están recibiendo considerable atención en la actualidad. Algunos son tratados por técnicas convencionales, otros requieren de

seguimientos complejos, por lo que deviene la necesidad de desarrollar nuevos métodos de procesamiento. Así, dependiendo de la ubicación, clima, topografía, mineralogía, ley, reservas y de la naturaleza de la distribución del oro dentro del mineral, se puede considerar un amplio rango de técnicas para recuperar el metal precioso. Desde el yacimiento hasta el consumo, la materia prima mineral transita por varias operaciones tecnológicas complejas como: laboreo minero, tratamiento, beneficio y los procesos metalúrgicos, la sucesividad de estas operaciones o procesos no siempre es obligatoria.

## **7.2. TRATAMIENTO Y BENEFICIO**

### **7.2.1. TRATAMIENTO**

El mineral extraído en el proceso de laboreo minero se transporta hasta la planta de tratamiento, la cual está constituida por cuatro operaciones fundamentales: cribado, Trituración, Molienda y Clasificación.

#### **7.2.1.1. CRIBADO**

El cribado es empleado como un proceso de separación de minerales por clases de grosor, para lo cual se emplea superficies metálicas agujereadas, las cuales poseen dimensiones y espaciamientos necesarios para la división del material cuyo objetivo en este caso es el de evitar el paso del material no condicionado ( $> 50$  mm) a la etapa de conminución. Para este efecto se requiere una criba primaria.

## **7.2.1.2. ELECCIÓN DE CRIBA PRIMARIA**

### **7.2.1.2.1. PARÁMETROS DE CRIBADO**

- Cribado en seco
- Separación sólido-sólido para una Trituradora y un Molino Chileno
- Cribado estático
- Se construirá con varilla de  $\frac{1}{2}$ "

### **7.2.1.2.2. CONDICIONES DEL CRIBADO**

- Mineral de Cuarzo de fortaleza 8; proveniente de Expl. Subterránea
- Material Húmedo (0.62 %)
- Peso volumétrico 2.5 gr/cc
- Material proveniente de una sola fuente
- Diámetro de abertura de la malla 150 x 180 mm
- Sección activa calculada 86.11%
- Para el proceso de cribado se empleará herramienta menor

### **7.2.1.2.3. CALCULO DE LA SECCIÓN DE EMPARRILLADO**

$$F = \frac{Q}{2.4 * l}$$

**Donde:**

$Q$  = Productividad Ton/h

$l$  = Diámetro de los pedazos condicionados

$$F = \frac{0.46}{2.4 * 150} = 0.035m$$

- **Ancho real**

$$Br = 3 * D \text{ max}$$

$$Br = 3 * 0.15 = 0.45m$$

- **Estimación del ángulo de cribado**

$\alpha = 10^\circ - 30^\circ$  Cribado más lavado

$\alpha = 35^\circ - 45^\circ$  Para cribas de barrotes

Se elige un ángulo de inclinación para la criba de  $40^\circ$

- **Diámetro de paso libre de las partículas**

$$lr = l + (20 - 50)l$$

$$lr = 150 + (0.5)150 = 225mm$$

- **Comprobación**

$$dr = lr * \cos\alpha - h\text{sen}\alpha$$

**Donde:**

$h$  = Diámetro de la varilla de hierro

$$dr = 225 * \cos 40^\circ - 12.7 \text{sen} 40^\circ = 164.20 \text{mm}$$

- **Sección activa**

$$L = \frac{l * b}{(b + a)(l + a)} * 100$$

$b$  = ancho de la malla

$a$  = Diámetro de la varilla

$$L = \frac{225 * 150}{(150 + 12.7)(225 + 12.7)} * 100 = 0.62\%$$

- **Corrección**

$$d = lr \cos\alpha - h\text{sen}\alpha$$

$$d = 225 \cos 40^\circ - 6.35 \text{sen} 40^\circ = 168.27 \text{mm}$$

- **Sección activa**

$$L = \frac{l * b}{(b + a)(l + a)} * 100$$

$$L = \frac{225 * 150}{(150 + 6.35)(225 + 6.35)} * 100 = 93.31\%$$

### 7.2.1.3. TRITURACIÓN Y MOLIENDA

Esta etapa se constituye como la primera etapa de la preparación mecánica, es un proceso de reducción de tamaño de los pedazos no condicionados y en molienda se constituye como un proceso para liberar del componente útil de la ganga, estos procesos se realizan mediante la acción de fuerzas externas que superan en magnitud las fuerzas internas de cohesión del mineral.

Para esta operación se empleará una trituradora de mandíbulas y un molino chileno de dos ruedas.

1.- Metodo	=	Explotación Subterránea
2.- Fortaleza	=	8 (Cuarzo Aurifero)
3.- Dmax de los pedasos	=	200 mm
4.- dmax al molino	=	50 mm
5.- Capacidad de la planta	=	0,45 T/d
6.- Peso volumétrico ( $\gamma_v$ )	=	2,50

#### 7.2.1.3.1. GRADO DE REDUCCIÓN TOTAL.

$$S = \frac{D \text{ max}}{d \text{ max}}$$

$$S = \frac{200}{50}$$

$$S = 4$$

#### **7.2.1.3.2. CALCULO DE LOS DIÁMETROS DE ENTRADA Y SALIDA EN LAS TRITURADORAS.**

$$D_5 = \frac{D_1}{iI}$$

Donde:

$D_5$  = d max de la trituradora primaria.

$D_1$  = D max de la trituradora primaria.

$iI$  = Grado de reducción.

$$D_5 = \frac{200}{4}$$

$$\mathbf{D_5 = 50,00 \text{ mm}}$$

##### **7.2.1.3.2.1. BOCA DE ENTRADA.**

$$B = 0,15 - 0,20 (dK) + dK$$

$$B = 0,20 (200) + 200$$

$$B = 240,00 \text{ mm}$$

#### **7.2.1.3.2.2. BOCA DE SALIDA.**

$$b = 50 \text{ mm}$$

#### **7.2.1.3.3. ELECCIÓN DE LA TRITURADORA.**

$$Q = 0.45 \text{ T/h}$$

$$B = 240,00 \text{ mm (9,45'')}$$

$$b = 50,00 \text{ mm (1,97'')}$$

#### **ELECCIÓN:**

<b>MARCA:</b>	TELSMIH
<b>CASA COMERCIAL:</b>	ASTECNIA
<b>PROCEDENCIA:</b>	COLOMBIA (IMP)
<b>TIPO:</b>	MANDIBULAS
<b>MODELO:</b>	B x L (10 x 16)

**DIMENSIONES:** B = 10''

b = 2''

**CAPACIDAD:** 20 T/h

#### 7.2.1.3.4. PRODUCCIÓN REAL.

$$Q_{\text{REAL}} = Q_t * K_d * K_t * K_w * k \delta$$

1. Coeficiente que considera la fortaleza de la roca

$$K_d = 1 - 0,05 (f - 14)$$

$$K_d = 1 - 0,05 (8 - 14)$$

$$K_d = 1,30$$

2. Coeficiente que considera el dimensionamiento.

$$K_t = 1 + \left( 0,08 - \frac{D_{80}}{B} \right)$$

$$K_t = 1 + \left( 0,08 - \frac{240}{254} \right)$$

$$K_t = 0.14$$

3. Coeficiente que considera el mullido de la roca.

$$K_w = 1,00$$

4. Coeficiente que considera la densidad de la roca.

$$K_\delta = \frac{\gamma_v}{1.6}$$

$$K_\delta = \frac{2,50}{1.6}$$

$$K_\delta = 1,56$$

$$Q_{\text{REAL}} = 20 * 1,30 * 0.14 * 1,00 * 1,56$$

$$Q_{\text{REAL}} = 5.68 \text{ T/h}$$

#### 7.2.1.3.5. CÁLCULOS ENERGETICOS.

$$E = Wi \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

$$E = 14,93 \left( \frac{1}{\sqrt{50}} - \frac{1}{\sqrt{200}} \right)$$

$$E = 1.06 \frac{\text{K.h}}{\text{T}}$$

#### **7.2.1.3.6. CÁLCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOR.**

$$N = E * Q$$

$$N = 1,06 \frac{\text{Kw.h}}{\text{T}} * 5.68 \frac{\text{T}}{\text{h}}$$

$$N = 6.02 \text{Kw}$$

El material proveniente del cribado previo y de la trituradora de mandíbulas se carga al Molino Chileno de dos ruedas en donde se produce la liberación del mineral (oro) para ser sometido a los procesos posteriores.

#### **7.2.1.4. CLASIFICACIÓN**

Este proceso se basa en la separación de la mezcla mineral en clases de tamaño, fundado en la diferencia de las densidades de los granos minerales en un medio, en la práctica este medio puede ser aire o agua, en este caso se lo realiza en un medio líquido para lo cual se emplean tres canaletas horizontales con bayetas, con un ángulo de inclinación de 3.5°, 6.00 m de longitud y 40 cm de ancho. Este proceso concluye con la obtención de dos productos oro en polvo y arenas de relaves.

## **7.2.2. BENEFICIO**

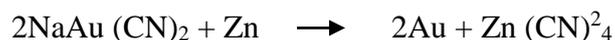
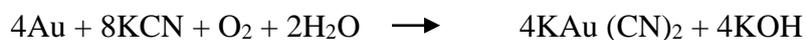
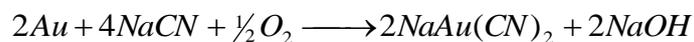
### **7.2.2.1.AMALGAMACIÓN**

El oro gravimétrico obtenido en la etapa de clasificación se procede a la amalgamación con mercurio, la amalgama obtenida es quemada en una retorta, esta se fundirá luego para formar barras de 1Kg , en este proceso se recupera el 48% de oro.

### **7.2.2.2.CIANURACION**

Este es un de los métodos más extendidos en el tratamiento de minerales, en términos generales, este método se basa en la diferencia de solubilidad de los minerales dentro de estos métodos, la cianuración es uno de los procesos más difundidos.

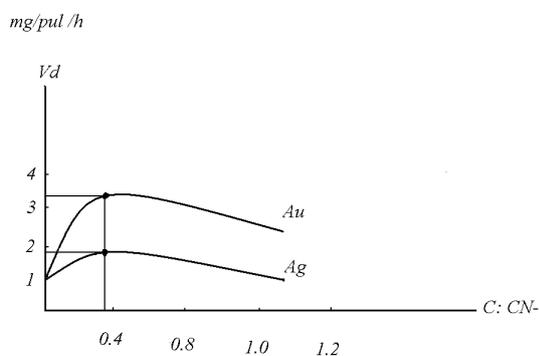
La cianuración es un método de recuperación del oro de las menas mediante la disolución selectiva en soluciones de cianuro de metales alcalino-térreos en presencia de oxígeno disuelto en el agua. La disolución ocurre en las soluciones cianúricas de baja concentración (0.03 – 0.3 %), según la siguiente reacción:



### 7.2.2.3.CONDICIONES DE TRABAJO DE CN<sup>-</sup> (PARÁMETROS TECNOLÓGICOS).

#### 7.2.2.3.1. CONCENTRACIÓN (C).

- Esta referido a la cantidad en % ó Kg/Tn de **CN**.
- C = %, Kg/Tn → Optimo → V. De disolución
- C = 0.11 – 0.22 % (Solución) → Óptimo;
  - Si es > La solución se satura de Na, K, Ca : **NO** hay disolución; por lo tanto **NO** hay recuperación de oro.
  - Si es < La solución **NO** produce solubilidad; por lo tanto **NO** hay recuperación de oro.



### 7.2.2.3.2. TAMAÑO DE LAS PARTICULAS.

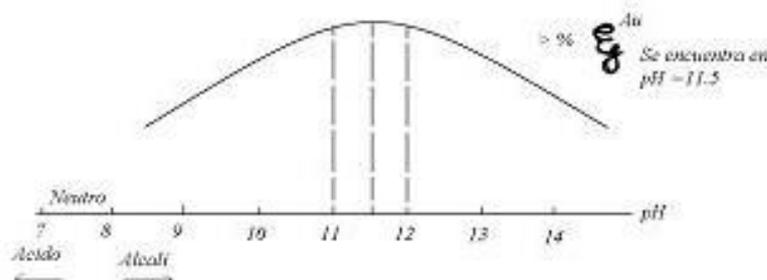
- Se considera:
  - $\langle \emptyset \text{ de la partícula} \rangle$  Cianuración
  - $\langle \emptyset \text{ de la partícula} \rangle$  V. Disolución
- Se considera 40% de material molido malla 200 Ty ó 74  $\mu m$ .
- Oro fino ( $\mu m$ )  $\rightarrow$  CN
- Oro grueso (mm)  $\rightarrow$  C. Gravimétrica.
- Cianuración se adapta a Hg (amalgamación); Flotación; ó combinar todos.
- Se suele trabajar con pulpas 40 – 50 % de sólidos.

### 7.2.2.3.3. CONCENTRACIÓN DE OXIGENO.

- Solubilidad  $\rightarrow$  Eficiente oxigenación.
- El CN trabaja con  $O_2$  eficiente para solubilizar Au.
- Se establece en química con la relación molar.



### 7.2.2.3.4. ALCALINIDAD DE LA SOLUCIÓN (CONTROL DEL PH).



- Se debe que tomar en cuenta que el CN se descompone en un medio ácido, por tal razón se debe trabajar en un medio alcalino, lo cual se logra con una adición periódica de Cal ó NaOH. A este proceso se lo denomina PROTECCIÓN ALCALINA.
- Cianuración: PH = 10 – 11.5
- Regular:
  - a) H<sub>2</sub>O + Material + Sulfuros
  - b) + CN

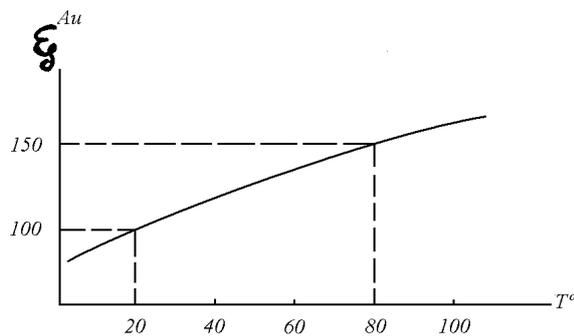
¿Qué logra el pH = 10 – 11.5?

1. Previene perder cianuro por Hidrólisis.
2. Perder cianuro en el CO<sub>2</sub> del aire.
3. El pH entre 10 – 11.5 neutraliza sales ácidas que provienen de los sulfuros de la Mena.
4. Mantener el pH ayuda a recuperar finos ( $\mu m$ ).
5. Ayuda a extraer oro de los sulfuros.

#### 7.2.2.3.5. TEMPERATURA

- La temperatura al igual que la concentración, Ø de la partícula, oxigenación, y pH; regulan el proceso de disolución del Au.

- Se considera un rango de temperatura entre 18 °C – 25 °C.
  - Si es > es sumamente eficiente; > recuperación de Au, aumenta hasta 50% - 70% más.
  - Si es < No es eficiente.
- CALENTAR OCACIONA PROBLEMAS.
  - Alta peligrosidad.
  - Al calentar disminuye el O<sub>2</sub>
  - Altísimo costo por volumen de solución
  - A > T° se logra la descomposición del CN.



- No hay recuperación >> consumo.

La cianuración de las arenas obtenidas en el proceso de clasificación después de la etapa de molienda, serán tratadas en tanques de cianuración por agitación, los cuales presentan los siguientes parámetros de construcción (Ver figuras N° 13, 14).

- Diámetro 3.11m
- Altura 3.66 m

- Altura en la parte cónica 0.55 m
- Capacidad 13 TM
- Motor 30 HP

Este tanque tiene una capacidad de 13 TM de arenas, se trabajará con pulpas de 40% – 45% de sólidos y 21.5 m<sup>3</sup> de agua, la concentración de cianuro será de 2-1 gr/l de solución, la aireación se la realizará mecánicamente a través de un estator (Draft), la solución acuosa será de un pH igual a 11 y temperatura ambiente 8° - 15°C.

#### **7.2.2.4.ETAPAS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN**

1. **LLENADO DEL TANQUE:** Se lo llena hasta una altura indicada según el envío de material desde las piscinas de arenas, hasta la parte superior del Draft. Se lo deja agitando 1 hora con aireación, luego de lo cual se lo deja sin agitación. Antes de parar la agitación se toman 3 muestras (en testigera) para realizar la cubicación del tanque, se debe anotar el peso del balde con pulpa, la altura desde el nivel superior de la pulpa hasta la parte superior del balde y los diámetros de la superficie de la pulpa y de estas se saca una muestra para laboratorio que debe ser colocado en un balde grande codificado. Ej. PLT-CN57-KBZA.
2. **ACONDICIONAMIENTO:** Una vez terminado el lavado del material se le agrega CAL hasta logra tener un pH de 11.0-11.5; luego de lo cual se lo deja en agitación unas 5 horas. Durante estas 5 horas se debe tomar muestras ( en baldes pequeños ) para controlar el pH.

3. **INICIO DE LA CIANURACIÓN:** Una vez terminado el acondicionamiento se le coloca la cantidad indicada de cianuro por el técnico responsable y se toman muestras cada 3 horas ( en baldes pequeños ) para calcular cantidad de cianuro a agregar ( titulación ), de cada una de estas se saca muestras para laboratorio ( en envases pequeños ) que deben ser codificadas. Ej. PLT-CN57-3

Para la recuperación del oro lixiviado se aplicará el CIP, este proceso se lo realiza en los mismos tanques de cianuración, luego de 18 horas de cianuración por agitación se agrega el carbón activado y se agita conjuntamente con las arenas durante 15 horas, para recuperar el carbón se criba el contenido de el tanque (arenas y carbón) a través de un tromel se toma una muestra codificada Ej. PLT-CN57-13 colas, las características del carbón a utilizar son:

- Carbón cilíndrico, diámetro 1.5 mm, longitud 4mm, vienen en fundas plásticas de color negro de 25 Kg.
- La dosificación es de 25 gr de carbón por TM de arena.

En este proceso se obtienen dos productos el: el primero es Carbón cargado o preñado (Au) y el segundo, relaves de cianuración con una concentración de Au de 0,2 ppm (0.3 gr/ton).

El carbón cargado se le realizará la desorción o elusión, para este efecto se empleará el Método de Altas Presiones, el procedimiento a seguir es el siguiente.

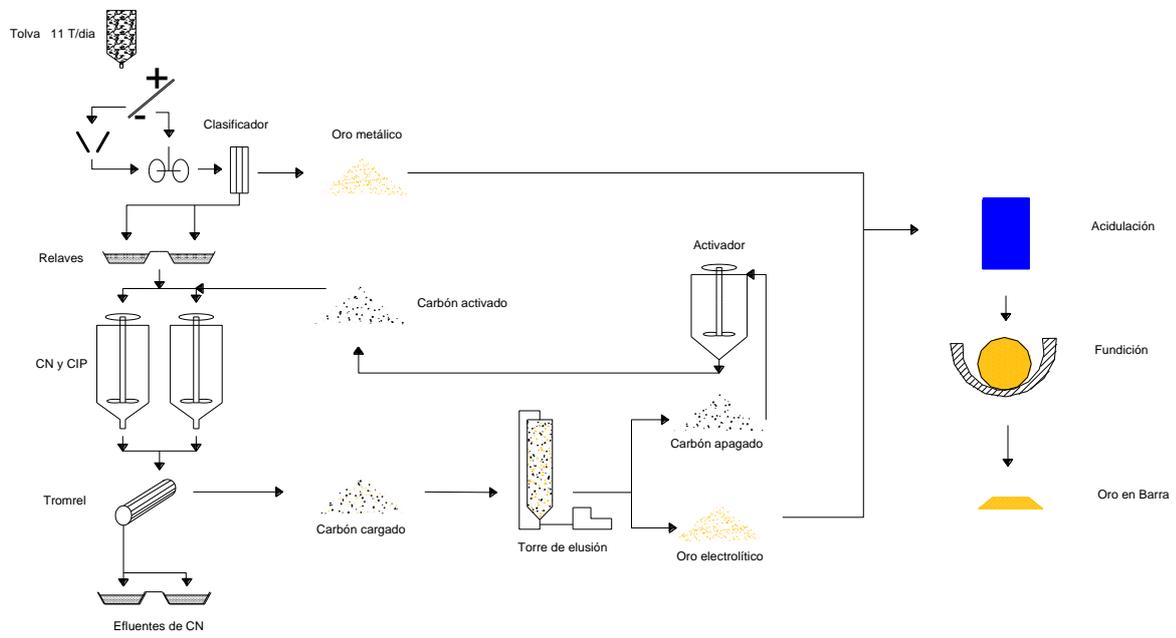
- Se carga la torre con 0.63 Tn de carbón
- La torre presenta una longitud de 6 m y un diámetro 0.60 m
- Los electrodos, el ánodo y el cátodo forrados con lana de acero se colocan en la celda en un número de cinco.
- Se preparará la solución utilizando parte de la solución de la elusión anterior, con 20 Kg de cianuro y 25 Kg de sosa caustica (NaOH).
- Se hace circular la solución hasta tener la presión requerida ,60 psi.
- Se enciende el caldero el cual requiere de cuatro ponponas de gas de 25 kg, las dimensiones de el caldero son 2.5 m de altura, 2.00 m de ancho y 1.00 m de profundidad, se controla que la temperatura de la torre se mantenga en 120 °C.
- La solución es refrigerada previa salida a la celad don de se encuentran los electrodos para la recuperación de oro por ionización.
- La temperatura de la celda (Electrowiner), se debe mantener en 80 °C, el voltaje de la celda es de 2.5 V, el cual es generado por una fuente de poder de 200 Wats de capacidad y monitoreado por un voltímetro.

- Pasada una hora de iniciación de el proceso de elusión se agrega 10 Kg de cianuro y 10 Kg NaOH, manteniendo la presión, voltaje y temperatura.
- Pasada la tercera hora de haber iniciado el proceso se agraga 5 Kg de cianuro y 5 Kg de NaOH cada hora.
- El proceso de elusión tiene un tiempo de duración de 22 horas, en este proceso se recupera el 50% del oro total y el 98.80% de oro existente en las arenas. **En todo el proceso de beneficio (amalgamación - cianuración) se recupera el 98% del oro total.**

Los relaves de cianuración son depositados en piscinas cubiertas por geomembranas de polietileno para evitar la contaminación por derramamientos o infiltraciones.

El oro gravimetrico y el oro obtenido por el tratamiento de arenas se trata con ácidos para eliminar impurezas (Cu, Ag)y elevar el quilatage del oro, este se funde en crisoles refractarios de porcelana, se deposita el metal en la lingotera formando barras que finalmente se comercializan.

### **7.2.3. DIAGRAMA DE FLUJO TECNOLÓGICO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO**



## CAPITULO VII

### 8. EVALUACIÓN DEL IMPACTO AMBIENTAL

#### 8.1. CARACTERÍSTICAS DEL MEDIO

##### 8.1.1. MEDIO FÍSICO

Las estructuras regionales características en el sector son la Falla ofiolítica de Peltetec, la Falla de Ingapirca y el Frente Baños; además son características en la Cordillera Real los lineamientos estructurales y fallas menores con el mismo rumbo (NNE-SSW).

El estudio Foto interpretativo y los trabajos realizados en el campo indican que la zona regionalmente se encuentra afectada por fallas regionales y locales, las mismas que aparecen como lineamientos estructurales con una dirección preferencial N-S, afectando a las unidades litológicas existentes; algunas fallas se cruzan en distintas direcciones y ciertos ríos y quebradas siguen el curso de dichas estructuras.

“La Falla Peltetec al Oeste y el Frente Baños al Este con una dirección NNE-SSW son los rasgos estructurales más importantes de la zona estudiada. En general, las estructuras principales ya sean díaclasas, fracturas y fallas mantienen un rumbo preferencial N-S, las mismas que han sido cortadas por otras de dirección NE-SW y NW-SE.”<sup>53</sup>

---

<sup>53</sup> **Alain, Faucalt. DICCIONARIO DE GEOLOGÍA;** Edición Masson, Barcelona – España, 1985.

### **8.1.2. FISIOGRAFÍA**

El sitio de estudio presenta una topografía muy irregular, con cotas que varían entre los 3600 a 4600 m.s.n.m. con fuertes pendientes que se sitúan a ambos lados del páramo andino.

El sector occidental de la Cordillera Real se caracteriza por su morfología en la que predominan pendientes muy abruptas que superan los 45°, valles en V son características en el sector, lo cual evidencia una erosión en profundidad que han sufrido las rocas ígneas y metamórficas y que forman el sustrato rocoso de las zonas de influencia.

El área se caracteriza por la presencia de lomas altas, alargadas y poco redondeadas, lo cual denota que en la zona ha actuado una gran erosión; así pues los Cerros Amanaute, Tzalarón y Chucchibug constituyen los puntos más sobresalientes con alturas que sobrepasan los 4.200 m.s.n.m.

Los ríos forman un drenaje subdendrítico, erosionando cañones profundos en medio de rocas magmáticas y metamórficas. En la parte oriental se presentan montañas bien pronunciadas formadas por metandesitas que fueron afectadas por derrumbes y presentan escarpas casi verticales. Hacia la parte occidental, sitio donde confluyen los drenajes, se han formado depósitos coluviales heterogéneos. Estos depósitos en algunos sitios contienen oro libre, aunque en cantidades incipientes.

### 8.1.3. CLIMA

El clima imperante en la zona de estudio, durante la mayor parte del año, es frío y húmedo, en tanto que su temperatura varía de 5° a 14°C, con precipitaciones medias anuales de 1000 a 2.000 mm, características que corresponden a una típica región latitudinal fría-Húmeda. (Guevara R, 1.982).

Para el análisis pluviométrico y metereológico se han considerado dos estaciones para esta subcuenca (Pungales), desafortunadamente las estaciones presentan errores sistemáticos: datos deficientes e incompletos; no comprenden períodos de tiempo similares; y además rangos muy heterogéneos debido al cambio de aparatos, abandono temporal de estaciones, etc. En tal razón no es factible efectuar una homogenización de las series pluviométricas en sus series cronológicas de tal manera que permita determinar correctamente las variaciones temporales y espaciales de los parámetros climáticos en base a modelos de zonas homogenizadas. (Ver anexos)

En razón de lo anterior y de no contarse con estaciones dentro del área de estudio, se ha considerado las estaciones metereológicas e hidrológicas más cercanas que nos reportan datos puntuales y referenciales de la situación climática del área de estudio.

“Los valores medios anuales de los principales parámetros metereológicos registrados por la estación Pungales período 1994-1999 son:

Precipitaciones: 514 mm.

Temperatura: 14.9°C

Nubosidad 4 octavos

Humedad relativa 85%

Viento medio 4.4 m/s”<sup>54</sup>

#### **8.1.4. ZONAS DE VIDA (PISOS CLIMÁTICOS Y ECOLÓGICOS)**

El conocimiento de la ecología del área permite interpretar la razón por la que cada especie vegetal o animal ocupa un sitio en la tierra, en este contexto el estudio ecológico tiene como finalidad determinar y caracterizar las zonas de vida que existen en el área con el propósito de contribuir a que se realice un manejo sostenido de los recursos naturales disponibles.

Para la determinación de las zonas de vida se ha considerado según Holdridge la bio-temperatura, precipitación y humedad. Tomando en consideración la cobertura vegetal y uso de los suelos, así como sus rasgos altitudinales, se puede ubicar a la zona de influencia del proyecto dentro del piso ecológico: Alto Andino (mayores a 3000 metros).

---

<sup>54</sup> INSTITUTO NACIONAL DE METEOROLOGÍA E HIDROLOGÍA (INAMHI) 1994-1999 Anuario meteorológico Quito - Ecuador.

La descripción de vegetación en cuanto a características biogeográficas se ha efectuado tomando como referencia las zonas ecológicas de Holdchidge (Cañadas 1983), complementada con una revisión bibliográfica, así como un análisis de campo de la flora y fauna más representativa..

Dentro de este piso merece citarse:

### **Páramo pluvial Subalpino (ppSA)**

“Formación localizada sobre la cota de los 3400 m.s.n.m. con pendientes mayores al 60 % y con temperaturas que fluctúan ente 3 y 6°C, evapotranspiración de 0.125 a 0.25 y con una provincia muy húmeda. Los suelos son muy negros orgánicos con potencias > 1m y saturaciones >60 %. (Suelos Eutrandept y Criaquept).

La vegetación típica es un grupo de gramíneas de los géneros Festuca, Stina; y Calamagros; Romerillo, Hypericum sp y Sachachocho lupinus sp. El uso agropecuario en esta formación es muy limitada por el factor altitud, sin embargo se la utiliza en el pastoreo de carácter extensivo de ganado.”<sup>55</sup>

Esta formación ecológica se la encuentra básicamente en el área de estudio y comprende un 100 % de la zona de influencia directa. (Concesión minera). Dentro de la clasificación de "usos de los suelos" se considera a esta región como zonas de vegetación natural o pastoreo.

---

<sup>55</sup> ECOCIENCIAS, Grupo Páramo 1999.- Los páramos en El Ecuador (varias fascículos).

### 8.1.5. HIDROGRAFÍA

“El área de estudio está forma parte de la Cuenca Hidrográfica "Río Pastaza”, de la subcuenca hidrográfica Río Chambo y la microcuenca hidrográfica río Alao, pertenecientes a la vertiente del Amazonas (mapa hidrogeológico Nacional del Ecuador (DGGM - INAMHI 1983)

Teniendo en cuenta su zona de influencia regional, forma parte de las cabeceras de la subcuencas hidrográfica del río Chimbo- Cebadas y sus múltiples quebradas nacientes dan lugar a los ríos Maguazo y Alao respectivamente.”<sup>56</sup>

**Cuencas hidrográficas.**-El objetivo fundamental del presente análisis, es la determinación de la disponibilidad de agua en el área concesionada, así como su calidad en función de los usos. Los caudales sirven para la determinación de la interacción entre el recurso hídrico y los otros recursos tanto humanos como naturales.

**Cuenca del Pastaza.** Analizando en conjunto todas las subcuencas que conforman la Cuenca del Pastaza, se tiene que el clima en general y los regímenes pluviométricos son muy complejos y variados; esto en función del alto grado de incidencia de las condiciones orográficas, en la cual coexisten dos factores de influencia climática.

---

<sup>56</sup> INSTITUTO NACIONAL DE METEREOLÓGÍA E HIDROLOGÍA (INAMHI) 1994-1999 Anuario metereológico Quito - Ecuador.

- a. la influencia climática de las masas de aire del oriente, cuyo periodo más lluvioso ocurre en los meses de julio a septiembre.
- b. La influencia occidental cuyo periodo más lluvioso está comprendido entre los meses de Diciembre a Marzo.

**Subcuenca del Cebadas – Chimbo.** Por ser de competencia de este estudio se analizará la Cuenca del Pastaza, con la subcuenca del río Cebadas, con la finalidad de cualificar el recurso hídrico en el área de estudio.

La subcuenca del CEBADAS (Chimbo) está localizada dentro del callejón interandino y desde un punto de vista muy general constituye una región muy natural típica de gran parte de la sierra ecuatoriana.

De manera general diremos que el material parental en su mayor parte está constituido por material de origen volcánico, así como por rocas metamórficas y sedimentarias que han sufrido aportes superficiales de material volcánico (cenizas).

**Microcuenca hidrográfica (Río Alao).** Con la finalidad de evaluar el recurso hídrico en el área de estudio se han definido subcuencas y micro cuencas hidrográficas para las vertientes del río Cebadas y Alao respectivamente. Con los datos meteorológicos e hidrológicos tomados de los respectivos anuarios del INAMHI, se ha cualificado la importancia hidrométrica de ésta microcuenca.

Varios factores pueden ser tomados en consideración para definir zonas en donde el uso de las aguas subterráneas parece ser más necesario para complementar el consumo de las aguas superficiales y por consecuencia prioritaria para investigaciones hidrogeológicas:

#### **8.1.6. CALIDAD DE AGUAS**

La disponibilidad de un recurso agua no solo se evalúa únicamente en términos de su abundancia o escasez relativa, sino también teniendo en cuenta su calidad, factor que puede convertirse en un limitante para su uso.

Su disponibilidad está estrechamente relacionada con las características de la cuenca hidrográfica y de las alteraciones que en ella puedan producirse, en este caso su calidad puede verse alterada por causas naturales o por la acción del hombre; el ciclo hidrológico influye también en las características físicas: color, turbiedad, material de arrastre y suspensión. El mal manejo de los desechos puede provocar alteraciones y por ende traer problemas e impactos sobre la salud humana.

La evolución de la calidad del agua contempla un inventario de afecciones al medio hídrico, en donde tienen relevancia los vertidos poblacionales por efectos agrícolas y pecuarios. En el área concesionada que compete a este informe, la actividad pecuaria viene afectando a la calidad del agua en la parte biológica. La actual caracterización físico - química de los cuerpos de agua se basó en los análisis de cuatro muestras tomadas en sitios específicos y diferenciales del área Yurac Rumi (Ver Mapa N° 6)

### **8.1.7. CALIDAD DEL AIRE**

En el área de influencia, no se dispone de información sobre la calidad del aire, que permita evaluar de manera correcta este parámetro, no obstante se puede afirmar que en la zona de estudio no presenta índices de contaminación del aire provocados por ningún factor externo, teniéndose además substanciales vientos con promedio de 4.4 m/s y con dirección N.

La calidad y probabilidad de renovación del aire, tiene una apreciación subjetiva y el sector donde se desarrolla el proyecto, no existen focos de contaminación, tales como industrias, o máquinas o transportes carrozables

Al no existir focos de contaminación de ruido, polvo y gases se parte de que los índices base son cero para estos factores En razón de que el aire podría sufrir alguna afectación por el uso de las máquinas que se incorporarían al proceso de explotación, se ha creído conveniente sugerir que la Empresa concesionaria haga un análisis previo de los equipos que permitirán en el futuro realizar un monitoreo permanente, tendiente a que el componente aire no sea afectado especialmente por la expulsión excesiva de monóxido de carbono, ya que de producirse afectaría al personal que labora y a la fauna de la zona. Por otro lado la pertinaz llovizna y neblina que circunda la zona, mitigan de alguna manera los efectos contaminantes que podrían generarse como serían el polvo y gases nocivos.

### **8.1.8. SUELO (EDAFOLOGÍA)**

La disponibilidad de un recurso no puede evaluarse únicamente en términos de su abundancia o escasez relativa, sino también de su calidad que puede constituirse en limitante para usos específicos. Los suelos dedicados a las labores agrícolas, ganaderas y forestales deben ser utilizados bajo sistemas o prácticas de uso, manejo y conservación, y así mantener su capacidad de producción.

Con el propósito de conocer o mejorar las características físicas y químicas de los suelos involucrados en el proyecto minero, se analizaron 4 muestras (Y-RUM 1, 2, 3 y 4), Estos suelos fueron tomados en una cantidad de 600 gramos a una profundidad de 25 cm., que de acuerdo a estudios corresponden a suelos negros con alto contenido de materia orgánica. (ver mapa N° 6)

La localización e identificación de las muestras en referencia se citaron en los mapas del Informe de Evaluación preliminar, así como los resultados del laboratorio (INIAP), los mismos que determinaron que estos suelos son aptos para el desarrollo agrícola.

Se aprecia un alto contenido de materia orgánica, con valores de PH ligeramente ácidos (5.2) lo que determina que estos suelos requieren de cal. Aunque la determinación de acidez interna (Al + H) registra valores neutros de alcalinidad (1,50). Las muestra registra deficiencias principalmente en fósforo, mientras que en nitrógeno es sumamente alto (112 ppm), factores que pueden ser corregidos de acuerdo al cultivo

a ejecutarse. Todas las muestras analizadas reportan valores medios a altos de Ca, K y Mg.

### **8.1.9. USO ACTUAL DEL SUELO**

De acuerdo a las unidades cartografiadas del área de estudio (zonas de influencia directa e indirecta) y en función de las unidades peculiares que presenta el suelo, se diferencian dos unidades de Formaciones vegetales y uso actual de los suelos: Zonas con vegetación natural (pajonales) y zonas de pastos, matorrales y cultivos.

**Pastos y cultivos.**”Constituyen la principal categoría del "uso actual de los suelos" en la región y son económicamente importantes como base de la dieta alimenticia de los campesinos indígenas, que lo aprovechan para el autoconsumo o para el ingreso de divisas mediante el mercadeo. Estas zonas vegetales se ubican en las partes bajas de la zona de influencia directa cerca a los asentamientos comunales (Peltetec, Puninhuaicu)

Como productos agrícolas de ciclo corto o semipermanente destacan los tubérculos andinos (papas, mellocos), las hortalizas (cebollas) así como las leguminosas (habas, arbejas) y los cereales (trigo, cebada)” <sup>57</sup>Ver Tablas N° 29, 30

**Páramos.-** Sobre alturas superiores a 3400 m.s.n.m se desarrollan una formación herbácea densa y permanentemente constituida por el género *Stipa* y comúnmente llamado pajonal o páramo, es el hábitat más representativo en el área concesionada. En

---

<sup>57</sup> PRONAREG - ORSTOM 1983 Mapa de uso actual del suelo y mapa de aptitudes agrícolas escala 1:200.000 Quito - Ecuador.

las partes donde existe bastante humedad de los suelos, el pajonal desaparece y en su lugar se desarrolla un césped almohadillado bastante tupido y denso que forma socavones en los pequeños cursos de agua.

De esta manera varias comunas, especialmente la comuna Peltetec es propietaria de varias decenas de hectáreas en el páramo, y es en este sector donde prácticamente se ubica el proyecto Yurac Rumi y Yurac Rumi 1.

#### **8.1.10. PAISAJES**

El área de estudio en general, presenta un sinuoso paisaje con colinas de fuertes pendientes en forma de “V” y numerosas depresiones, En las partes más altas se observa la presencia de vegetación de páramo, en cambio en las zonas mas bajas predominan las zonas de cultivo, pastos, matorrales y vegetación herbáceo.

Como paisajes naturales que se destacan en la zona, los contrastes fisiográficos que se tiene entre las zonas de alta montaña de gran pendiente, zonas moderadas redondeadas y zonas de cultivo en franjas que le dan una tonalidad y un paisaje peculiar.



## **8.2. MEDIO BIÓTICO**

### **8.2.1. FLORA**

“En la zona de estudio y regionalmente hablando, encontramos actualmente a manera de pequeños relictos lo que fue la flora nativa de estos lugares, los mismos que se ubican en lugares poco accesibles o no aptos para el cultivo o pastoreo, La destrucción del hábitat natural en la serranía ecuatoriana ha venido ocurriendo desde épocas prehistóricas, pero su ritmo se ha acelerado en los últimos 40 años, y como consecuencia de la destrucción de las plantas conlleva también la destrucción de la fauna que habitan en estos sectores.”<sup>58</sup> La investigación sobre la flora se efectuó mediante un inventario general y teniendo en cuenta la opinión de los moradores de la zona.

---

<sup>58</sup> **HOLDRIDGE L. 1977** Ecología basada en las zonas de vida. Instituto Internacional de ciencias Agrícolas. San José - Costa Rica.

## ESPECIES VEGETALES EN EL ALTO ANDINO DEL ECUADOR

### ESPECIES DE GRANOS DE INTERÉS AGRÍCOLA EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR.

Nombre común	Nombre científico	Característica
Maíz	<i>Zea mays</i>	Nativa
Trigo	<i>Triticum vulgare</i>	Introducida
Cebada	<i>Hordeum vulgare</i>	Introducida
Triticale	X <i>Triticosecale</i>	Introducida ( híbrido )
Centeno	<i>Secale cereale</i>	Introducida
Quinoa	<i>Chenopodium quinoa</i>	Nativa
Amaranto	<i>Amaranthus spp.</i>	Nativa ( dos especies )
Arveja	<i>Pisum sativum</i>	Introducida
Lenteja	<i>Lens culinaris</i>	Introducida
Fréjol	<i>Phaseolus vulgaris</i>	Introducida / nativa
Haba	<i>Vicia faba</i>	Introducida
Chocho	<i>Lupinus mutabilis</i>	Nativa

**Tabla N° 29,** Especies vegetales en el Alto Andino del Ecuador

### ESPECIES DE TUBÉRCULOS Y RAÍCES DE INTERÉS AGRÍCOLA EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR.

Nombre común	Nombre científico	Característica
Papa	<i>Solanum tuberosum</i>	Nativa ( tubérculo )
Mel loco	<i>Ullucus tuberosus</i>	Nativa ( tubérculo )
Oca	<i>Oxalis tuberosa</i>	Nativa ( tubérculo )
Mashua	<i>Tropaeolum tuberosum</i>	Nativa ( tubérculo )
Zanahoria blanca	<i>Arracacia xanthorrhiza</i>	Nativa ( raíz )
Jícama	<i>Polymnia sonchifolia</i>	Nativa ( raíz de consumo directo)
Miso	<i>Mirabilis expansa</i>	Nativa ( raíz)
Camote	<i>Ipomoea batatas</i>	Nativa ( raíz)
Achira	<i>Canna edulis</i>	Nativa ( rizoma comestible)
Chirisiqui	<i>Oxalis spp.</i>	Nativa ( raíz de consumo directo)

**Tabla N° 30,** Especies de tubérculos y raíces de interés agrícola en los páramos del Ecuador.

**ESPECIES DE HORTALIZAS Y VERDURAS DE INTERÉS AGRÍCOLA EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre común</b>	<b>Nombre científico</b>	<b>Característica</b>
Acelga	Beta vulgaris ( var. 1 )	Introducida / verdura
Remolacha	Beta vulgaris ( var. 2 )	Introducida / raíz
Zanahoria	Daucus carota	Introducida / raíz
Cebolla	Allium cepa	Introducida / bulbo
Ajo	Allium sativum	Introducida / bulbo
Alcachofa	Cynara scolimus	Introducida / verdura
Espárrago	Asparagus officinalis	Introducida / verdura
Nabo	Brassica napus	Introducida / verdura
Achogcha	Cyclanthera pedata	Nativa / fruto
Ají	Capsicum annum	Nativa / fruto
Berro	Lepidium sativum	Nativa / verdura
Sambo	Cucurbita ficifolia	Nativa / fruto

**Tabla N° 31,** Especies de hortalizas y verduras de interés agrícola en los páramos y subpáramos del Ecuador.

**ESPECIES DE FRUTALES Y NUECES DE INTERÉS AGRÍCOLA EN ECOSISTEMAS ALTO ANDINOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre común</b>	<b>Nombre científico</b>	<b>Característica</b>
Taxo	Passiflora mollisima	Nativa / trepadora
Babaco	Carica pontagona	Nativa / arbustiva
Chamburo	Carica spp.	Nativa / arbustiva
Mortiño	Vaccinium floribundum	Nativa / herbácea
Uvilla	Physalis peruviana	Nativa / herbácea
Pepino	Solanum muricatum	Nativa / arbórea (
Capulí	Prunus sertina ssp. capulí	maderable ) Nativa / herbácea

**Tabla N° 32,** Especies de frutales y nueces de interés agrícola en ecosistemas alto andinos del Ecuador.

**ESPECIES FORRAJERAS Y NUECES DE INTERÉS AGRÍCOLA EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre común</b>	<b>Nombre científico</b>	<b>Característica</b>
<b>Gramíneas</b>		Introducida
Pasto avena	Arrhenatherum alatius	Nativa ( siete especies )
Agropiro	Agropyrum spp.	Introducida ( cuatro especies )
Agrotis	Agrostis spp.	Nativa ( anual )
Cebadilla	Bromus catharticus	Nativa ( perenne )
	Bromus inermis	Introducida ( perenne )
Pasto azul	Dactylis glomerata	Introducida ( cinco especies )
Pasto llorón	Eragrostis spp.	Introducida ( cuatro especies )
Festuca	Festuca spp.	Introducida
Holco	Holcus lanatus	Introducida ( anual )
Ray grass	Lolium multiflorum	Introducida ( perenne )
	Lolium perenne	Introducida
Kikuyo	Pennisetum clandestinum	Introducida ( cuatro especies )
Falaris	Falaris spp.	Introducida ( tres especies )
Poa	Poa spp.	Introducida ( tres especies )
Timoto	Phleum spp.	

<b>Leguminosas</b>		Introducida
Coronilla	Coronilla varia	Introducida ( dos especies )
Cuernecillo	Lotus spp.	Introducida ( cuatro especies )
Meliloto	Melilotus spp.	Introducida ( tres especies )
Alfalfa y otros	Medicago spp.	Introducida ( cuatro especies )
Trébol	Trifolium spp.	Introducida ( cuatro especies )
Vicia	Vicia spp.	

**Tabla N° 33,** Especies forrajeras y nueces de interés agrícola en los páramos y subpáramos del Ecuador.

**ESPECIES VEGETALES LEÑOSAS Y MADERABLES DE INTERÉS AGRÍCOLA EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre común</b>	<b>Nombre científico</b>	<b>Característica</b>
<b>Arbóreas</b>		Nativa / maderable
Aliso	<i>Alnus acuminata</i>	Nativa / forraje / leña
Quishuar	<i>Buddleja incana</i>	Nativa / maderable
Yagual	<i>Polylepis lanuginosa</i>	Nativa / maderable ( 4 especies )
Pumamaqui	<i>Oreopanax spp.</i>	Nativa / leña
Pujín	<i>Hesperomeles ferruginea</i>	Nativa / maderable / leña
Piquil	<i>Gynoxis buxifolia</i>	Nativa / leña / ornamental
Molle	<i>Schinus molle</i>	Nativa / maderable / medicinal
Guarango	<i>Caesalpinia tintorea</i>	Nativa / maderable / frutal
Capulí	<i>Prunus serotina ssp. capulí</i>	Nativa / maderable
Olivo	<i>Podocarpus oleifolius</i>	Nativa / leña
Palo santo	<i>Barnadesia parviflora</i>	Nativa / leña
Macho	<i>Dendrophorbium tipocochensis</i>	Nativa / leña
Mote	<i>Tournefortia scabrida</i>	Nativa / leña
Encino	<i>Weinmannia auriculifera</i>	Nativa / maderable
Caparrosa	<i>Brunelia pauciflora</i>	Nativa / maderable ( 3 especies )
Olloco	<i>Hedyosmum spp.</i>	Nativa / maderable
Guandera	<i>Clusia flaviflora</i>	Nativa / maderable
Mentol	<i>Cornus peruviana</i>	Introducida / maderable
Ciprés	<i>Cupressus macrocarpa</i>	Introducida / maderable / leña
Eucalipto	<i>Eucalytus spp.</i>	Introducida / maderable
Guaranguillo	<i>Albizzia julibrissin</i>	Introducida / maderable
Pino	<i>Pinus spp.</i>	Introducida / maderable
Sauce	<i>Salix humboltiana</i>	➤ <b>INTRODUCIDA / LEÑA</b>
Rosa silvestre	<i>Rosa comunis</i>	

**Tabla N° 34,** Especies vegetales leñosas y maderables de interés agrícola en los páramos y subpáramos del Ecuador.

**MALEZAS DE CLIMA FRÍO Y CON USOS ALTERNATIVOS ACTUALES O POTENCIALES EN LOS PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre Común</b>	<b>Nombre Científico</b>	<b>Características</b>
<b>Arbustivas</b>		
Algarrobo	Momosa quitensis	Nativa / leña / forrajera
Guanto	Brugmansia sanguinea	Nativa / medicinal
Cholán	Tecoma stans	Nativa / ornamental
Jata	Loricaria complanata	Nativa / leña
Chamana	Dodonaea viscosa	Nativa / leña
Llin-Ilin	Cassia canescens	Nativa / forrajera / leña
Chilca	Baccharis floribunda	Nativa / leña / forrajera
Chocho (ashpa)	Lupinus pubescens	Nativa / forrajera
Chuquiragua	Chuquiraga jussieui	Nativa / medicinal
Mosquera	Croton wagneri	Nativa / medicinal
Pungal	Solanum crinitipes	Nativa / medicinal
Romerillo	Hypericum laricifolium	Nativa / leña
Penco	Agave americana	Nativa / fibra / forrajera / sabia
Cabuyo	Furcraea andina	Nativa / fibra
Retama	Spartium junceum	Introducida / forrajera / leña
Tabaco	Nicotiana glauca	Introducida / ornamental
Arbol de chocho	Lupinus arboreus	Introducida / forrajera
Chico caspi	Byttneria geminifolia	Introducida / ornamental

**Tabla N° 35,** Algunas especies clasificadas como malezas de clima frío y con usos alternativos actuales o potenciales en los páramos y subpáramos del Ecuador

### 8.2.2. FAUNA

“La zona de estudio se ubica básicamente en el piso zoogeográfico alto andino, la fauna de los páramos en comparación con la de otras áreas mas bajas, es bastante pobre en el número de grupos, especies e individuos: Tal pobreza se explica talvez por que desaparecieron de la región o cambiaron su hábitat, originado por las rigurosas condiciones ambientales que los organismos deben superar, la relativa escasez de

vegetación y alimentos, Al igual que la flora, la fauna presenta numerosas adaptaciones a su medio, tanto a nivel de vertebrados como invertebrados.”<sup>59</sup>

De acuerdo a una revisión bibliográfica se cita a continuación la siguiente lista de animales en los paramos del Ecuador. (Ver tabla N° 36)

### **FAUNA SILVESTRE CARACTERISTICO DEL PISO ALTO ANDINO (ZONA DE INFLUENCIA REGIONAL)**

#### **MAMIFEROS**

<b>ORDEN</b>	<b>FAMILIA NOMBRE CIENTIFICO</b>	<b>NOMBRE COMUN</b>
LOGOMORPHA	LEPORIDAE(conepatuchinga) Mofeta LEPORIDAE (Sylvilagus brasiliensis) CAVIIDAE (Cavia aperea) CAVIIDAE (Cuniculus taczanowskii)	Mofeta Conejo de monte Sacha cuy Sacha cuy
DIDELPHIMORPHIA	DIDELPHIDAE (Didelphis azarae)	Raposa
CHIROPTERA	PHYLLOSTOMIDAE (Sturnira erythromos)	Murciélago andino
RODENTIA	CRISSETIDAE (Thomasomys paranomurum) CRISSETIDAE (Thomasomys rhoadsi) CRISSETIDAE (Phyllotis haggardi) CAENOLESTIDAE (Paucituberculata)	Ratones Ratones Ratones marsupial
ARTIODACTYLA	CERVIDAE (odocoileus virginianus ustus) CERVIDAE (mazama rufina rufina) CAMELIDAE (Lama pacos) CAMELIDAE (Vicugna vicugna) CERVIDAE (Pudu mewphiistophiles)	Venado Cervicabra Alpaca vicuña ciervo enano
CARNIVOROS	FENIDAE (Felis colocolo thomasi) FELIDAE (Odoicoileus virginianus) FELIDAE (Odoicoileus virginianus) CANIDAE (Pseudolopex culapeus) MUSTELIDAE (Conepatus semiestrigatus) MUSTELIDAE (Mustela frenata)	Gato de pampa Gato de pampa Venado de cola blanca Lobo de páramo Zorro hediondo Chucuri

<sup>59</sup> SIMBIOE; U.I.C.N. 2001 Libro rojo de los mamíferos del Ecuador

## AVES

ORDEN	FAMILIA NOMBRE CIENTIFICO	NOMBRE COMUN
APODIFORMES	TROCCHOLIDAE (aglaeactis cupripennis) TROCCHILIDAE (colibrí coruscans) TROCHILIDAE ( Ensífera ensífera) TROCHILIDAE (Oreotrochilus estrella) TROCHILIDAE (Phalcoboenus curunculatus)	Colibrí café Quinde real Colibrí pico espada Quinde estrella Curiqingue
PASSERIFORMES	FRINGILIDAE (Zonothichia capensis) FRINGILIDAE (Spinus magellanicus) TURDIDOS (agriornis montana) TURDIDOS (Pharomachrus pavoninus) FURNARIIDAE (Cinclodes excelsior) FURNARIIDAE (Cinclodes fuscus) EMBERIZIDAE (Phrygilus unicolor)	Gorrión Jilguero Solitario Pilco Chungui grande Chungui chico Azulejo de altura
COLUMBIFORMES	COLUMBIDAE (zenaida auriculata). COLUMBIDAE (Columba fasciata) COLUMBIDAE (Columbina passerina) COLUMBIDAE (Turdus fuscater)	Tórtola Torcajas Tucurpilla Mirlo
FALCONIFORMES	FALCONIDAE (Falco esparverius) FALCONIDAE (Falco peregrino) FALCONIDAE (Buteo polyosomn) FALCONIDAE (Coragyps atratus) FALCONIFORMES (Curacara chimango) FALCONIFORMES (Harpya harphia) FALCONIFORMES (Curacara chimango) FALCONIFORMES (Harpya harphia)	Quilico Guarro Gavilán Gallinazo de cabeza Garrapatero Harpia Garrapatero Harpia
TINAMIFORMES	TINAMIDAE (Nothoprocta curvirostris) TINAMIDAE (Nothoprocta pentlandii) THRESKIORNITHIDAE (Theristicus caudatus) THINOCORIDAE (Attagisgayi)	falsa perdiz de páramo falsa perdiz de páramo bandurria codorniz

## ANFIBIOS Y REPTILES

ORDEN	FAMILIA NOMBRE CIENTIFICO	NOMBRE COMUN
ZAURIA	TEIDAE (pholidobolus montiun) TEIDAE (Proctoporus unicolor)	Lagartija verde Lagartija minadora

. **Tabla N° 36**, Fauna silvestre característico del piso Alto Andino (zona de influencia regional).

## **ESPECIES ANIMALES DE INTERÉS AGROPECUARIO EN PÁRAMOS Y SUBPÁRAMOS DEL ECUADOR**

<b>Nombre común</b>	<b>Nombre científico</b>	<b>Característica</b>
Toro / vaca	Bos taurus	Introducida / carne / trabajo /
Caballo	Equus caballus	leche
Asno	Equus asinus	Introducida / transporte
Oveja	Ovis aries	Introducida / transporte
Cerdo	Sus domesticus	Introducida / carne / lana
Cabra	Capra hirus	Introducida / carne
Conejo	Oryctolagus cuniculus	Introducida / carne / leche
Gallina	Gallus gallus	Introducida / carne
Llama	Lama glama	Introducida / carne / huevos
Alpaca	Lama pacus	Nativa / carne / transporte / lana
Cuy	Cavia porcellus	Nativa / carne / lana
		Nativa / carne)

**Tabla N° 37,** Especies animales de interés agropecuario

### **8.3. COMPONENTE SOCIOECONÓMICO Y CULTURAL**

#### **8.3.1. POBLACIÓN**

Para el análisis socioeconómico se ha considerado los censos de población y vivienda, analizados para el año 2001, tomando como referencia a la parroquia Pungalá y en consideración de las partes urbanas y rurales, que conformarían el entorno donde se desarrollaría el proyecto minero.

“Pungalá se caracteriza por ser parte de asentamientos antiguos con poca movilidad especial y fuertemente ligados a sus lugares de orígenes.

## POBLACION

Lugar		Sexo		Población total
		Mujeres	Hombres	
Chimborazo		212965	190667	403.632
	Urbana	83.342	74.438	157.780
	Rural	129.623	116.229	245.852
Riobamba		102796	90519	193.315
	Urbana	65.917	58.890	124.807
	Rural	36.879	31.629	68.508
Pungala		3.260	2.850	6.110

**Tabla N° 38,** Población

**Fuente INEC - SIISE Censo de Población Periodo 2001**

La tasa de crecimiento es una medida del aumento o disminución promedio de la población en un determinado período de años, como resultado del juego de los movimientos migratorios externos y de los nacimientos y las defunciones (no debe confundirse con la tasa de natalidad).”<sup>60</sup>

## TASA DE CRECIMIENTO POBLACIONAL

Provincia	Total	Area Urbana	Area Rural
Chimborazo	0.98	2.50	0.12

**Tabla N° 39,** Tasa de crecimiento Poblacional

En la comuna Peltetec habitan unas 240 personas agrupados en 40 familias de comuneros, donde gran parte de las tierras pertenecen a la comuna y los pequeños huertos de 1 a 2 Hectáreas son propiedades particulares. No obstante en los últimos

---

<sup>60</sup> INSTITUTO NACIONAL DE ESTADISTICAS Y CENSOS (INEC), 2001; VI Censo de Población y Vivienda. Quito - Ecuador.

años, existe un alto índice de migración de la población especialmente joven, que a falta de fuentes de trabajo y de mayores ingresos, buscan laborar en trabajos de subsistencia en las ciudades de Riobamba, Ambato o Quito.

### **8.3.2. VIVIENDA**

Las viviendas en Pungalá, Pungalapamba y en los sectores comunales son por lo general hechas de paja, con paredes de adobe; Interiormente hay una sola habitación que la comparten con los animales domésticos que crían, tienen una sola puerta de entrada y carecen de ventanas.

“En el área urbana de la parroquia Pungalá el 57 % son viviendas o casas donde predomina el concreto y el zinc o la teja en los techos, bloques y ladrillos en las paredes y cemento en los pisos, mientras que en las partes restantes y sobre todo en las partes más rurales las viviendas son hechas de adobe recubiertas con techos de paja lo cual representa el 70 % de la parte rural”<sup>61</sup>

### **8.3.3. SALUD**

Los principales establecimientos de atención médica que están ubicados en la parroquia Licto, aledaña al poblado de Pungalá, actualmente existen dos: El Centro de salud del seguro Campesino y el Centro de salud de Licto.

---

<sup>61</sup> INSTITUTO NACIONAL DE ESTADÍSTICAS Y CENSOS (INEC), 2001; VI Censo de Población y Vivienda. Quito - Ecuador.

En el Centro de salud se ofrecen servicios en el área de pediatría, ginecología y odontología, medicina general. Según los directivos del Centro de salud existe insuficiencia de equipos, medicamentos, personal de enfermeras, residentes y camas para hospitalización.

El Dispensario del Seguro Social Campesino ofrece únicamente servicio de consulta externa y no dispone de equipo ni de personal suficiente para tratar pacientes con enfermedades graves.

En los centros comunales a pesar de tenerse locales para la atención médica, no existen galenos y estos locales permanecen inhóspitos y con alguna medicina que a la larga se deteriora.

#### **8.3.4. EDUCACIÓN**

El analfabetismo indudablemente ha decrecido en los últimos años y esto se observa y se constata por el aumento de los centros de estudio, las facilidades que se ofrecen para que el sector rural tenga acceso a la educación y a los programas de alfabetización que se han impulsado en los últimos años.

En 1990 representaba el analfabetismo el 49 % en toda la parroquia Pungalá, existiendo una ligera disminución respecto a 1982 en que era de 54%. De este porcentaje de población analfabeta las mujeres mantienen un índice significativo.

El analfabetismo es elocuente en la parte rural de Pungalá y en la Comuna Peltetec, especialmente en la gente adulta, la misma que no ha tenido acceso a ningún establecimiento: para 1990 se registra un índice analfabetismo del 56 % en la parte rural

### **8.3.5. SERVICIOS BÁSICOS**

**Abastecimiento de aguas.-** En el área de estudio (comuna Peltetec) el 100 % de la población no tiene agua potable, pero gran parte de sus habitantes recibe agua a través de tuberías, traídas desde las vertientes, donde se ha instalado tanques y cisternas de almacenamiento en diferentes sitios.

**Servicio eléctrico.-** Dentro de la disponibilidad o no del servicio eléctrico, En la parroquia Pungalá y otros centros comunales (Peltetec) cuenta con servicios de luz, la misma que proviene de la red pública, mientras que en las otras zonas rurales más dispersas este servicio se deriva de pequeñas plantas de luz y un alto porcentaje no cuenta con servicio eléctrico.

**Servicio telefónico.-** Solo en la cabecera parroquial de Pungalá, se cuenta con servicios de telefonía, proporcionado por Andinatel, el mismo que funciona en horarios muy restringidos. En esta parroquia existe una pequeña cabina o central telefónica que depende del servicio que presta Andinatel y que por contadas horas y cuando no está dañada brinda algún incipiente beneficio

**Medios de comunicación.-** Se cuenta con medios de comunicación como radio, televisión y prensa escrita. En la zona se sintonizan muy pocas emisoras que tienen cobertura local y carácter regional (Chimborazo). Solo un canal de televisión se puede sintonizar en aparatos convencionales, mientras que la prensa escrita es desconocida en estos sectores.

**Transporte.-** Las parroquias Pungalá, Licto y Santa Rosa de Alao cuentan con vías de acceso afirmadas y empedradas y el servicio de transporte a los centros más poblados de Riobamba y Guamote lo realizan una vez por día, camionetas que son empleadas también para el transporte de los productos agrícolas y ganaderos y que son fletadas para tales efectos.

**Eliminación de aguas servidas y desechos.-** Las aguas servidas pueden ser evacuadas a través de redes públicas, letrinas, pozo ciego y otras de menor importancia. En la zona de estudio (Comuna Peltetec y Puninhuacu) el 60 % de la población no tiene ninguna de las formas mencionadas y utiliza otras formas no convencionales. Entre ellas la superficial.

Sistemas de letrinas han sido instalados últimamente en la Comuna Peltetec mediante la ayuda de Organizaciones no gubernamentales, pero hay que reconocer que nuestra raza indígena se resiste a utilizarla asidua y adecuadamente.

### **8.3.6. ASENTAMIENTOS HUMANOS**

Las comunidades más cercanas al lugar de estudio son: Peltetec, Pungalá, Pungalapamba. Desde el punto de vista jurisdiccional el Estudio de Impacto Ambiental compromete la mayor parte del territorio rural de la Comuna Peltetec y en el aspecto socioeconómico y de trabajo compromete a gran parte de su población.

### **8.3.7. ORGANIZACIÓN SOCIAL**

La comuna de Peltetec está integrada por 40 familias que tienen sus propias tierras, que en unos casos han sido adjudicadas por el Ex IERAC y en otros casos han sido adquiridas mediante compras; En todo caso se tiene tierras comunales y parcelas familiares donde cada familia tiene alrededor de 2 hectáreas. Las agrupaciones comunales a su vez están asociadas en una Asociación de cooperativas con vida Jurídica y legal, cumpliendo finalidades orientadas a conseguir obras y reivindicaciones indígenas.

### **8.3.8. OBRAS DE INFRAESTRUCTURA EXISTENTES**

Actualmente la planta de beneficio cuenta con campamentos, bodegas, laboratorios, oficinas, baños, fosas sépticas para aguas negras, y trituradora de mandíbulas , molino de ruedas, tanques de agitación para cianuración, carbón activado, tanques para almacenamiento de aguas, piscinas de sedimentación, piscinas de clarificación,

canchones para el generador, taller mecánico, sitio para acumulación de sólidos, carreteros de acceso, maquinaria minera, etc.

## **8.4. ACTIVIDADES DEL PROYECTO PROPENSOS A PRODUCIR IMPACTOS**

### **8.4.1. CONSTRUCCIONES**

La puesta en marcha del proyecto demanda la construcción de una serie de obras de infraestructura tales como adecuación y construcción de vías de acceso; campamentos, oficinas, plantas de tratamiento, escombreras, canchas de relaves, piscinas de sedimentación y clarificación, letrinas, fosas sépticas, fosa de basura, etc.

Todas estas obras civiles demandarán la remoción de la cobertura vegetal, la misma que viene siendo acumulada en un sitio específico para ser utilizada con posterioridad.

### **8.4.2. ACCESOS**

El campamento principal está ubicado en la planta de procesamiento a una distancia de 4 Km. aproximadamente, para ingresar al mismo se lo hace por un camino de tercer orden, cuyo recorrido es de 25 minutos aproximadamente. Para el transporte del mineral hasta la planta de Tratamiento y Beneficio se cuenta con un camino de tercer orden, se encuentra ubicada a unos 3 Km. de distancia desde la planta, el tiempo de recorrido es de aproximadamente 20 minutos.

### **8.4.3. PREPARACION DEL CAMPAMENTO**

Para preparar el campamento fue necesario realizar la remoción del suelo para la construcción de viviendas, talleres, bodegas, oficinas administrativas, cancha mina entre otros. La cual ha influido en la alteración de la flora y fauna en la zona.

### **8.4.4. PERFORACION Y VOLADURA**

Dentro de la explotación subterránea, para arrancar el mineral del macizo rocoso es necesario realizar perforación y voladura, provocando alteración del medio, debido a la producción del ruido, alteración de la calidad de aire, agua y estabilidad del suelo debido a las ondas provocadas por la voladura.

### **8.4.5. VENTILACIÓN**

La ventilación de los diversos frentes de trabajo, se lo realizara con ventiladores axiales lo cual ayuda a mejorar la calidad del aire y el rendimiento del personal minero. Es importante anotar que la ventilación es constante, además, después de la voladura se tiene un tiempo de ventilación de 6 horas antes de ingresar a los frentes de trabajo, el funcionamiento de los ventiladores afecta negativamente debido a la generación de ruido.

#### **8.4.6. CARGA Y TRANSPORTE**

La carga del material desde los frentes de trabajo se lo realiza manualmente a través de paleo y en los bloque de explotación la carga se lo realiza por medio de gravimetría por las chimeneas laterales.

El arrastre de mineral se lo realiza con carretillas, esto cuando la distancia es considerable, para su posterior transporte utilizando a los vagones que son impulsados manualmente por los trabajadores hacia la superficie, esto se debe a que el bloque de explotación es pequeño, luego a través de un canguro es transportado hasta la planta de Tratamiento y Beneficio.

El transporte ya sea subterráneo y superficial produce ruido y genera polvo afectando negativamente la calidad de aire y agua.

#### **8.4.7. DEPOSITOS DE MATERIALES**

La actividad minera demanda de varios materiales para su desarrollo, principalmente sustancia explosiva, madera, aceites y combustibles, para su almacenamiento se construyeron polvorines, los cuales están ubicados en sitios adecuados y estratégicos. Esto con la facilidad del almacenamiento y posterior distribución hacia su destino final, así como también brindar la seguridad necesaria para el personal que manipula estos materiales.

#### **8.4.8. FUNCIONAMIENTO DE EQUIPOS**

Para el funcionamiento de equipos en la superficie como: Compresores, generadores, lámparas personales, etc. ha sido necesario condicionar lugares para el normal funcionamiento de estos equipos, en el interior mina no existen equipos, puesto que las dimensiones del bloque de explotación es pequeño. El equipo utilizado genera ruido, contaminación de aire debido a la producción de polvo, emanación de humo, gases y partículas de aceite.

#### **8.4.9. DESAGÜE**

El agua subterránea desde los diferentes frentes de trabajo es conducida por bombas hacia las cunetas del nivel para su posterior desplazamiento hasta las piscinas de sedimentación ubicadas en la superficie, en donde es previamente tratada para su posterior evacuación al sistema hídrico de la zona.

#### **8.4.10.FORTIFICACIÓN**

La fortificación de las diferentes labores mineras se las realiza utilizando madera en las galerías principales donde existe zonas de inestabilidad, también se utiliza en los bloques de explotación en las cuales se utiliza una entibación apuntalada. Cuando el macizo presenta menos estabilidad se utiliza marcos o cuadros de madera con su respectivo encostillado.

El tipo de fortificación utilizada demanda un gran consumo de madera, lo que contribuye considerablemente a la disminución de las reservas vegetales.

#### **8.4.11.ILUMINACIÓN**

La iluminación de la mina se la realiza con energía eléctrica en las galerías principales, además el personal minero utiliza las lámparas personales de batería para facilitar sus trabajos. El abastecimiento de energía se la realiza con un generador de luz.

#### **8.5. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE IMPACTOS**

La evaluación de impactos ambientales consiste en un conjunto de procedimientos que buscan determinar y predecir mediante la identificación y cuantificación de variables, los distintos efectos que pueden producirse sobre los componentes ambientales por la ejecución de las actividades de un determinado proyecto, pudiendo ser estas perjudiciales o beneficiosas. Con esta evaluación se pretende:

Establecer las repercusiones que causará el desarrollo del proyecto en el ambiente físico, biótico, socioeconómico y cultural.

Implantar mecanismos de control para los impactos negativos así como impulsar medidas de prevención, mitigación y/o compensación aplicables a las acciones deprimentes.

### **8.5.1. IMPACTOS SOBRE EL SUELO**

Los suelos pueden verse afectados por la presencia de sustancias químicas que forman parte de los efluentes de las minas o procesos de beneficio, variando sus efectos sobre el mismo dependiendo de la naturaleza de los químicos vertidos.

Las obras civiles en general (campamentos, construcción de plataformas, canchas de relaves y la adecuación de las vías de acceso y cunetas) son otros de los factores que alteran o modifican el recurso suelo. Todos y cada uno de estos impacto pueden ser mitigados en su mayoría si se adoptan y se toman en cuenta las sugerencias establecidas en los planes de manejo.

### **8.5.2. IMPACTOS SOBRE EL AGUA**

En los recursos hídricos pueden haber dos tipos de impactos: El primer tipo de impacto resulta de la contribución de suelo erosionado a las corrientes y formaciones de agua, de la liberación de contaminantes de mina provenientes de las rocas (DAR). El segundo resulta de la interrupción directa de corrientes efímeras, intermitentes o perennes. Las interrupciones temporales ocurrirían por la adecuación de caminos o actividades similares. Los impactos más fuertes serían causados por actividades de minería en el área o por colocación de rocas de desecho, colas o de desperdicio directamente en las vías de drenaje. Más frecuentemente esta situación se presentaría en las cabeceras o cuencas altas de corrientes intermitentes o efímeras.

Las aguas subterráneas pudieran verse afectadas por ocurrencia de vertidos en la superficie, que pudieran llegar por percolación o infiltración, esto sería un impacto de origen puntual dependiendo de la dinámica de las aguas afectadas, afortunadamente no han sido localizadas fuentes de agua subterránea en la concesión.

Disponibilidad de agua superficial.- Las acciones mineras requieren agua para su operación y su uso no genera conflictos debido a su disponibilidad alta, propiciada por el gran número de afluentes o nacientes y a la constante presencia de las lluvias.

### **8.5.3. IMPACTOS SOBRE EL AIRE**

Las diferentes actividades en el proyecto podrían afectar este recurso por efectos del proceso de extracción, acarreo y procesamiento del mineral, así como por la presencia humana y lógicamente por la emisión de monóxido de carbono producida por el generador, compresor en operación y vehículos y gases producto de las voladuras.

Las emisiones de partículas dentro del proceso de molienda y la trituración o molienda no se consideran significativas, gracias por las lloviznas, factores que hacen de la zona un sitio con humedad. Al analizar la calidad actual del aire, se puede considerar a este lugar, como un sitio en el cual el aire que se respira es altamente puro, ya que la mayoría de sus alrededores los constituyen zonas libres de industrias y población significativa.

Los impactos causados al aire como consecuencia de la producción de polvo, gases y ruido durante las diferentes actividades es adversos, indirectos, localizados, próximos a la fuente, reversibles, baja probabilidad de ocurrencia, aplicando medidas de mitigación.

#### **8.5.4. IMPACTOS SOBRE LA FLORA**

Usualmente casi toda la vegetación dentro de los límites de una mina activa es removida antes y durante su operación. La cobertura vegetal dentro de las áreas de estudio, sufrirá afectaciones negativas tienen un impacto significativo, como consecuencia de la construcción de campamentos, túneles, canales etc. Produciéndose impactos locales y de magnitud moderada si se aplican las medidas preventivas propuestas en el Plan de Manejo.

La vegetación adyacente se vera afectada por adecuación de caminos de accesos, campamentos, plantas de tratamiento y otros factores de la infraestructura necesarios para el funcionamiento de la mina.

#### **8.5.5. IMPACTOS SOBRE LA FAUNA**

Las operaciones como adecuación de las vías de acceso, durante el proceso de extracción del material, destrucción de pajonales o su reemplazo como botaderos de estériles, producen impactos negativos sobre la vida silvestre terrestre, su rango puede variar desde disturbios temporales de ruido hasta destrucción y degradación de recursos alimenticios y hábitat.

El ruido generado durante la fase de extracción, construcción o en las propias operaciones puede provocar niveles de molestias en la fauna del sector que obligue a ciertos individuos o poblaciones enteras a migrar desde los alrededores de las instalaciones, sin embargo algunos de estos individuos pueden acostumbrarse rápidamente a los cambios, mientras que otros migraran definitivamente a otros sitios más tranquilos. Por otro lado la presencia humana y la contaminación del ambiente también gravita aunque imperceptiblemente en la micro fauna, pudiendo darse el caso de que el grado de afectación sea también indirecto e imperceptible.

#### **8.5.6. IMPACTOS SOBRE EL PAISAJE**

El área de concesión minera y sus zonas de influencia se encuentran en una zona de gran belleza escénica, que se relacionan con su altitud, ubicación geográfica y clima, de extraordinario valor.

“El grado de intervención del proyecto minero en su etapa de explotación y beneficio determinará una gran afectación al suelo y al agua especialmente como consecuencia de las diferentes actividades que genera un proyecto de esta naturaleza, como consecuencia de la implantación de campamentos, campo operativo, extracción minera, la implantación de escombreras, la formación de piscinas, la construcción de accesos, instalaciones y obras civiles en general, actividades que de forma directa o indirecta provocan un detrimento estético en el paisaje.”<sup>62</sup>

---

<sup>62</sup> FUNDACION NATURA 1993 Impacto Ambiental de la Minería en cuatro áreas protegidas del Ecuador Quito - Ecuador.

### **8.5.7. IMPACTOS SOBRE EL COMPONENTE SOCIO – ECONÓMICO**

Colateralmente a la evaluación de los impactos ambientales de carácter negativo, es necesario analizar el efecto positivo del proyecto sobre las variables socioeconómicas más representativas, es así que la población del lugar se vera afectado positivamente, puesto que se generaran fuentes de trabajo para los habitantes del sector, otros factores positivos son las mejoras en el acceso vial a sus comunas, adelantos en la salud, educación, formas de supervivencia y organización, que les permitirá obtener fuentes de trabajo y así mejorar la calidad de vida de los habitantes del área de influencia (Peltetec, Pungalá, Pungalapamba). La oferta de empleo permite a la población mejorar la calidad de vida.

### **8.6. EVALUACIÓN CUALITATIVA Y CUANTITATIVA DE LOS IMPACTOS**

La evaluación del impacto ambiental se lo realiza mediante la matriz de LEOPOLD, la cual refleja la relación “causa-efecto” de las variables propuestas en el proyecto y los componentes del ambiente, en las columnas están representadas las actividades de la mina que pueden provocar alteraciones en el medio y en las filas están los componentes ambientales susceptibles a ser alterados.

## 8.7. ESCALA DE VALORACIÓN DE NIVELES DE IMPACTO

MAGNITUD	DESCRIPCIÓN
1	<b>BAJO:</b> Habrá recuperación inmediata de las condiciones originales tras el cese de las acciones, no se precisan medidas correctivas.
2	<b>MODERADO:</b> La recuperación de las condiciones originales requiere cierto tiempo y es aconsejable aplicar medidas correctivas.
3	<b>SEVERO:</b> La magnitud del impacto exige para las condiciones iniciales introducir medidas correctivas y, aún con estas medidas exige un tiempo dilatado.
4	<b>CRITICO:</b> La magnitud del impacto es superior al umbral aceptable, se produce una pérdida permanente en la calidad de las condiciones ambientales, sin posibilidad de recuperación. Es poco factible la introducción de medidas correctivas.

**Tabla N° 40,** Escala de valoración de niveles de impacto.

En la valoración se toma en consideración una escala de valoración arbitraria de 1 a 4 según sea el grado de afectación, la magnitud de los impactos producidos se los a clasificado en bajo, moderado, severo y crítico. Para la caracterización de los impactos se analizó el carácter, tipo de efecto, área de influencia, duración del impacto, reversibilidad y la facilidad de introducir medidas de recuperación.

## 8.8. CRITERIOS DE VALORACIÓN Y MEDIDA

Una vez que se han determinado los impactos se procede a detallar los impactos más importantes que deben ser analizados para establecer las medidas de control, Mitigación, rehabilitación y compensación de los impactos ambientales producidos por la explotación minera los mismos que serán analizados cualitativa y cuantitativamente.

Para el análisis se utilizarán los criterios de valoración donde las escalas que proponen para su ponderación se definen en dependencia del significado que ellos merecen.

CARACTERÍSTICAS DE LOS IMPACTOS	CONCEPTO	MEDIDA	VALORACIÓN
Naturaleza (N)	Se valora en términos cualitativos y se la califica en función del bienestar o perjuicio a la comunidad y al medio ambiente.	+	Beneficioso
		0	Neutro
		-	Perjudicial
Duración (D)	Se lo determina en función del tiempo en el que aparece el impacto	Cp	Corto plazo (2 años)
		Mp	Mediano plazo (2-5 años)
		Lp	Largo plazo (5-10 años)
Intensidad (I)	Es la profundidad de los cambios que se producen en los factores ambientales	1	Baja
		2	Media
		3	Alta
		4	Muy alta
Extensión (E)	Es el área de influencia que cubre el efecto del impacto.	1	Puntal
		2	Parcial
		3	Total
		4	Crítico
Momento (M)	Es el tiempo en el cual el impacto se manifiesta	1	Largo plazo
		2	Mediano plazo
		3	Inmediato
		4	Crítico
Persistencia (P)	Es la duración en función del tiempo del impacto	1	Fugaz
		2	Temporal
		3	Pertinaz
		4	Permanente
Reversibilidad (R)	Es el plazo de tiempo o posibilidad en el que se recuperen los efectos de los impactos	1	Corto plazo
		2	Mediano plazo
		3	Largo plazo
		4	Irreversible
Importancia (Ip)	Es la valoración integral (total) cualitativa sobre la base de los resultados cuantitativos de la ponderación de los impactos ambientales.	1 – 10	Leve (L)
		10 – 20	Moderado (M)
		21 – 30	Fuerte (F)

**Tabla N° 41,** Criterios de valoración media

## 8.9. PONDERACIÓN

La interpretación de la significación en ésta etapa del estudio depende de la importancia para quienes toman las decisiones. Existen algunas metodologías, fórmulas y mecanismos, mediante las cuales han tratado algunos autores de cualificar y cuantificar la importancia de los impactos, pero al parecer caen en el ámbito de la subjetividad y relatividad con que se juzgue las acciones. No obstante en este caso hemos considerado la agregación de los impactos y la identificación de los mismos (naturaleza, duración, intensidad, extensión, momento, persistencia, reversibilidad, importancia). El valor del impacto se lo obtiene a partir de la siguiente expresión.

$$P = E * I + (M + P + R)$$

### 8.10. MATRIZ DE IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES

FACTORES AMBIENTALES		ACTIVIDADES										IMPACTOS AMBIENTALES	VALORACIÓN									
		General		De Mina									NATURALEZA	DURACIÓN	INTENSIDAD	EXTENSIÓN	MOMENTO	PERSISTENCIA	REVERSIBILIDAD	PONDERACIÓN	IMPORTANCIA	
		Construcciones	Accesos	Preparación de la mina	Perforación -voladura	Ventilación	Carga y transporte	Depósito de material	Funcionm. de equipos	Desagüe	Fortificación											Iluminación
MEDIO FÍSICO	Suelo	X					X			X		X	Capa orgánica	-	Cp	2	2	1	2	2	9	L
		X	X					X				X	Uso del suelo	0	Cp	1	2	1	2	1	7	L
		X								X		X	Erosión	-	Mp	2	2	4	4	4	15	M
		X	X	X	X		X			X	X		Estabilidad	-	Lp	2	1	1	2	2	8	L
	Agua	X	X	X	X		X			X			Aguas Superficiales y Subterráneas	-	Lp	3	2	1	3	3	12	M
		X	X	X	X		X			X			Calidad de agua	-	Cp	1	2	2	3	1	9	L
	Aire	X	X	X	X	X	X		X		X	Calidad de aire	-	Cp	1	1	2	2	1	7	L	
		X	X	X	X	X	X		X	X		Nivel de ruido	-	Cp	2	2	2	2	2	10	L	
	Paisaje	X		X			X	X	X			X	Modificación de la visual estética	0	Mp	1	2	3	1	1	8	L
	Clima	X		X	X		X	X	X			X	Alteración	0	Cp	1	1	1	2	1	6	L
MEDIO BIÓTICO	Flora	X		X					X	X	X	Disminución de las reservas forestales	-	Cp	2	2	2	2	3	11	M	
		X								X			Modificación de la vegetación	-	Cp	3	2	3	2	2	12	M
	Fauna	X	X	X	X			X	X	X			Reducción de la fauna	-	Mp	2	2	1	3	3	11	M
		X	X					X	X	X	X		Pérdida del hábitat natural	-	Mp	2	1	2	3	2	10	L
M	Aspectos socio	X	X	X	X		X	X	X		X	X	Incremento de fuentes de trabajo	+	Lp	2	3	3	4	4	16	M
	Económicos	X	X	X				X					Servicios comunitarios	+	Lp	3	3	4	4	3	17	M

Salud			X	X		X	X		X		X	Aumento de enfermedades	-	Cp	2	2	1	1	2	8	L
Población	X	X	X	X				X		X		Densidad población	0	Cp	2	1	1	2	3	9	L
Educación	X	X	X									Educación	0	Mp	2	2	1	1	3	9	L

## **8.11. ESTRATEGIA Y PLAN DE MANEJO AMBIENTAL**

Los planes de manejo son documentos legales, obligatorios para todos aquellos involucrados en las actividades de explotación y beneficio de minerales metálicos, dentro de un área.

“El Plan de Manejo Ambiental tienen como objetivo la prevención, mitigación, control y compensación de los impactos que se producen durante el desarrollo de las actividades de explotación y beneficio de minerales metálicos en el área, para evitar que se produzcan situaciones críticas que provoquen un rechazo social o causen daños al Ambiente.”<sup>63</sup>

## **8.12. PLAN DE PREVENCIÓN Y MITIGACIÓN DE IMPACTOS**

Corresponde las acciones tendientes a minimizar los impactos negativos sobre el ambiente en las diferentes fases de la explotación y beneficio de minerales metálicos (Oro). Estas acciones tienen la finalidad prever y corregir ciertas acciones relacionados con el uso y aplicación de las técnicas mineras, así como sobre el mal comportamiento humano, de tal forma evitar que se produzcan impactos negativos en los componentes ambientales: suelo, aire, agua, flora, fauna, instalaciones, etc.

---

<sup>63</sup> ESPINOZA G & PAEZ J. 1997 Tópicos de Evaluación de Impactos Ambientales

### **8.12.1. PLAN DE MANEJO PARA AGUA**

“El incremento de sólidos en suspensión cambia los niveles de oxígeno existente en el agua, al igual que la turbiedad puesto que hace que el agua absorba con más intensidad los rayos del sol no permitiendo que se realice la fotosíntesis, a la vez que aumenta la temperatura de las aguas, alterando el normal desarrollo de la vida acuática, por lo tanto las aguas antes de ser eliminadas deben ser previamente tratadas.”<sup>64</sup>

Los efluentes que se produzcan como consecuencia del beneficio del mineral, deberán ser previamente tratados antes de ser eliminadas, para lo cual se utilizarán las piscinas de sedimentación y clarificación existentes, para de esta forma evitar alteraciones en la composición física y química del agua.

Todos los campamentos y demás obras de infraestructura como fosas sépticas, fosas de basura, piscinas de sedimentación y clarificación entre otras, deberán contar con cunetas de drenaje, para evitar problemas de erosión hídrica y flujos.

El agua que va a ser utilizada para consumo humano deberá ser previamente tratada mediante la adición de purificantes como cloro, puritab, etc. Dosis: 5cc de cloro por cada metro cúbico, así mismo se capacitará a todo el personal del proyecto y se fomentará campañas de control

---

<sup>64</sup> ESPINOZA G & PAEZ J. 1997 Tópicos de Evaluación de Impactos Ambientales

### **8.12.2.PLAN DE MANEJO DE SUELO**

El objetivo es evitar la degradación y contaminación de los suelos como consecuencia de las diferentes actividades que se ejecutaran en el proyecto.

Los taludes que conforman las partes marginales de la planta y piscina de relaves deberán tener la mayor estabilidad, con la finalidad de evitar desastres. El suelo que sea removido como consecuencia de las mismas deberá ser acumulado en un sitio específico y cubierto con un plástico para evitar su desgaste ya sea por erosión hídrica o eólica, hasta su posterior rehabilitación para lo cual se tratara en lo posible de conservar su disposición original

Cuando se haya dado por culminados los trabajos de explotación y beneficio del mineral, las piscinas de sedimentación y clarificación, fosas sépticas, fosas de basura deberán serán rellenadas, para lo cual se utilizara el material almacenado, tratando en lo posible de mantener su disposición original.

La cancha de relaves deberá ser físicamente estable, tanto durante su vida útil como después de su cierre Esta estabilidad física debe ser garantizada ante situaciones extremas de sismos y precipitaciones altas.

### **8.12.3. PLAN DE MANEJO DE AIRE**

En el ámbito directo del proyecto, afortunadamente no existen otras actividades generadoras de ruido y polvo; tampoco existen viviendas cercanas y en este sentido los impactos derivados por esta causa se verían reflejados en las personas que participan directamente de estas acciones y en la fauna que tiene su hábitat de manera cercana.

En cuanto a vibraciones, no tiene objeto citar medidas correctoras, para evitar o disminuir las vibraciones, puesto que no existen poblaciones cercanas y las causas son mínimas y los efectos imperceptibles.

### **8.12.4. POLVO**

Para disminuir las emisiones de polvo se agrupan de acuerdo a las principales operaciones susceptibles de producirlo, pudiendo citarse:

Las acciones de voladuras deberán ser dosificadas y controladas para minimizar el polvo. La trituración y transporte de material podría ser quizás una fuente substancial de polvo fugitivo y el control de ellas involucraría la aspersion de agua, aunque la zona se caracteriza por una pertinaz llovizna y una constante neblina. De igual manera las explosiones generan polvo que en el interior de la mina pueden ser controladas por los mismos eventos naturales.

El polvo en las chancadoras puede ser mitigado fácilmente por riego por aspersión del mineral en los puntos de apilado. La roca que entra a la chancadora debe tener cierta humedad para reducir generación de polvo.

#### **8.12.5. RUIDO**

Se evitará en lo posible la generación de ruidos innecesarios especialmente de la maquinaria y equipo móvil. Para evitar el ruido producido por el equipo y maquinaria se realizarán mantenimientos mecánicos periódicos y se colocarán silenciadores en las máquinas y equipos que sean posibles.

Se proporcionará equipos de protección auditiva (tapones, orejeras) a todo el personal que este expuesto a ruido, su uso dependerá del nivel de ruido y al tiempo al que permanezca expuesto el individuo.

#### **8.12.6. GASES**

El arranque del mineral con explosivos, se lo realizara con acondicionamiento previo de los lugares de trabajo por infusión de agua; adición de agentes emulsionantes al agua de inyección durante la perforación, para mejorar la adherencia de las partículas; empleo de explosivos adecuados y un caudal de ventilación que diluya los gases nocivos hasta un porcentaje no peligroso, luego de la explosión.

Las emisiones de gases generados por la combustión interna que se produzcan durante el funcionamiento de los motores de las máquinas y equipos, serán controlados mediante la utilización de filtros de carbón activado y un mantenimiento mecánico periódico.

#### **8.12.7. PLAN DE MANEJO DE FLORA**

En zonas donde se llevará la explotación y en zonas de plataformas y canchas minas, se efectuarán medidas restauradoras del terreno, para lo cual se rehabilitarán los suelos utilizando abonos orgánicos y reforestaciones con pasto, estas actividades se las ejecutarán en la etapa del cierre y abandono del proyecto.

Queda prohibido botar desechos sólidos o líquidos de ninguna naturaleza, se tendrá un manejo especial para las botellas de vidrios, puesto que estas en contacto con la vegetación y por medio de reflexiones con el sol, pueden ser la causa para provocar un incendio, siendo necesario que capacite al personal sobre el buen manejo de desechos especialmente de esta índole.

#### **8.12.8. PLAN DE MANEJO DE FAUNA**

Queda prohibida la actividad de la caza, así como la recolección de flora silvestre, el mantenimiento de animales en cautiverio y la introducción de animales domésticos. En caso de observar o encontrar especies raras, o en peligro de extinción se notificará enseguida a los organismos competentes, para que sean ellos quienes adopten las

medidas pertinentes. Además con la disminución de ruidos se contribuirá que las especies existentes en la zona no se ahuyenten de su hábitat.

### **8.12.9. PLAN DE MANEJO PARA EL PAISAJE**

El área de concesión minera y sus zonas de influencia presenta escenarios paisajísticos de extraordinario interés y valor gracias a la presencia de flora y fauna nativa del lugar, zonas no alteradas (páramos), recursos hídricos como ríos cristalinos, afloramientos rocosos de excepcional belleza, que en conjunto conforman un recurso escénico privilegiado. En función a lo anteriormente expuesto se evitara lo máximo posible de alterar esta belleza natural y se adoptaran las medidas pertinentes para su conservación, para lo cual se deberá poner en práctica los planes de manejo propuestos para el recurso suelo, agua, aire, flora y fauna.

### **8.12.10. ASPECTOS SOCIO – ECONÓMICOS**

#### **8.12.10.1. SALUD**

La empresa no cuenta con ningún dispensario medico, lo único que se puede decir que existe un botiquín para resolver pequeños problemas de salud que puedan presentarse, cuando existen problemas graves de salud se requiere de los principales establecimientos de atención medica que están ubicados en la parroquia Licto, aldeaña al poblado de Pungalá, actualmente existen dos: El Centro de salud del seguro Campesino que ofrece únicamente servicio de consulta externa y el Centro de salud de Licto ofrece los servicios en el área de pediatría, ginecología, odontología y medicina

general pero que tiene insuficiencia de equipos, medicamentos, personal de enfermeras, residentes y camas para hospitalización.

#### **8.12.10.2. POBLACIÓN.**

La población puede contribuir en el uso de medidas, correcciones, mitigaciones, planes y programas de control del medio ambiente, caso contrario pueden ocasionar daños si no se pone en práctica lo relacionado a mitigación del medio ambiente.

#### **8.12.10.3. EDUCACIÓN**

El personal minero es capacitado en varias áreas de trabajo, como dictar charlas de seguridad minera, así mismo se publicaron folletos y manuales de procedimientos de las diferentes actividades mineras. El principal objetivo es concienciar al personal sobre las normas de seguridad a seguirse.

### **8.13. PROGRAMA DE MONITOREO, SEGUIMIENTO Y CONTROL.**

“Constituyen medidas tendientes a realizar controles, seguimientos y evaluaciones del Medio Ambiente en el cual se desarrolla el proyecto, con la finalidad de verificar el mejoramiento o deterioro entorno natural dentro de su área de influencia, mediante una retroalimentación (auditorías ambientales) las mismas que serán realizadas por Técnicos

con conocimientos en el campo Ambiental y minero, tal como lo determina y exige el Reglamento Ambiental para actividades mineras.”<sup>65</sup>

El programa de monitoreo, seguimiento y evaluación servirá para la evaluación de los cambios ambientales, ya sean naturales o provocados por el ser humano, así como para analizar los impactos causados por los ecosistemas globales y las catástrofes naturales.

#### **8.13.1.RECURSO AGUA**

Se efectuaran monitoreos anuales del estado de las aguas, en la quebrada Yurac- Rumi, a efectos de controlar que no se produzcan cambios en su composición, para lo cual se tomaran muestras de agua en los mismos sitios que se tomaron para el EIA, para que se sometan a un análisis físico químico y bacteriológico.

El Técnico que realice el control, tomara datos de campo como: color, turbiedad, Ph, caudal, análisis de vida acuática y flora acuática. De creerlo pertinente puede cambiar los sitios de muestro, pero deberá emitir una justificación que tenga fundamentos.

#### **8.13.2.RECURSO SUELO**

Se realizaran controles del estado del suelo anualmente, para lo cual se tomaran muestras de suelos considerando los puntos de muestreo inicial (EIA), se realizaran

---

<sup>65</sup> SEONEZ CALVO MARIANO. 1988 Ingeniería del Medio Ambiente, aplicados al natural al medio continente

análisis de clase textural para verificar que su composición no ha sido alterada, además se verificara la limpieza y mantenimiento de canales y fosas para la basura.

Control de la estabilidad e infiltraciones en las piscinas de sedimentación o relaves. El relave puede ser generador de drenaje ácido y puede contener elevadas concentraciones de metales tóxicos. Se deben captar las filtraciones al pie de la presa de relaves.

### **8.13.3. RECURSO FLORA Y FAUNA**

Se analizará el entorno natural, teniendo en consideración la flora y fauna del lugar, además se verificará que se hayan realizado reforestaciones y que no se hayan deforestados sitios que estén dentro del contexto en el cual se desarrolla el proyecto.

Se realizará un estudio para controlar que no se hayan efectuado capturas intencionales de animales silvestres, se analizará también el comportamiento que han adoptado los animales ante la implantación de este proyecto.

### **8.13.4. RUIDO**

Se efectuarán mediciones de ruido trimestralmente de todas los equipos y máquinas, utilizando un sonómetro, este trabajo lo deberá realizar un técnico experto en el tema, para garantizar que las mediciones que se han realizado sean correctas y de esta manera verificar que los niveles de ruido que se producen estén dentro de los límites

permisibles o de lo contrario tomar las debidas correcciones. También se tomarán mediciones de los niveles de ruido en entorno, es decir se medirá el ruido ambiental, con el fin de analizar la afectación que podría estar causando a los animales y población que habita en el lugar.

El supervisor ambiental deberá llevar un registro de control, en los cuales detallará el nombre del equipo y maquinaria, niveles de ruido que produce, fecha de mantenimiento, con el objeto de garantizar su adecuado funcionamiento y minimizar el impacto del ruido que podría generar en el medio ambiente.

Se verificara que los trabajadores que estén expuestos a altos niveles de ruido o por periodos largos cuentan con equipos de protección personal para el caso (orejeras, tapones).

#### **8.13.5. GASES Y POLVO**

Para evitar la producción de gases de combustión interna, que puedan causar daños a la salud de los trabajadores, se realizara mantenimientos mecánicos del equipo y maquinaria como máximo cada 3 meses, señalando que este tiempo variara de acuerdo a los usos que se dé a los mismos, por lo que estos mantenimientos se los realizara teniendo en cuenta estos parámetros o cuando estos presenten anomalías. Para facilitar el control se llevaran registros (tipo de equipo o maquinaria, fecha del mantenimiento).

Se verificara que los trabajadores que estén expuestos al polvo cuentan con equipos de protección personal para el caso (mascarillas para polvos).

#### 8.14. COSTO APROXIMADO DEL PROYECTO

MEDIDA AMBIENTAL		UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (USD)	CASTO PARCIAL (USD)	OBJETIVO
Equipos de protección personal		U	20	30	600	Proteger al personal
Recuperación de áreas de intervención	Reforestación	m <sup>2</sup>	150	0.30	45	Evitar la erosión del suelo
	Cobertura vegetal para recuperación de escombreras	m <sup>2</sup>	100	0.30	30	Recuperación de la capa orgánica
	Mantenimiento de piscinas de sedimentación	u	3	70	221	Tratamiento del agua del interior mina.
	Manejo de desechos	ton	30	3	90	Tratamiento de desechos
Capacitación ambiental		u	100	2	200	Adiestrar al personal en el manejo ambiental.
Programa de monitoreo		u	15	4	60	Verificar del cumplimiento del proyecto
<b>COSTO TOTAL</b>				<b>1246,00 USD</b>		

### 8.15. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

ACTIVIDAD	DURACIÓN	TIEMPO EN MESES											COSTO PARCIAL (USD)	RESPONSABLE
		1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12		
UTILIZACIÓN DE EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL	11.11												600	Jefe de Mina
REFORESTACIÓN	1.50												45	Ing. Forestal
COBERTURA VEGETAL	1.50												221	Ing. Forestal
MANTENIMIENTO DE PISCINAS DE SEDIMENTACIÓN	11.11												90	Jefe de Proyecto
MANEJO DE DESECHOS	11.11												200	Jefe de Proyecto
CAPACITACIÓN AMBIENTAL	1.50												60	Ing. Medioambiente

**CONCLUSIÓN.** Como conclusión general se puede decir que de acuerdo al grado de importancia de los impactos, se puede decir que se los puede clasificar en tres grupos: El primero es perjudicial con los siguientes factores ambientales como son: Capa orgánica, Erosión, Aguas superficiales y Subterráneas, Nivel de ruido, Disminución de las reservas forestales, Modificación de la vegetación, Reducción de la fauna, Pérdida del hábitat natural, el segundo grupo son neutros como: Uso del suelo, Estabilidad, Calidad del agua, Calidad del aire, Modificación de la visión estética, Alteración, Aumento de enfermedades, Densidad poblacional, Educación, y el tercero considerado como beneficioso como son: Incremento de fuentes de trabajo, Servicios comunitarios.

## CAPITULO VIII

### 9. ANALISIS TECNICOS ECONOMICOS DEL PROYECTO

#### 9.1. GENERALIDADES

El análisis técnico económico del presente proyecto tiene como finalidad la ejecución o no del proyecto, tomando en cuenta la rentabilidad y la tasa interna de retorno. Para ello se debe considerar diferentes factores como la ley mineral, tiempo de vida del yacimiento, reservas. etc.

Debido al corto tiempo de vida de explotación del bloque, para los cálculos de inversión inicial no se tomara en cuenta la inversión de maquinaria, intereses y costos de posesión, los mismos que serán remplazados por los costos de preparación del bloque, dentro de esta preparación consta **la chimenea central y la galería de corte**, las demás labores ya se encuentran construidas como se expuso en el capítulo de elección del sistema de explotación, la maquinaria a emplearse en la ejecución del proyecto ya fue adquirida por la empresa.

#### 9.2. TIEMPO DE VIDA DEL BLOQUE

##### 9.2.1. RESERVAS TOTALES

$$RT = A * P * \gamma_v$$

Donde:

A : área del bloque

P : potencia media del yacimiento (0.21 m)

$\gamma_v$  : peso volumétrico del mineral (2.50 gr/cc)

$$RT = 1330.97 \text{ m}^2 * 0.21 \text{ m} * 2.50 \text{ gr/cc} = 698.76 \text{ ton}$$

### 9.2.2. RESERVAS EXPLOTABLES

- **Reservas por pérdidas**

$$Rp = RT - RT * \% p$$

Donde:

%p = porcentajes por pérdidas de mineral (22 %)

$$Rp = 698.76 - 698.76 * 0.22\% = 545.04 \text{ ton}$$

- **Reservas por dilución**

$$Rd = Rp + Rp * \% d$$

Donde:

%d = porcentaje por dilución de mineral (3%)

$$Rd = 545.04 + 545.04 * 0.03 = 561.38 \text{ ton}$$

### 9.2.3. LEY REAL DE ORO

$$L_{real} = L_m - L_m * \%d$$

$$L_{real} = 30 \text{ gr/ton} - 30 \text{ gr/ton} * 0.03 = 29.1 \text{ gr/ton}$$

### 9.2.4. RESERVA REAL DE ORO

$$R_{real} = R_d * L_{real}$$

$$R_{real} = 561.38 * 29.1 = 16336.16 \text{ gr}$$

### 9.2.5. RESERVA RECUPERABLE DE ORO

Es la cantidad de oro que se recupera en la planta de tratamiento y beneficio, la misma que tiene un porcentaje de recuperación del 98%.

$$R_{recup} = R_{real} * \%Re\ cup$$

$$R_{recup} = 16336.16 * 0.98 = 16009.43 \text{ gr.}$$

### 9.2.6. TIEMPO DE VIDA DEL BLOQUE

$$T_v = \frac{RT}{Pd}$$

$$T_v = \frac{698.76\text{ton}}{11\text{ton/día}} = 63.52\text{días} = 2.11\text{meses}$$

## 9.3. INGRESOS

### 9.3.1. INGRESOS POR TONELADA (I)

$$I = n * f * L_{real} * c$$

Donde:

n = Porcentaje de recuperación de la planta de tratamiento y beneficio

f = Factor = 1 para el oro

c = Precio del mineral en el mercado

$$I = 0.98 * 1 * 29.1 * 13 = 370.73\text{USD} / \text{ton}$$

### 9.3.2. INGRESOS TOTALES (It)

$$I_t = R_{recup} * c$$

$$I_t = 16009.16 * 13 = 208119.08 = 98634.64\text{USD} / \text{mes}$$

## 9.4. EGRESOS

### 9.4.1. INVERSIÓN

#### 9.4.1.1.PREPARACIÓN DEL BLOQUE

ESPECIFICACION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTALUSD
Chimenea Central	M	408.84	27.35	11181.77
Galería de corte	M	864.86	27.35	23654.03
<b>TOTAL(USD)</b>				<b>23654.03</b>

#### 9.4.1.2.MATERIALES Y HERRAMIENTAS

ESPECIFICACION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL
Aceite 15W40	Gl	30	5.40	162.00
Aceite 100	Gl	35	6.94	242.9
Aceite Rando 32	Gl	6	4.76	28.56
Barrenos de 1.20	u	10	70.56	705.60
Carretillas	u	6	27.62	165.72
Cable N-º 6	m	100	0.77	77.00
Cable sólido	m	100	0.36	36.00
Cable de 2*12	m	150	0.52	78.00
Clavos de 6"	Lb	30	0.45	13.5
Clavos de 2"	Lb	30	0.40	12.00
Clavo de 4"	Lb	30	0.40	12.00
Combo de 10 lib.	u	2	5.00	10.00
Combo de 6 lib.	u	2	3.00	6.00
Conectores para mecha	m	3811	0.40	1524.4
Explogel III	Kg	1442.96	2.40	3463.10
Fulminante común N° 8	u	3811	0.14	533.54
Juego de llaves	u	1	100.00	100.00
Manguera de ventilación de 24"	m	35	2.39	83.65
Manguera para aire de 1"	m	200	4.40	880.00
Mecha de ignición	m	2098.7	0.27	566.64
Mecha de seguridad	m	6428.22	0.11	707.10
Palas	u	10	4.66	46.6
Picos	u	2	12.28	24.56
Tablón	m	200	5.3	1060.00
Puntales	m	200	5	1000.00
<b>TOTAL (USD)</b>				<b>10168.87</b>

## 9.4.2. INVERSIÓN INICIAL

ESPECIFICACIÓN	INVERSION
Preparación del bloque	34835.80
Materiales y herramientas	10168.87
<b>TOTAL DE LA INVERSIÓN INICIAL (USD)</b>	<b>45004.67</b>

## 9.4.3. COSTOS DE OPERACIÓN

### 9.4.3.1. RESERVAS PARA REPARACIONES

$$Re s Re p = \frac{0.08 * inv}{1000} * Nh * n * Nme .$$

Donde:

Nh = Número de horas de trabajo al año

n = Número de años

Nme = Número de maquinas o equipos

- **COMPRESOR**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 9000}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 273.71USD$$

- **GENERADOR**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 5000}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 152.06USD$$

- **CANGURO**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 22000}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 669.08USD$$

- **PLANTA DE TRATAMIENTO Y BENEFICIO**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 15000}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 456.19USD$$

- **PERFORADORA CON PIE DE DE AVANCE**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 1400}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 42.57USD$$

- **VAGÓN**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 1500}{1000} * 2112 * 0.18 * 4 = 182.47USD$$

- **VENTILADOR CENTRIFUGO**

$$Re s Re p = \frac{0.08 * 2000}{1000} * 2112 * 0.18 * 1 = 60.82USD$$

### 9.4.3.2. ACEITES, COMBUSTIBLES Y ENERGIA

#### ELECTRICA

El capital invertido en aceites a sido considerado anteriormente, en lo que se refiere a combustible y energía se ha tomado encuentra un valor aproximado de 4.50 USD/ton de mineral extraído por lo tanto tenemos.

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO UNITARIO
Mineral	Ton	698.76	4.50	3144.42
<b>COSTO TOTAL (USD)</b>				3144.42

#### 9.4.4. AMORTIZACIÓN

La amortización permite recuperar gradualmente el dinero gastado por el envejecimiento de la maquinaria y equipos, garantizando la compra de una nueva o reparación de la misma, si es susceptible cuando esta ha perdido su vida útil.

$$\delta = \frac{P * r}{(r+1)^{Tv} - 1}$$

Donde:

P = Precio total de la maquinaria o equipos.

r = Tasa de interés, 18 %

Tv = Tiempo promedio de vida útil de la maquinaria y equipos, 10 años.

$$\delta = \frac{55900 * 0.18}{(0.18 + 1)^{10} - 1} = 2378.72 * 0.18 = 428.17USD$$

#### 9.4.5. SUELDOS Y SALARIOS

CARGO	Nº	SUELDO MENSUAL (USD)	APORTE IESS (9.38%)	COMPO. SALAR.	TIEMPO TRABAJO (MESES)	SUELDO TOTAL (USD)
<b>Personal Administrativo</b>						
Gerente General	1	1200	112.56	24	2.11	2345.13
Administrativo	1	900	84.42	24	2.11	1771.51
Secretario	1	160	15.01	24	2.11	356.59
<b>Personal Técnico</b>						
Ingeniero en minas	1	600	56.24	24	2.11	1197.97
Electricista	1	160	15.01	24	2.11	356.59
<b>Personal Obrero</b>						
Capataz	1	500	46.90	24	2.11	1006.68
Perforador	2	258	24.20	24	2.11	543.95
Ayudante de perforador	2	234	21.94	24	2.11	498.08
Enmaderador	1	240	22.51	24	2.11	509.54
Ayudante de enmaderador	2	145	13.60	24	2.11	327.89
Servicios Generales	7	150	14.07	24	2.11	2362.16
<b>Empleados</b>						
Guardia	2	180	16.88	24	2.11	789.64
Bodeguero	1	250	23.45	24	2.11	528.66
<b>TOTAL (USD)</b>						<b>12594.39</b>
<b>TOTAL USD/mes</b>						<b>5968.90</b>

#### 9.4.6. ALIMENTACIÓN COSTO DIARIO.

Nº PERSONAS	COSTO DIARIO	COSTO MENSUAL	Nº DIAS	TOTAL (USD)
23	3.25	2267.29	64	4784.00

#### 9.4.7. EGRESOS TOTALES

<b>RUBRO</b>	<b>COSTO (USD)</b>
INVERSION INICIAL	45004.67
COSTOS DE OPERACIÓN	
- Reserva para reparaciones	428.17
- Combustible y energía eléctrica	3144.42
AMORTIZACION DE LA MAQUINARIA	476.00
SUELDOS Y SALARIOS	5968.90
ALIMENTACION	2267.29
PLAN DE MANEJO AMBIENTAL	1246.00
<b>EGRESOS</b>	<b>58535.45</b>
<b>IMPREVISTOS (10%)</b>	<b>5853.54</b>
<b>EGRESOS TOTALES (USD)</b>	<b>64388.99</b>

#### 9.5. UTILIDADES

##### 9.5.1. UTILIDAD BRUTA

$$U_B = I - E$$

Donde.

I = Ingresos totales

E = Egresos totales

$$U_B = 98634.64 - 64388.99 = 34245.65USD$$

##### 9.5.2. UTILIDAD NETA.

Es la utilidad bruta, menos los pagos pendientes como: Pat, Ru, IR

$$U_N = U_B - Pat - Ru - IR$$

Donde:

Pat = Pago de patentes, 16 USD/ha

Ru = Reparto de utilidades, 15%.

IR = Impuesto a la renta, 22%.

$$Pat = 16USD / ha * 5 * 0.18 = 14.4USD$$

$$U_N = 34245.65 - (14.4) - (0.15 * 34245.65) - (0.22 * 34245.65) = 21560.37USD$$

## 9.6. RENTABILIDAD

Es la relación entre el importe de una inversión y los beneficios netos

$$R = \frac{U_N}{Inv.mensual}$$

$$Inv.mensual = \frac{Inv.total}{N^\circ \text{ meses}}$$

$$Inv.mensual = \frac{45004.67}{2.11} = 21329.22USD$$

$$R = \frac{21560.37}{21329.22} * 100 = 101\%$$

## 9.7. COSTO DE PRODUCCION

$$C = \frac{Egres.totales}{Prod.total}$$

$$C = \frac{64388.99}{561.38} = 114.69 \text{USD} / \text{ton}$$

## 9.8. LEY CRÍTICA

$$L_{crit} = \frac{E_{tm}}{n * f * c}$$

Donde:

$E_{tm}$  = Egreso por tonelada de mineral extraído = Costo de producción.

$n$  = Porcentaje de recuperación de la planta de tratamiento y beneficio

$f$  = Factor de calidad, 1

$c$  = Precio del oro en el mercado.

$$L_{crit} = \frac{114.69}{0.98 * 1 * 13} = 9.00 \text{gr} / \text{ton}$$

## 9.9. PRODUCCIÓN CRÍTICA

$$P_{crit} = \frac{P_{día} * L_{crit}}{Ley}$$

$$P_{crit} = \frac{1 \text{ton} / \text{día} * 9.00 \text{gr} / \text{ton}}{30 \text{gr} / \text{ton}} = 3.3 \text{ton} / \text{día}$$

## 9.10. FLUJO DE CALIDAD LÍQUIDO

ACTIVIDAD	TIEMPO EN MESES		
	0	1	2
Egresos	-45004.67	-9186.88	-9186.88
Ingresos		98634.64	98634.64
Capital de giro	5000.00		
Flujo de caja líquida	-50004.67	89447.76	89447.76

## 9.11. VALOR ACTUAL LÍQUIDO

Es la determinación de los flujos de caja que se calcula y se recupera en el transcurso del proyecto

$$VAL = P * R^{-n}$$

$$R = 1 + r$$

Donde:

P = Inversión.

R = Interés acumulado.

n = Número de años.

r = Tasa de interés.

$$VAL = -50004.67 + 89447.76 * (1 + 26776)^{-0.09} + 89447.76 * (1 + 26776)^{-0.18}$$

$$VAL = 3.31$$

$$VAL = -50004.67 + 89447.76 * (1 + 26778)^{-0.09} + 89447.76 * (1 + 26778)^{-0.18}$$

$$VAL = 2.88$$

$$VAL = -50004.67 + 89447.76 * (1 + 26798)^{-0.09} + 89447.76 * (1 + 26798)^{-0.18}$$

$$VAL = -1.43$$

$$VAL = -50004.67 + 89447.76 * (1 + 26803)^{-0.09} + 89447.76 * (1 + 26803)^{-0.18}$$

$$VAL = -2.51$$

## 9.12. TASA INTERNA DE RETORNO

La TIR esta dada cuando el VAL es superior a cero

$$TIR = ri + (rs - ri) * \left( \frac{VAi}{VAi - VAs} \right)$$

Donde:

ri = Tasa de interés inferior.

rs = Tasa de interés superior.

VAi = Valor actual de la tasa de interés inferior.

VAs = Valor actual de la tasa de interés superior.

$$TIR = 26779 + (26799 - 26779) * \left( \frac{2.88}{2.88 - (-1.43)} \right)$$

$$TIR = 26792.36$$

$$TIR = \frac{26792.36}{120 \text{ meses}} = 223.26 \text{ USD}$$

$$TIR = 0.84 * 2.11 = 1.77\%$$

Debido a que la tasa interna de retorno esta calculada en años y la duración del proyecto es de 2.11 meses, el valor del TIR es de 1.77 %.

Además el TIR y el VAL son cálculos estimativos consecuentemente referenciales.<sup>40</sup>

---

<sup>40</sup> ANDERSEN Arthur. Diccionario Económico y Negocios

## CAPITULO IX

### 10. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 10.1. CONCLUSIONES

- \* Geológicamente a nivel local, la concesión minera se encuentra dentro de la división Maguazo compuesta de rocas metandesitas, metabasaltos y turbiditas, las cuales han sido intrusionadas por rocas granodioritas y por diques aplíticos, los mismos que han dado lugar a estructuras hidrotermales de cuarzo auríferas, vetas y vetillas de rumbo N-S, que se presentan dentro de las granodioritas y especialmente en las zonas de contacto en forma irregular con tamaños y espesores variables, encontrándose asociados minerales de pirita y arsenopirita y eventualmente pirrotina, esfalerita y bismuto.
- \* Dentro del modelo de la nueva tectónica global las dos fallas descritas (Romeral, Cauca-Patía) se interpretan como paleozonas de subducción. Por la falla Romeral se produjo la creación de corteza oceánica a la corteza continental en el período Jurásico superior-Cretáceo inferior y por falla Cauca-Patía, en el intervalo que va desde el Paleoceno al Eoceno medio.
- \* Basándose en la variedad de texturas que presenta la estructura mineralizada: textura bandeada, pectiforme en cresta, colomorfa, vetada en rejillas, drúsica y la forma de relleno de fracturas preexistentes de la mineralización y en base a su contenido de metales básicos (Pb, Zn, Cu, As, Bi, asociados al oro) el yacimiento está catalogado como filoneo aurífero – polisulfúrico hidrotermal del tipo epitermal de baja sulfuración.
- \* Para la explotación óptima del bloque se eligió la tercera variante que es El Sistema de Explotación con el Relleno Obtenido del Minado de la Roca Encajante, para este efecto se tomo en cuenta los principales parámetros

geológicos y minero - técnicos. Para controlar las presiones, como medio auxiliar se utilizará la entibación apuntalada, también se dejará un pilar de fondo y uno de corona para disminuir de esta manera los costos y excesivos trabajos de fortificación con madera.

- \* En el Plan de Manejo Ambiental se han expuesto una serie de medidas de control, capacitación, compensación y muy especialmente de prevención, con miras para que los ecosistemas sean lo menos alterados y que los impactos que se generen puedan ser mitigados de manera oportuna.
- \* Para el cálculo de reservas se eligió el más apropiado, el método mediante los Bloques de Explotación, aplicando a un bloque de 45 m de longitud y de 17.18 m de altura, en donde la mena mineral es de 0.21 m de potencia media, 30 gr/ton fde concentración media y las reservas totales son de 698 Tn.
- \* Con el sistema de Explotación elegido, los procesos establecidos y la planificación indicada, se obtiene una rentabilidad del **101%**, con un costo de producción de **114.69 USD/ton**, una ley crítica de **9.00 gr/ton** y una producción crítica de **3.3 ton/día**; obteniendo una tasa interna de retorno de del **26792.36%**.

## **10.2. RECOMENDACIONES**

- \* Por lo expuesto anteriormente y en vista de los parámetros técnico-económicos, se plantea la aplicación del Sistema de Explotación elegido, analizado y descrito durante el desarrollo de esta Tesis de Grado, el cual se denomina Sistema de Explotación con el Relleno Obtenido del minado de la Roca Encajante, por ser el que mejor se adapta a las condiciones geográficas, geológicas, físicas y económicas.

- \* Poner en práctica las medidas de mitigación descritos y analizados en el Plan de Manejo Ambiental y evitar futuros impactos al medio físico, biótico y antrópico dentro del área y sus alrededores.

## BIBLIOGRAFÍA

- **ALAIN, Faucalt.** *Diccionario de Geología.* Edición Masson, Barcelona – España, 1985.
- **BLANCO Roberto.** *Laboreo de excavaciones subterráneas.*
- **BLANCO Roberto.** *Mecánica de rocas.* Editorial Oriente. Cuba. 1981.
- **CONSULTORES Ambientales.** *Estudio Ambiental de las Canteras Pintag.* Quito – Ecuador, 1995.
- **ECOCIENCIAS.** *Los páramos en El Ecuador (fascículos I, II Y III)* Grupo Páramo 1999.
- **HOLDRIDGE L.** *Ecología basada en las zonas de vida.* Instituto Internacional de ciencias Agrícolas. San José - Costa Rica., 1977
- **Editorial Pueblo y Educación,** Habana, Cuba
- **ECOCIENCIAS,** *Los páramos en El Ecuador (fascículos I, II Y III).* Grupo Páramo 1999.
- **ESPINOZA G & Páez J.** *Tópicos de Evaluación de Impactos Ambientales,* 1997
- **FUNDACION Natura.** *Impacto Ambiental de la Minería en cuatro áreas protegidas del Ecuador.* Quito – Ecuador, 1993.
- **INSTITUTO Geográfico Militar (IGM):** *Hojas Geológicas "Guaranda - Riobamba"*1977. Escala 1:100000. Quito – Ecuador, 1977.
- **INSTITUTO Geográfico Militar (IGM).** *Hojas topográficas" Guaranda, Riobamba"*1977. Escala 1:50000 Quito – Ecuador, 1977.

- **INSTITUTO Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMHI)** *Anuario Meteorológico*. Quito – Ecuador, 1994 – 1999.
- **INSTITUTO Nacional de Estadísticas y Censos (INEC)**. *VI Censo Nacional de Población y V de Vivienda*, Quito –Ecuador, 2001.
- **PERNIA Llera, José**. *Manual de Perforación y voladura de rocas*. Instituto y Minero de España. ED. Etimsa. 1984.
- **PALADINES Agustín**. *Zonificación geotectónica y métalo génica del Ecuador*, 1989.
- **PALACIOS Marco; Edmundo López**, *estudio y plan de manejo ambiental en el área minera La Florida* “Tesis de grado” Universidad Nacional de Loja. 1998.
- **PRONAREG – Orstom**. *Mapa de uso actual del suelo y mapa de aptitudes agrícolas*. Escala 1:200.000 Quito – Ecuador, 1983.
- **SMIRNOS, J. J.** *Geología de Yacimientos Minerales*; Edición en español, Editorial MIR, Moscú.
- **SAWER W.** *Geología del Ecuador*, 1995.
- **SIMBIOE; U.I.C.N.** *Libro rojo de los mamíferos del Ecuador*, 2001.
- **SEONEZ CALVO MARIANO**. *Ingeniería del Medio Ambiente, aplicados al natural al medio continente*, 1988.
- **VALAREZO R. Jorge Michael**. *Informes de Planificación y Organización de los Trabajos Geológicos, Explorativos y Mineros*, Universidad Nacional de Loja, Ecuador, 2000

