

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Factibilidad Técnica y Económica del Proyecto de Reapertura de la Mina del gil de la
empresa S.M.R.L. señor de Inquilpata - Curahuasi

Presentado por:

Raúl Jhonatan Velarde Ñahui

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2023



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“FACTIBILIDAD TÉCNICA Y ECONÓMICA DEL PROYECTO DE
REAPERTURA DE LA MINA DEL GIL DE LA EMPRESA S.M.R.L. SEÑOR DE
INQUILPATA – CURAHUASI”

Presentado por **Raúl Jhonatan Velarde Ñahui**, para optar el Título de:
INGENIERO DE MINAS

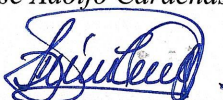
Sustentado y aprobado el día 18 de julio del 2019 ante el jurado:

Presidente:




Mg. José Adolfo Cárdenas Catalán

Primer Miembro:



Mg. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo Miembro:



Ing. Giovanni Frisancho Triveño

Asesor:



Ing. Edgar Crispín Huaccac Farfán

Agradecimiento

En primero lugar agradezco a mis padres por siempre darme aliento en mi proceso de formación como profesional. También agradezco a la plana docente de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas por sus enseñanzas y experiencias transmitidas a lo largo de la formación de mi carrera profesional, además de importantes consejos para mi desarrollo personal. Y finalmente a mí querida alma Matter por permitirme disfrutar de mis días como estudiante y darme los recursos necesarios para mi formación como persona y profesional.



Dedicatoria

A mis Padres:

***Raúl Rubén Velarde López &
Martha Ñahui Carrasco***

Con eterna gratitud por formarme como una persona íntegra y con valores, además de dar todo por construir los cimientos de mi educación.

A mi Abuela:

Maximilia Rene Carrasco Ochoa

Con todo mi amor y gratitud por acompañarme en mis días de estudio, siendo la persona que más pendiente estaba de mí y por darme todo con amor.

A mis Tí@s y Prim@s:

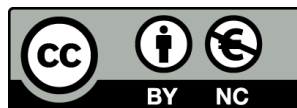
Por siempre darme palabras de aliento en los momentos más difíciles de mi vida, por nunca negarme su apoyo incondicional y amor.



Factibilidad técnica y económica del proyecto de reapertura de la mina “Del Gil” de la empresa S.M.R.L. Señor de Inquilpata - Curahuasi

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del Problema	6
1.2.1 Problema General	6
1.2.2 Problemas Específicos	6
1.3 Justificación de la Investigación	6
CAPÍTULO II	7
OBJETIVOS E HIPOTESIS	7
2.1 Objetivos	7
2.1.1 Objetivo General	7
2.1.2 Objetivos Específicos	7
2.2 Hipótesis de la Investigación	7
2.2.1 Hipótesis general.....	7
2.2.2 Hipótesis específicas.....	7
2.3 Definición de Variables	8
2.3.1 Variable Independiente	8
2.3.2 Variable Dependiente	8
2.4 Operacionalización de variables	8
CAPÍTULO III	
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	10
3.1 Antecedentes De La Investigación.....	10
3.1.1 Antecedentes De La Concesión	13
3.1.2 Antecedentes De Los Terrenos Superficiales	13
3.1.3 Antecedentes De Los Pasivos Ambientales	14
3.2 Marco referencial	14
3.2.1 Ubicación del Proyecto	14
3.2.2 Accesibilidad	15
3.2.3 Aspectos Físicos	16
3.2.3.1 Clima y Meteorología	16
3.2.3.2 Temperatura	17
3.2.3.3 Humedad.....	19



3.2.3.4	Precipitaciones	21
3.2.4	Fisiografía Del Área Del Proyecto.....	24
3.2.4.1	Relieve	24
3.2.4.2	Hidrología	25
3.2.5	Geomorfología	26
3.2.5.1	Cordillera Oriental	27
3.2.5.2	Altiplano	27
3.2.5.3	Valles profundos	28
3.2.5.4	Depresión de Curahuasi	28
3.2.5.5	Lomas intermedias	29
3.2.6	Geología Regional	31
3.2.6.1	Estratigrafía.....	31
3.2.7	Geología Local.....	37
3.2.7.1	Hidrogeología	39
3.2.8	Geología Estructural	40
3.2.8.1	Fallamientos Y Sistemas De Fallas	41
3.2.9	Geología Económica.....	45
3.2.9.1	Recursos Metálicos y Energéticos	45
3.2.9.2	Recursos no Metálicos	45
3.2.10	Geodinámica	46
3.2.10.1	Derrumbes.....	46
3.2.10.2	Deslizamientos.....	47
3.2.10.3	Desprendimientos	48
3.2.10.4	Huaycos	49
3.2.10.5	Otros Movimientos Complejos.....	49
3.2.11	Peligro Sísmico	50
3.3	Definición de términos.....	52
3.3.1	Características De Los Proyectos Mineros	52
3.3.1.1	Poseen un largo periodo de gestación.....	52
3.3.1.2	Para su ejecución se requerirá de estudios multidisciplinarios.....	52
3.3.1.3	El yacimiento no es un recurso renovable	53
3.3.1.4	Los proyectos mineros son de capital intensivo	53
3.3.1.5	El riesgo	54
3.3.1.6	Los estudios se realizan por etapas	54
3.3.2	Estudios Que Sustentan Un Proyecto Minero.....	56
3.3.2.1	Estudio Inicial	56
3.3.2.2	Estudio de Pre-factibilidad.....	56



3.3.2.3 Estudio de Factibilidad	57
3.3.3 Evaluación Económica De Proyectos De Extracción Mineral	57
3.3.3.1 Modelamiento, valorización y evaluación	58
3.3.3. El valor adicional de la incertidumbre en la evaluación de proyectos.....	60
3.3.4 Definición de variabilidad, incertidumbre y riesgo	61
3.3.4. Variabilidad	61
3.3.4.2 Incertidumbre.....	62
3.3.4.3 Riesgo	62
3.3.5 VAN.....	63
3.3.6 TIR.....	65
CAPÍTULO IV.....	67
METODOLOGÍA.....	67
4.1 Metodología de la investigación	67
4.1.1 Tipo y Nivel De La Investigación.....	67
4.1.2 Método Y Diseño De La Investigación	67
4.2 Población y muestra.....	68
4.2.1 Población	68
4.2.1.1 Características Y Delimitaciones.....	68
4.2.1.2 Ubicación Espacio-Temporal	68
4.2.2 Muestra	68
4.2.2.1 Técnicas De Muestreo	68
4.3 Procedimiento de la investigación	68
4.4 Material de investigación.....	69
4.4.1 Instrumentos de investigación	69
4.4.1.1 Etapas Del Proceso De Operación.....	69
4.5 Plan De Tratamiento Y Análisis De Datos	69
4.5.1 Presupuesto	70
4.6 Etapas Para La Reapertura Del Proyecto	70
4.6.1 Evaluación Económica	70
4.6.2 Remediación De Labores.....	70
4.6.3 Planificación De La Explotación	70
4.6.4 Construcción	71
4.6.5 Operación.....	71
4.6.6 Mantenimiento	71
4.6.7 Abandono.....	72
4.7 Características de la Mina.....	72
4.7.1 Reservas de la Mina.....	72



4.7.2 Elección Del Método De Explotación	73
4.7.2.1 Corte Y Relleno Ascendente Convencional (Overhand Cut And Fill) Como Método Principal.....	74
4.7.2.2 Consideraciones Técnicas En El Diseño Del Tajeo.....	75
4.7.2.3 Descripción Del Método De Explotación, Corte Y Relleno Y Ascendente (Overhand Cut And Fill).....	76
4.7.2.4 Métodos Alternativos De Explotación.....	78
4.7.3 Componentes	79
4.7.3.1 Labores Mineras	79
4.7.3.2 Botaderos	79
4.7.3.3 Polvorín.....	80
4.7.3.4 Campamento	81
4.7.3.5 Servicios Higiénicos	81
4.7.3.6 Almacenes.....	81
4.7.3.7 Cancha De Desmonte.....	83
4.7.3.8 Pila De Almacenamiento De Suelo Orgánico.....	84
4.7.3.9 Plataforma Para Tanque De Almacén De Agua Domestica	84
4.7.3.10 Caseta De Vigilancia	85
4.7.3.11 Casa Compresora	85
4.7.3.12 Depósito De Residuos.....	85
4.7.4 Estudios Geomecánicos	85
4.7.4.1 Registró De Mapeos Geomecánicos	86
4.7.4.2 Clasificación Del Macizo Rocosó.....	90
4.7.4.3 Uso De Picota De Geólogo	91
4.7.4.4 Uso De Martillo De Schmidt	95
4.7.4.5 Trabajo En Gabinete, Ensayo De Compresión Simple.....	97
4.7.5 Ventilación Del Proyecto	101
4.7.5.1 Requerimientos De Aire Para La Mina.....	102
4.7.5.2 Selección Y Ubicación De Ventiladores	110
4.7.5.3 Manga De Ventilación	112
4.7.6 Diseño De Labores Mineras	113
4.7.6.1 Sistema De Perforación	114
4.7.6.2 Metodología De Perforación.....	114
4.7.6.3 Dimensiones De Las Labores Mineras	115
4.7.7 Diseño De Botaderos	116
4.7.7.1 Tipo De Botadero.....	117
4.7.7.2 Producción Promedio De Desmonte.....	117

4.7.7.3	Capacidad Del Botadero	117
4.7.7.4	Criterios De Secuencia De Llenado	118
4.7.7.5	Factores A Considerar En La Operación	118
4.7.7.6	Lugar De Emplazamiento	119
4.7.7.7	Estabilidad Física	119
4.7.7.8	Estabilidad Química	121
4.7.8	Transporte de Mineral	121
4.7.8.1	Acarreo De Interior Mina A Cancha De Mineral	121
4.7.8.2	Izaje Utilizando Sistema De Cable Carril Desde La Cancha De Mineral Hasta Punta Carretera	123
4.7.8.3	Transporte Del Mineral Desde El Punto Denominado Cuchillas Hasta La Plataforma De Transbordo En El Borde De La Carretera Cusco – Abancay	123
4.7.9	Planeamiento de Minado	124
4.7.9.1	Producción Estimada y Vida de la Mina	124
4.7.9.2	Planeamiento De Minado A Corto Plazo	125
4.7.9.3	Consideraciones y Trabajos a realizarse En La Planificación A Corto Plazo	128
4.7.9.4	Modelo De Bloques A Corto Plazo	140
4.7.9.5	Planeamiento De Minado A Mediano Plazo	140
4.7.9.6	Modelo De Bloques A Mediano Plazo	142
4.7.9.7	Planeamiento De Minado A Largo Plazo	143
4.7.9.8	Modelo De Bloques A Largo Plazo	145
4.7.10	Seguridad Y Salud Ocupacional	145
4.7.10.1	Reglamento Interno	146
4.7.10.2	Organigrama	150
4.7.10.3	Manual De Organización Y Funciones	150
4.7.10.4	Procedimientos Escritos De Trabajo Seguro	154
4.7.10.5	Programa De Capacitación Al Personal	156
CAPÍTULO V		162
RESULTADOS Y DISCUSIONES		162
5.1	Descripción de los resultados	162
5.1.1	Cálculos De Perforación	162
5.1.1.1	Galerías	162
5.1.1.2	Chimeneas	169
5.1.1.3	Subniveles	175
5.1.1.4	Tajeos	181
5.1.1.5	Recursos Humanos	190
5.1.1.6	Servicios Auxiliares	191



5.1.1.7 Insumos	193
5.1.1.8 Equipos Y Herramientas Para La Operación Del Proyecto	194
5.2 Evaluación Económica Financiera.....	195
5.2.1 Costos Directos	195
5.2.1.1 Costos Mensuales De Supervisión Y Operación	195
5.2.2 Costos Mensuales De Servicios	196
5.2.2.1 Costo Horario De Los Epp.....	196
5.2.2.2 Costo Horario De Las Herramientas Empleadas	197
5.2.2.3 Costo Por Equipos Materiales E Insumos.....	198
5.2.2.4 Calculo Del Costo De Perforadora Y Accesorios.....	198
5.2.2.5 Costo Por Explosivo	200
5.2.2.6 Costos Por Transporte De Mineral	200
5.2.2.7 Costo Por Rehabilitación De Accesos	201
5.2.2.8 Total Costos Directos.....	201
5.2.3 Costos Indirectos.....	202
5.2.3.1Costo De Venta Del Mineral Por TM.....	202
5.2.4 Determinación de Factibilidad Económica Mediante Costos Unitarios	204
5.2.5 Determinación de Factibilidad Económica Mediante el VAN y TIR.....	205
5.2.6 Caso N° 01	205
5.2.7 Caso N° 02	207
5.3 Discusión de resultados	207
CAPÍTULO VI.....	209
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	209
6.1 Conclusiones	209
6.2 Recomendaciones.	209
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	210
ANEXOS	212



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Coordenadas de la poligonal - Área de Proyecto	15
Tabla 2 — Acceso Vía Terrestre	16
Tabla 3 — Acceso Vía Aérea y Terrestre.....	16
Tabla 4 — Información Meteorológica Disponible.....	17
Tabla 5 — Temperatura máxima media mensual (°C)	17
Tabla 6 — Humedad relativa media mensual (%).....	19
Tabla 7 — Precipitación total mensual (mm).....	21
Tabla 8 — Precipitación máxima en 24 horas (mm).....	23
Tabla 9 — Interpretación del VAN	65
Tabla 10 — Variables vs Indicadores.....	59
Tabla 11 — Elementos metálicos del proyecto minero “DEL GIL”.....	72
Tabla 12 — Coordenadas del área de campamentos “Proyecto Minero DEL GIL”	81
Tabla 13 — Coordenadas-Ubicación de Almacenes	82
Tabla 14 — Ubicación y distribución de botaderos de desmonte	84
Tabla 15 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 00	88
Tabla 16 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 01	89
Tabla 17 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 03	90
Tabla 18 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota	92
Tabla 19 — Cartilla Geomecánico	94
Tabla 20 — Corrección por la posición del martillo de Schmidt.....	95
Tabla 21 — Determinación de la Resistencia en Campo	96
Tabla 22 — Características físico-mecánicas de rocas.....	100
Tabla 23 — Límites máximos permisibles de agentes químicos	102
Tabla 24 — Requerimiento de aire.....	105
Tabla 25 — Valores de $\alpha * 10^{-5}$ para $\gamma = 1,2 \text{ Kg/m}^3$ (densidad del aire).....	108
Tabla 26 — Calcular la longitud equivalente	109
Tabla 27 — Distancias más largas por cada labor.....	109
Tabla 28 — Resultados del cálculo de la caída de presión.....	109
Tabla 29 — Características físicas y mecánicas de manga de ventilación.....	113
Tabla 30 — Ubicación de los botaderos	114
Tabla 31 — Capacidad de los botaderos	118
Tabla 32 — Ubicación de los botaderos.....	119
Tabla 33 — puntos proyectados para la instalación del sistema cable carril.	123
Tabla 34 — Cálculo tiempo total de viaje (min)	134
Tabla 35 — Cálculo acarreo de horas por mes.....	134
Tabla 36 — horas de acarreo por año	141
Tabla 37 — horas de acarreo por año	143
Tabla 38 — Personal proyectado para dos frentes de producción.....	190

Tabla 39 — Coordenadas del punto de captación de agua Rio Lucmos	191
Tabla 40 — Insumos requeridos para proyecto de Mina “DEL GIL”.....	193
Tabla 41 — Explosivos proyectados para la operación	193
Tabla 42 — Equipos Proyectados para la Operación	194
Tabla 43 — Herramientas proyectadas para la operación	194
Tabla 44 — Costos mensuales de supervisión y operación.....	195
Tabla 45 — Costos mensuales de servicios.....	196
Tabla 46 — Costos de los siguientes accesorios de seguridad.....	197
Tabla 47 — Costo horario de las herramientas empleadas.....	197
Tabla 48 — Costo por equipos materiales e insumos	198
Tabla 49 — Costos de perforadora	198
Tabla 50 — Costos de mangueras y accesorios	199
Tabla 51 — Costos de barrenos y accesorios	199
Tabla 52 — Costo por explosivo	200
Tabla 53 — Costos por transporte de mineral	200
Tabla 54 — Costo por rehabilitación de accesos	201
Tabla 55 — Total costos directos	201
Tabla 56 — Costos indirectos.....	202
Tabla 57 — Reservas Probables - Caso 1.....	203
Tabla 58 — Reservas Probables - Caso 1.....	204
Tabla 59 — Flujo de Caja.....	206
Tabla 60 — Cálculo del Van y TIR – Caso N° 01	206
Tabla 61 — Cálculo del Van y TIR – Caso N° 02	207
Tabla 62 — Flujo de Caja Año 01	191
Tabla 63 — Flujo de Caja Año 02.....	192



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Área de la concesión en el límite del cuadrángulo de Abancay 28-Q y el cuadrángulo de Machupicchu 27-Q.....	14
Figura 2 — Promedio anual de temperatura máxima media mensual.....	18
Figura 3 — Promedio de temperatura media mensual	19
Figura 4 — Promedio anual de humedad relativa	20
Figura 5 — Promedio mensual de humedad relativa	20
Figura 6 — Promedio anual de la precipitación total.....	22
Figura 7 — Promedio mensual de precipitación total	22
Figura 8 — Promedio Anual de Precipitación	23
Figura 9 — Promedio mensual de precipitación	24
Figura 10 — Relieve polígono de proyecto “DEL GIL”	25
Figura 11 — Hidrografía de la mina “DEL GIL”	26
Figura 12 — Morfología área de influencia directa de la mina “DEL GIL”	30
Figura 13 — Morfología área de influencia indirecta de la mina “DEL GIL”	31
Figura 14 — Esquema Estructural De La Deflexión Abancay	32
Figura 15 — Geología polígono de la mina “DEL GIL”	38
Figura 16 — Contacto entre formaciones diferentes.....	39
Figura 17 — Pliegue.....	39
Figura 18 — Contacto entre la formación Maras y el Grupo Mitu	45
Figura 19 — Derrumbes a lo largo del río Apurímac	47
Figura 20 — Derrumbes en la zona del proyecto.....	48
Figura 21 — Mapa de riesgos de Apurímac.....	50
Figura 22 — Mapa de Ordenadas Espectrales Sísmicas del Perú	51
Figura 23 — Etapas de un proyecto minero	55
Figura 24 — Proceso de toma de decisión de inversión	61
Figura 25 — Proceso de la gestión de riesgos.....	63
Figura 26 — Longitud de veta “DEL GIL”	72
Figura 27 — UBC Selección del método de minado	75
Figura 28 — Diseño del método de corte y relleno ascendente convencional.....	77
Figura 29 — Modelo de botadero proyectado.....	83
Figura 30 — Uso de la Picota.....	92
Figura 31 — Medición in situ con martillo de SCHMIDT	95
Figura 32 — Preparación de la probeta con sonda saca testigo	97
Figura 33 — Ensayo de compresión simple con prensa de carga	98
Figura 34 — Resultados Del Ensayo De Compresión Simple	99
Figura 35 — Deformación vs Esfuerzo.....	100
Figura 36 — Ventilador Impelente	104
Figura 37 — Sistema de ventilación	104
Figura 38 — Presión VS caudal	110

Figura 39 — Manga de ventilación	113
Figura 40 — Acarreo con carretilla.....	122
Figura 41 — vagón minero a utilizarse para el acarreo del mineral	122
Figura 42 — Ciclo de minado de la unidad minera.....	127
Figura 43 — Diseño de Perforación y voladura en chimenea.....	130
Figura 44 — Longitud del subnivel	131
Figura 45 — Modelo de block a corto plazo.....	140
Figura 46 — Modelo de block a mediano plazo	142
Figura 47 — Modelo de block a largo plazo.....	145
Figura 48 — Diseño de malla de perforación en Galerías	166
Figura 49 — Diseño de mallas de perforación en chimeneas	173
Figura 50 — Diseño de malla de perforación en subniveles.....	179
Figura 51 — Diseño de malla de perforación en tajeos caso 01: tajeos– sin circado	186
Figura 52 — Diseño de malla de perforación en tajeos caso 02: con circado	188



INTRODUCCIÓN

A lo largo de los años ha quedado demostrado que Perú es un país minero por tradición, lo cual se ve reflejado en las diferentes actividades mineras realizadas a lo largo y ancho del país, ya sea de manera formal o informal. Es de ahí que nace mis intereses en el presente trabajo de investigación el cual representa un instrumento de consulta cuyo objetivo final es poder ayudar a los pequeños productores mineros y/o mineros artesanales en la toma de decisiones para la ejecución de pequeños proyectos en minería.

El actual estudio de investigación tiene presente como objetivo el evaluar la factibilidad técnica y económica para la reapertura de una mina abandonada en el distrito de Curahuasi, Apurímac - Perú, teniendo en cuenta la realidad del mercado minero, la cual se ubica en el cañón de Apurímac, dicha mina abandonada cuenta con labores en 04 diferentes niveles las cuales iniciaron sus operaciones en el año de 1968 a cargo de la empresa “MINERA DEL GIL” que exploto minerales de plomo, cobre, y zinc. Para poder realizar el análisis de la problemática, es indispensable llevar a cabo el análisis de las deficiencias que se tuvieron en los años transcurridos, los cuales por grosos errores en el dimensionamiento de los recursos mineral generaron sobrecostos innecesarios, subsecuentemente cálculos erróneos en el dimensionamiento de equipos y herramientas conllevando a su posterior cierre. Es por ello que es menester de esta investigación el análisis de la causa raíz de todos los hechos, problemas y contratiempos suscitados, llegando así a la conclusión que no se habían realizado un estudio de factibilidad técnica-económica del proyecto, todo ello por falta de planificación, control efectivo y gestión adecuada de los recursos económicos asignados al proyecto.

La presente tesis esta organiza en siete capítulos. En el primer capítulo se presenta los datos generales que involucran la presentación de este anteproyecto, además, de la problemática a ser estudiada, así como los objetivos que han sido planteados para lograr de la reapertura de la mina DEL GIL. En el siguiente capítulo, el marco teórico, la cual se divide en tres secciones. Constituida inicialmente con la revisión bibliográfica de algunas de las más representativas publicaciones que estén relacionadas al estudio de factibilidad técnica y económica de proyectos mineros. La segunda sección hace mención del marco referencial, el cual implicada las definiciones teóricas del presente título del anteproyecto. En la última sección se tiene un resumen de la terminología empleada. En el tercer capítulo, se muestra el diseño metodológico planteado y/o estrategias operacionales con las cuales se abordará el



problema, entre ellas, el modelo y diseño a utilizar, como también la formulación de hipótesis propuesta en esta investigación. En el cuarto capítulo, se muestra la evaluación de los resultados obtenidos como producto de la investigación realizada para lograr la factibilidad técnica y económica del proyecto. En el capítulo quinto, se dan las conclusiones y recomendaciones en base al análisis e interpretación de los resultados obtenidos. Finalmente, en el capítulo sexto y séptimo las principales fuentes bibliográficas y anexos que acompañan la presente tesis son desarrolladas.



RESUMEN

Debido a la gran riqueza mineral del Perú, muchas personas a través de los años han buscado invertir en el sector minero, los cuales en muchos casos terminaron en cierre y pérdidas económicas considerables por no realizar estudios técnicos y económicos de los recursos.

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo principal reaperturar las operaciones en la mina abandonada “DEL GIL” con el estudio de evaluación técnica y económica del plan de minado, mediante el método de explotación de CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON CIRCADO Y RELLENO INMEDIATO, el cual permite explotar el mineral sin grandes capitales y al mismo tiempo optimizar las operaciones mineras.

En una primera instancia se analizaron los datos que hacen posible la factibilidad técnica del proyecto, entre estos tenemos: Accesibilidad a la mina, datos geomecánicos, recursos físicos y humanos, etc.; gracias a estos datos se obtuvieron muchas variables que permitieron un análisis técnico, dando como resultado la viabilidad técnica del proyecto. Posteriormente se analizaron las variables económicas que involucran la reapertura de la mina como lo son los Costos Directos e Indirectos. A través de análisis de la Tasa Interna de Rentabilidad (T.I.R.) y el Valor Actual Neto (V.A.N.) se logró probar la factibilidad económica de la reapertura de la mina “DEL GIL”.

Palabras clave: *Factibilidad Económica, Factibilidad Técnica, Geomecánico, Recursos, Tasa Interna de Rentabilidad, Valor Actual Neto.*



ABSTRACT

Due to the great mineral wealth of Peru, many people over the years have sought to invest in the mining sector, which in many cases end in the closure and considerable losses for not conducting technical and economic studies of the resources.

The main objective of this research work is to reopen operations at the abandoned mine "DEL GIL" with the technical and economic evaluation study of the mining plan, using the Overhand (Upward) Cut-and-Fill Stopping Method With Circado And Immediate Filling, which allows to exploit the mineral without big capitals and at the same time to optimize the mining operations.

In a first instance, the data that make possible the technical feasibility of the project were analyzed, among them we have: Accessibility to the mine, geomechanical data, physical and human resources, etc; thanks to these data, many variables were obtained that allowed a technical analysis, resulting in the technical viability of the project. Subsequently, the economic variables that involve the reopening of the mine, such as Direct and Indirect Costs, were analyzed. Through the analysis of the Internal Rate of Profitability (T.I.R.) and the Net Present Value (V.A.N.) it was possible to prove the economic feasibility of the reopening of the "DEL GIL" mine.

Keywords: *Economic Feasibility, Technical Feasibility, Geomechanical, Resources, Internal Rate of Return, Net Present Value.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

En la actividad minera, por su naturaleza de origen del yacimiento es susceptible a diversos cambios en el entorno económico, aun así, estos proyectos mineros se hacen viables con un control y manejo técnicos profesionales que aprovechando los adelantos tecnológicos hacen rentables los proyectos mineros.

La investigación está orientada a realizar consiste en realizar un Plan de minado de una mina que finalizo sus labores debido a diferentes factores tales como: problemas económicos por fluctuación de precio del mineral en el mercado internacional, condiciones climáticas, poca accesibilidad a las labores, recesiones por problemas políticos de estado en décadas pasados, que no permitieron la continuidad del proyecto.

Los últimos años se ha presenciado de manera muy perceptible un raudo crecimiento de la demanda interna de los metales con mejores precios como producto del crecimiento industrial por lo que los volúmenes de mineral de exportación crecieron, las características de los ambientes geográficos mejoraron significativamente y tienen importancia vital para todos los sectores de interés de la economía en minera durante estos últimos años. Factores implícitos en el ambiente geológico son de particular interés, la calidad y cantidad del mineral definen el desarrollo de una actividad minera. Considerando estas circunstancias se ha resuelto por conveniente viabilizar el proyecto de re-apertura la mina DEL GIL, para lo cual se precisa de un estudio un estudio de evaluación técnica y económica, en las actuales condiciones económicas, para determinar la factibilidad del proyecto de re-apertura de las operaciones de la mina Del Gil.



1.2 Enunciado del Problema

1.2.1 Problema General

¿De qué manera los resultados del estudio de evaluación del plan de minado incidirán en la re-apertura de las operaciones de la mina DEL GIL?

1.2.2 Problemas Específicos

- ¿De qué manera las condiciones geográficas y de rehabilitación puedan incidir en la re-apertura de las operaciones en la mina DEL GIL?
- ¿En qué medida incidirá el estudio de evaluación de todos los factores técnicos operacionales y geológicos del proyecto de reapertura de operaciones en la mina DEL GIL?
- ¿De qué modo determinara la factibilidad del proyecto los factores económicos en la re-apertura de las operaciones de la mina DEL GIL?

1.3 Justificación de la Investigación

El actual plan de tesis es justificable porque para su desarrollo es necesario dar importancia a la pequeña minera y minería artesanal, dado que se puede hacer minería sin contaminar, tener acuerdos sociales, y cuidar la seguridad de los trabajadores, además de hacer muchos proyectos mineros de escala pequeña adecuadamente rentables, con el aumento de trabajos técnicos de exploración geológica, extracción de minerales y reinversión minera en la mina DEL GIL; porque depende de nosotros convertir los riesgos en oportunidades y alentar mayores inversiones en la minería formal.

Este plan tiene la gran importancia para dar a conocer a los productores mineros considerados como pequeños y mineros con labores artesanales que se puede hacer minería sin contaminar el medio ambiente, trabajar en condiciones seguras y formalizados, lo que traerá más beneficios, aprovechando la normatividad vigente del sector y responsabilidad que debe asumir el gobierno regional e instituciones del estado como la universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac a través de su carrera profesional de Ingeniería de Minas.



CAPITULO II

OBJETIVOS E HIPOTESIS

2.1 Objetivos

2.1.1 Objetivo General

Re-aperturar las operaciones en la mina DEL GIL con el estudio de evaluación técnica y económica del plan de minado.

2.1.2 Objetivos Específicos

- Conseguir la re-apertura de las operaciones en la mina DEL GIL, valorando las condiciones geográficas y los trabajos de rehabilitación.
- Viabilizar el proyecto de reapertura de operaciones en las minas DEL GIL con el estudio de evaluación de todos los factores geológicos, técnicos y operacionales.
- Determinar la viabilidad del proyecto de re-apertura de la mina DEL GIL a través de los indicadores económicos.

2.2 Hipótesis de la Investigación

2.2.1 Hipótesis general

Ejecutado el proyecto de factibilidad con indicadores económicos y factores técnicos del plan de minado se re-aperturará las operaciones de extracción de minerales en la mina DEL GIL.

2.2.2 Hipótesis específicas

- Desarrollando la valoración de las condiciones geográficas y los trabajos de rehabilitación se conseguirá la re-apertura de las operaciones en la mina Gil.



- Realizando el estudio de evaluación de todos los factores geológicos, técnicos y operacionales del proyecto de reapertura de operaciones en la mina Gil se viabilizará el proyecto.
- Valorizando el proyecto a través de los indicadores económicos determinaremos la factibilidad de la re-apertura de la mina Gil.

2.3 Definición de Variables

2.3.1 Variable Independiente

“Factibilidad técnica y económica del proyecto.”

Indicadores

- Indicadores económicos
- Leyes de mineral
- Reservas de mineral
- Estándares de Operación
- Geometría de labores
- Parámetros Geomecánicos
- Situación legal

2.3.2 Variable Dependiente

“Reapertura de Operaciones de minado”

Indicadores

- Método de explotación
- Equipamiento
- Licencias necesarias
- Volumen de extracción
- Numero de niveles y tajos
- sostenimiento

2.4 Operacionalización de variables



Tabla 1 — Variables vs Indicadores

VARIABLES	INDICADORES
Variable Independiente: Factibilidad Técnica y económica del proyecto	Indicadores económicos
	Leyes de mineral
	Reservas de mineral
	Estándares de Operación
	Geometría de labores
	Parámetros Geomecánicos
	Situación legal
Variable Dependiente: Reapertura de Operaciones de Minado	Método de explotación
	Equipamiento
	Licencias necesarias
	Volumen de extracción
	Numero de niveles y tajos
	Sostenimiento



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes De La Investigación

Uno de los pilares más importantes en la estimación del dimensionamiento de flotas, consiste en la correcta y efectiva planificación de equipos, lo cual nos conduce a elaborar un análisis cada vez más minucioso y preciso con el único albor de conseguir resultados más fidedignos por consiguiente cálculos más exactos.

Para lo cual se han tomado y considerado como antecedentes los trabajos de investigación a continuación presentados.

Según RIVERA (2011), en su proyecto de investigación “Evaluación Económica Proyecto Minero San Antonio Óxidos” concluye que:

Los rasgos estratégicos del proyecto, conexo a una positiva evaluación económica son los cimientos de la recomendación de llevar a cabo el proyecto. Presentada la estrategia de explotación de la DSAL se ejecutará la modalidad denominada OPMT. Para poder realizar esto se realizó la estimación de la inversión del proyecto, así como sus ingresos y los costos de operación teniendo como base la información que fue entregada por la empresa. Lo que engloba los estudios de ingeniería conceptual información de la planta de procesamiento de la mina los estudios de prefactibilidad del año 2009 y los estudios realizados acerca del enfoque comercial de la empresa. Las variables de operación que considera la mina son 3: la operación y el mantenimiento de los equipos por la propia empresa (OPMP), la operación de la mina y mantenimiento de equipos por terceros (OPMT), y la externalización de las operaciones a través de un convenio de servicio integral por terceros (SIT).

Según ALFARO (2011), en su proyecto de investigación “Estudio de Factibilidad para la Instalacion de una Empresa Minera Aurífera en la Localidad de Huangabal, Distrito de Curgos, Provincia de Sanchez Carrion, Departamento La Libertad” concluye que:



La obtención de la viabilidad técnica de una mina guió el proyecto minero se obtuvo teniendo como base al proceso o método denominado “Tajeo por subniveles con refuerzos de Cablebolt”, el cual permite asegurar el cumplimiento de la explotación a través de niveles de 108000 TM anuales. De igual manera se llegó a utilizar la herramienta informática denominada Sólver para poder determinar la eficaz asignación de mineral a la planta procesadora de minerales, considerando los costos unitarios de explotación del traslado del mineral desde bocamina, a las dos tolvas ubicadas en la planta.

Concerniente a la sostenibilidad del medio ambiente del proyecto minero, este fue demostrado en base al método “Criterios Relevantes integrados”, el cual nos da resultados del impacto de la ejecución de un proyecto sobre un conglomerado de factores ambientales el cual es considerado medianamente significativo, por ello es factible llevar a cabo el proyecto siempre considerando la mitigación de los impactos negativos y la optimización de los positivos.

Para poder abordar la rentabilidad económica y financiera del proyecto minero se han utilizado adecuados indicadores entre los cuales se tiene como principales al valor actual neto, la tasa interna de retorno, relación beneficio costo, periodo de recuperación de capital, así como análisis de sensibilidad unidimensional del precio, cantidades de producción y costo de producción en relación al valor actual neto.

Mediante los determinantes de viabilidad considerando factores técnicos, sostenibilidad ambiental y rentabilidad económica financiera, hacen factible el proyecto minero.

Según MERES (2014), en su proyecto de investigación “Evaluación de Riesgos Asociados a Proyectos de Inversión Minera: Caso Mina Cuprosa” concluye que:

El eje principal por la cual existen en gran frecuencia muchas inversiones fallidas, que están mal dimensionados, considerando un capital de infraestructura incorrectamente especificado, e incluso llegando a paralizar debido a razones fuera de los fundamentos económicos y técnicos, esto ocurre debido a que la gran mayoría de estas inversiones se realizaron mediante estudios considerando específicamente solo el enfoque tradicional para la evaluación de proyectos mineros. Por otro lado, la definición adjuntada del riesgo da información razonable del porque la evaluación de los aspectos que plantea esta metodología (los factores técnicos de la Mina denominada Cuprosa, los valores económicos vinculados a éste, el comercio, los riesgos originados



como consecuencia del clima de inversión del país y los riesgos que representan la asociación) deberían ser indefectiblemente constantes, debido a que la gestión de los riesgos estarán considerados bajo la sola premisa de lograr metas y objetivos planteados por la empresa.

Según SOTO (2016), en su proyecto de investigación “Estudio De Factibilidad Técnica Económica de Explotación de Mármol, para Optimizar la Rentabilidad Económica en la Concesión Minera Cantera San Rita 2010, Cajamarca 2016” concluye que:

La realización del estudio de la factibilidad técnica de explotación de una cantera de mármol representa un factor crucial para lograr la determinación de la rentabilidad del proyecto en mención, esto se puede presenciar claramente en los resultados obtenidos del recurso (mármol) estimado, propuesta de explotación a través de un diseño y el cálculo de costos que representa el transporte de mineral.

En el proyecto se tomó en cuenta la explotación a Tajo Abierto en cortes definidos con una altura de banco de explotación de altura máxima de 8 m. el cual fue calculado teniendo en cuenta la capacidad de las excavadoras que se utilizarán para las actividades de desbroce de material. El ángulo del talud será de 63° esto será dependiendo principalmente teniendo en cuenta la velocidad de explotación de la cantera. El factor de seguridad fue calculado aplicando el uso del programa Slide 5.0 y el resultado logrado fue 1.65, teniendo en consideración un modelo de macizo rocoso principalmente homogéneo sin ninguna presión de agua, seco en otras palabras no se consideró el nivel freático.

Según SAGUAY (2016), en su proyecto de investigación “Factibilidad Técnica Económica Minera de la Explotación de Feldespato en la Concesión Minera Rosario II Código 100217.1” se desarrolló mediante:

La correcta ejecución del análisis técnico de parámetros de carácter geológico, litológico y geo-técnico de un yacimiento en forma de manto de mineral no metálico; la realización y ejecución a través de sistemas geográficos- informáticos utilizando como base la topografía emitida por el Instituto Geográfico Militar (IGM) a una escala geográfica de 1:50.000. En la primera parte del trabajo de investigación se presentaron la corroboración y confirmación de los estudios geológicos – geotécnicos mediante la descripción geológica y geomecánica. La parte primordial se llevó a cabo usando el



Método de Perfiles o Cortes para valorar las reservas probadas, probables y áreas de sobrecarga de estudio, con la información obtenida se planificó los volúmenes de explotación y producción de la mina de feldespatos. En adición a ello, conociendo todas las condiciones geomecánicas, geométricas, y operativas se planteó un sistema de explotación denominado “Bancos Descendentes”, y el diseño de explotación final de la mina se desarrolló mediante el análisis económico de la TIR, TMAR, VAN, la factibilidad técnico y económico del Feldespato.

De los cálculos de la inversión logrados por el método de análisis del TIR y VAN se llegó a lograr; la tasa mínima aceptable TMAR del 10.06%, el Valor Actual Neto VAN de 368 229,51 dólares americanos, y la Tasa de Interna de Retorno TIR de 52,07%. Logrando ser rentable al lograr un rendimiento del 42,01%.

3.1.1 Antecedentes De La Concesión

La formulación del petitorio minero fue realizada el 01 de Marzo del 2007 de clasificación metálica con una extensión de 600 has los peticionarios de la concesión fueron el Sr. Venturi Vigo, Gino Ursinio con un total del 80 % de las participaciones y el sr. Gómez Palza Ángel Gustavo un total del 20% de las participaciones. El título de concesión minera fue otorgado el 31 de julio del 2007.

Para poder saber el uso que se dio al terreno superficial años atrás se realizaron consultas a pobladores de la zona y a ex trabajadores de la mina “DEL GIL”, a través de ellos se pudo conocer que el terreno superficial no fue usado para ninguna actividad ya sea agrícola o pecuaria.

Además, como consta en el certificado negativo zona catastrada inmatriculada expedido por COFOPRI, el terreno superficial es eriazo.

3.1.2 Antecedentes De Los Terrenos Superficiales

El terreno superficial donde se ubica la poligonal del proyecto no tiene propietario natural o jurídico, esta área pertenece al estado y esta categorizado por COFOPRI como terreno eriazo.



3.1.3 Antecedentes De Los Pasivos Ambientales

Dentro del área de estudio se han encontrado labores abandonadas por la minera DEL GIL entre los años 1968 y 1982.

3.2 Marco referencial

3.2.1 Ubicación del Proyecto

La mina abandonada “DEL GIL” se encuentra entre los 1600 y 1800 msnm en el paraje denominado Chamampata, en el distrito de Curahuasi, provincia de Abancay, región Apurímac. El área considerada para el desarrollo del proyecto abarca una extensión de 75.58 hectáreas con un perímetro de 3721.10 metros lineales.

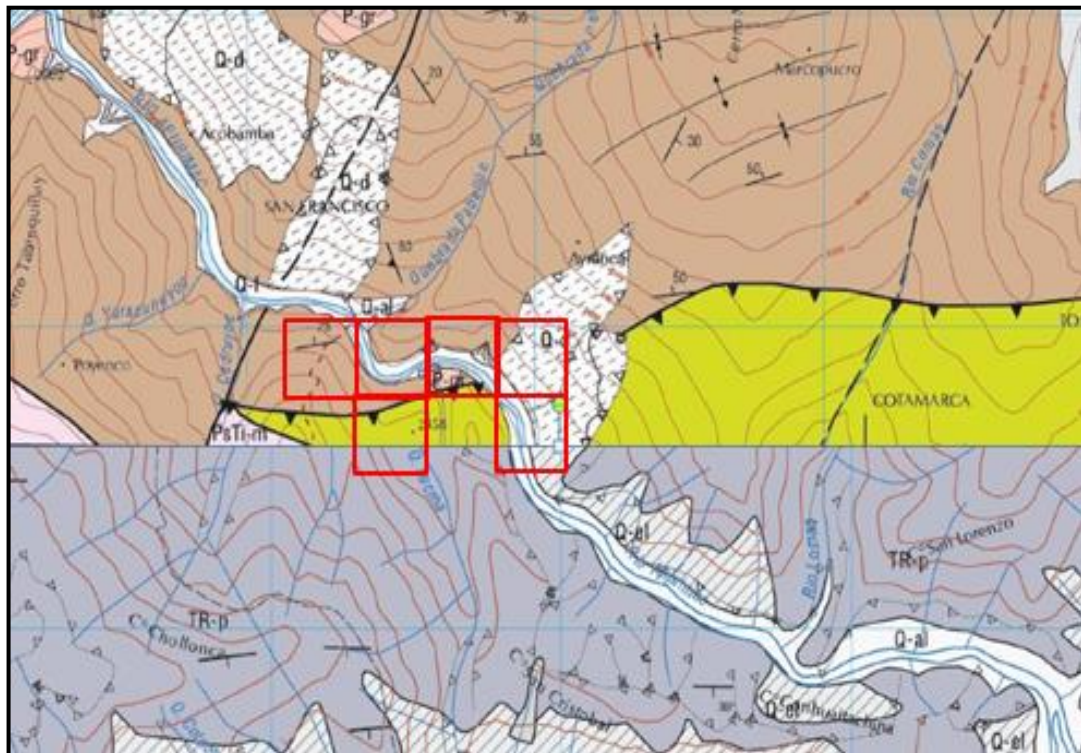


Figura 1 — Área de la concesión en el límite del cuadrángulo de Abancay 28-Q y el cuadrángulo de Machupicchu 27-Q

Tabla 2 — Coordenadas de la poligonal - Área de Proyecto

CUADRO DE COORDENADAS				
AREA = 75.5843 Hectáreas		PERIMETRO = 3727.10 ml		
VERTICE	LADO	COORDENADAS UTM DATUM PSAD 56		DISTANCIA (m)
		ESTE	NORTE	
1	1 – 2	746748.66	8507885	99.31
2	2 – 3	746818.44	8507955	233.33
3	3 – 4	747051.76	8507953	359.32
4	4- 5	747389.46	8507830	293.29
5	5 – 6	747612.68	8507640	185.28
6	6 – 7	747743.45	8507509	177.77
7	7 – 8	747871.79	8507386	200.83
8	8 – 9	747982.48	8507218	218.81
9	9 – 10	748000	8507000	1000
10	10 – 11	747000	8507000	146.38
11	11 – 12	746974.17	8507144	114.66
12	12 – 13	746988.05	8507258	392.62
13	13 – 14	746937.67	8507647	160.87
14	14 – 1	746824.17	8507761	144.62

La poligonal se enmarca íntegramente en el territorio del distrito de Curahuasi, localizado en el paraje Chamanpata, confluencia de las quebradas de los ríos Apurímac y Lucmos.

3.2.2 Accesibilidad

El acceso a las vías o trochas carrozables se realiza a través de la carretera Abancay-Cusco teniendo una distancia de 70 Km hasta la localidad de Curahuasi, a partir de del punto mencionado se sigue una trocha carrozable de 3 Km por la margen derecha del río Lucmos hasta el lugar denominado punta carretera. A partir de este último punto el acceso es peatonal siguiendo un camino de 13 Km hasta el lugar denominado nivel 3, a unos 300 metros del cauce del Río Apurímac. Se accede al proyecto desde Lima con camioneta según el recorrido siguiente:

Tabla 3 — Acceso Vía Terrestre

VÍA TERRESTRE	TIPO DE ACCESO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (Hr)
Lima - Abancay	Carretera Asfaltada	921	18.00
Abancay - Curahuasi	Carretera Asfaltada	70	1.25
Curahuasi - Desvío Mirador	Carretera Afirmada	3	0.25
Desvío Mirador - Mina	Camino de herradura	13	2.50
TOTAL			22.00

Tabla 4 — Acceso Vía Aérea y Terrestre

VÍA AÉREA	TIPO DE ACCESO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (Hr)
Lima-Cusco	Vía Aérea	—	1.00
Cusco - Curahuasi	Carretera Asfaltada	125	2.00
Curahuasi - Desvío Mirador	Carretera Afirmada	3	0.25
Desvío Mirador - Mina	Camino de herradura	10	2.50
TOTAL			5.75

3.2.3 Aspectos Físicos

3.2.3.1 Clima y Meteorología

La estación meteorológica más cercana al proyecto con información completa corresponde a la Estación Meteorológica de Curahuasi, controlada por el SENAMHI, que se encuentra ubicada a una distancia aproximada de 4 Km en dirección SW del proyecto y próxima al distrito de Curahuasi, provincia de Abancay, departamento de Apurímac; sus coordenadas geográficas de ubicación son: Latitud 13° 33`, Longitud 72° 44` y altitud 2 763 msnm, cuya precisión geográfica y política se presenta en la siguiente Tabla:

Tabla 5 — Información Meteorológica Disponible

Estación	Dep.	Provincia	Distrito	Latitud	Longitud	Altitud	Período
Curahuasi	Apurímac	Abancay	Curahuasi	13° 33`	72° 44`	2 763	98 - 07

Extraído de SENAMHI

De acuerdo a lo mencionado líneas arriba, el análisis de los componentes meteorológicos ha sido llevado a cabo teniendo en cuenta la Estación Meteorológica de Curahuasi, que puede proveer la siguiente data: Humedad Relativa, Temperatura, Precipitación, , Evaporación de 03 años consecutivos entre 2004 y el 2013.

3.2.3.2 Temperatura

A continuación, en la siguiente tabla N° 05 se presenta el comportamiento de la temperatura teniendo con información una media mensual, de la cual se pueden obtener los dos siguientes gráficos.

Tabla 6 — Temperatura máxima media mensual (°C)

TEMPERATURA MAXIMA MEDIA MENSUAL (°C)													
AÑO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	Prom Anual
2006	20,4	20,5	20,4	22,2	23,4	21,4	21,3	22,4	24,4	24,0	26,8	23,2	22,5
2007	19,3	20,4	20,0	21,8	22,3	21,5	21,7	22,1	23,8	24,7	25,5	24,8	22,3
2008	23,2	20,5	21,4	21,5	22,1	22,0	19,9	22,3	22,5	22,4	22,2	22,7	21,9
2009	21,7	21,0	20,1	21,2	21,7	22,0	20,9	21,2	22,3	24,0	24,2	21,2	21,8
2010	21,1	21,0	21,5	22,9	23,4	21,1	20,2	20,9	21,9	23,0	24,0	22,3	21,9
2011	22,8	22,4	22,1	23,2	23,7	22,3	22,0	23,3	22,3	23,2	24,2	22,7	22,9
2012	20,9	21,5	21,2	21,1	22,7	22,3	22,8	22,5	23,8	23,7	22,2	22,6	22,3
2013	22,4	22,0	20,7	21,6	22,7	23,0	21,2	22,8	22,2	23,2	23,5	21,8	22,3
Prom. Men	22,1	21,6	21,5	22,5	23,3	22,3	21,9	22,8	23,4	23,9	24,5	22,9	

Extraído de SENAMHI

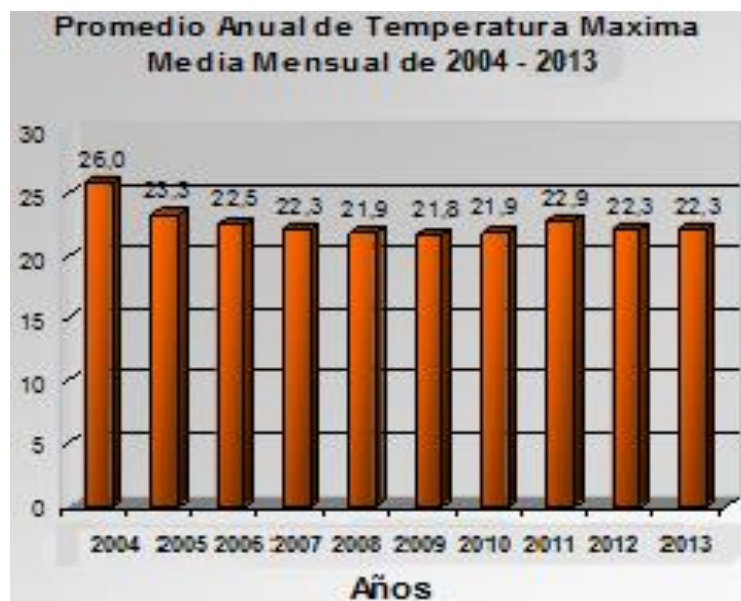


Figura 2 — Promedio anual de temperatura máxima media mensual

Extraído de SENAMHI.

En el anterior Gráfico N° 01, podemos presenciar que la temperatura máxima media mensual que se registró en el año 2004 es de 26,0 °C, y en los años posteriores la temperatura se mantuvo de manera constante oscilando entre los 21°C a 23°C.

En el segundo grafico presentado se puede afirmar que el promedio de las temperaturas medias que fueron registradas es considerablemente elevado ya que varían entre los 21,5°C y 24,5°C si llegamos a considerar las estaciones del año más marcadas y las de mayor duración estas serían verano (diciembre- marzo) e la otra estación sería invierno (abril- noviembre).

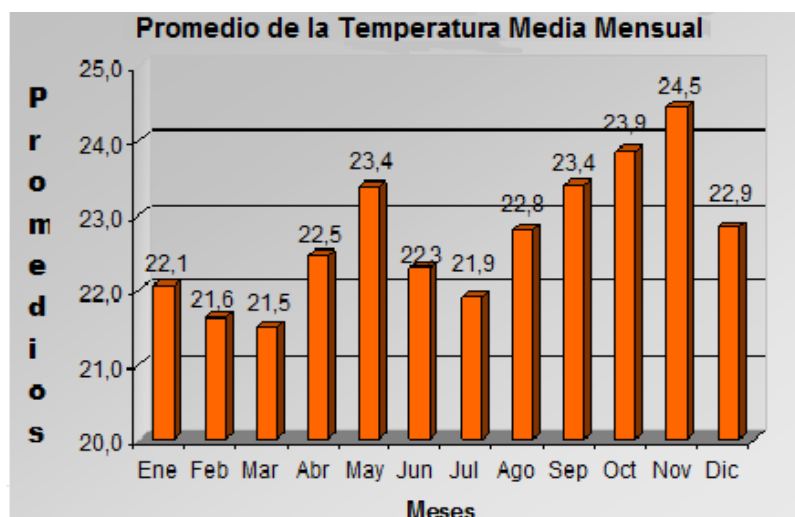


Figura 3 — Promedio de temperatura media mensual
Extraído de SENAMHI.

3.2.3.3 Humedad

En la tabla presentada líneas abajo, se presenta la información concerniente a la humedad relativa media mensual desde el año 2004 al año 2013, de esta misma se pueden obtener los gráficos N° 03 y N° 04. En el primer grafico presentado se aprecia y observa la variación de la humedad relativa con respecto a los promedios anuales, donde se puede ver claramente que el valor máximo de humedad alcanzado se llega a alcanzar en el año 2004 con un 62,5% y el valor mínimo de humedad registrado se presenta en el año 2005 con un 40,3%.

Tabla 7 — Humedad relativa media mensual (%)

HUMEDAD RELATIVA MEDIA MENSUAL (%)													
ANÑO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	Prom. Anual
2004	77,2	67,5	64,0	59,2	53,0	57,3	49,5	56,3	54,5	57,1	56,0	60,3	59,3
2005	63,5	66,6	66,5	63,0	59,0	54,2	53,8	54,9	57,7	58,4	55,5	60,8	59,5
2006	63,5	64,5	66,5	64,1	59,3	56,5	54,2	56,1	58,4	60,0	54,9	61,0	59,9
2007	64,7	63,8	66,3	57,9	54,8	53,1	52,2	52,2	53,9	56,8	59,3	59,4	57,9
2008	57,8	66,2	64,9	59,7	56,2	57,6	58,3	55,0	55,7	58,5	62,1	62,5	59,5
2009	64,7	67,6	69,6	64,3	59,9	56,7	53,8	55,7	53,9	55,1	55,3	62,5	59,9
2010	61,8	63,0	61,6	56,1	50,2	52,3	80,5	80,3	80,2	77,4	45,9	41,2	62,5
2011	41,6	40,9	40,7	39,9	39,8	41,4	39,4	38,0	40,0	39,8	39,9	41,7	40,3
2012	42,9	43,1	44,4	43,7	40,6	40,1	39,4	41,5	39,6	40,9	43,1	43,2	41,9
2013	43,7	43,5	43,6	44,5	39,7	37,1	37,2	39,8	49,4	49,3	48,9	51,4	44,0
Prom. Men.	58,1	58,7	58,8	55,2	51,3	50,6	51,8	53,0	54,3	55,3	52,1	54,4	

Extraído de SENAMHI

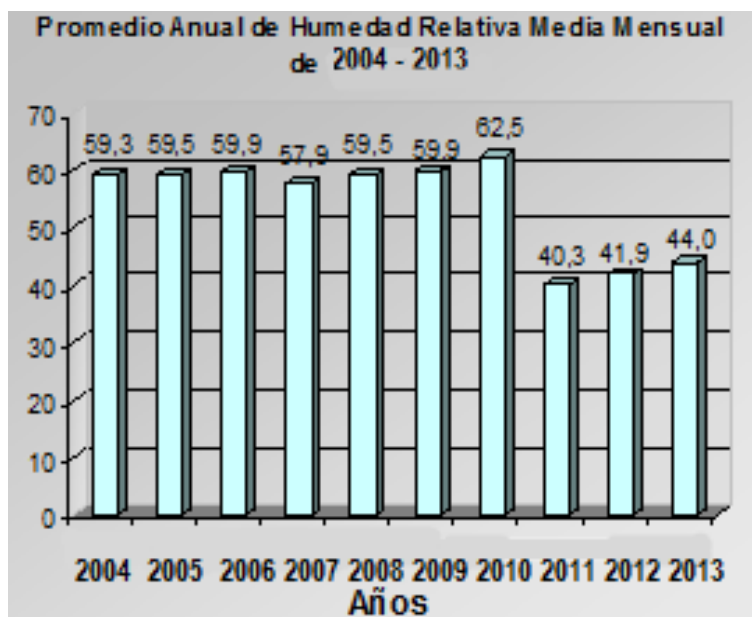


Figura 4 — Promedio anual de humedad relativa
 Extraído de SENAMHI

En el segundo grafico es observable que la media mensual de la humedad relativa logra un valor máximo en el mes de marzo con un 58,8% y el valor mínimo presentado corresponde al mes de junio con un 50,6%, teniendo mayor humedad en el periodo lluvioso (el cual es apreciable en la estación de verano), asimismo, con las precipitaciones.

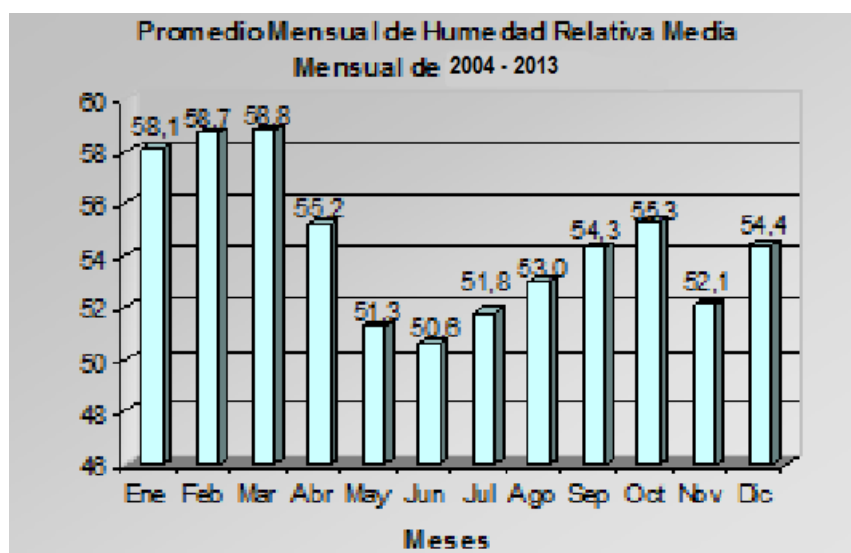


Figura 5 — Promedio mensual de humedad relativa
 Extraído de SENAMHI.



3.2.3.4 Precipitaciones

En la Tabla N° 08, los datos registrados de la precipitación media mensual para un periodo de 10 años son presentados, y estos están comprendidos entre el año 2004 y el año 2013, teniendo como base a estos datos es posible desarrollar los gráficos N° 05 y N° 06, que en síntesis consideran y representan el comportamiento de este parámetro meteorológico para dichos periodos.

Tabla 8 — Precipitación total mensual (mm)

PRECIPITACION TOTAL MENSUAL (mm)													
AÑO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	Prom. Anual
2004	176,0	106,6	85,7	12,7	2,2	3,9	0,0	1,7	2,2	35,1	35,8	99,3	46,8
2005	182,3	171,1	119,8	60,0	8,1	3,8	2,0	0,0	27,7	64,9	65,1	107,0	67,7
2006	202,8	180,5	85,8	22,2	7,1	11,2	16,0	14,1	15,5	51,5	40,5	124,9	64,3
2007	197,2	68,5	127,9	23,3	13,5	0,0	12,6	23,1	4,0	48,5	81,1	69,3	55,8
2008	114,3	158,8	107,2	87,4	15,0	7,2	32,2	12,9	27,4	102,4	108,0	106,0	73,2
2009	168,2	239,4	198,1	43,3	6,3	2,0	0,4	14,4	18,6	33,0	112,0	145,2	81,7
2010	123,8	134,1	67,7	47,9	17,9	4,0	14,5	12,4	43,9	46,9	75,8	171,7	63,4
2011	77,7	97,9	102,0	28,7	2,7	0,0	11,2	2,1	8,7	31,5	66,9	141,4	47,6
2012	183,0	116,9	103,9	77,0	0,0	6,0	0,0	1,1	3,1	51,4	87,8	120,0	62,5
2013	75,6	109,1	151,6	19,1	7,0	0,0	7,8	1,5	1,0	47,4	84,1	174,5	56,6
Prom. Men.	150,1	138,3	115,0	42,2	8,0	3,8	9,7	8,3	15,2	51,3	75,7	125,9	

Extraído de SENAMHI

En el gráfico N° 05, los promedios de la precipitación anual son mostrados, donde se puede deducir que las mayores precipitaciones fueron presentadas en el año 2009 registrando una media de precipitación de 81,7 mm, cabe aclarar que este año no tiene influencia directa alguna con el Fenómeno del Niño el mismo que se presentó con mayor fuerza años atrás.

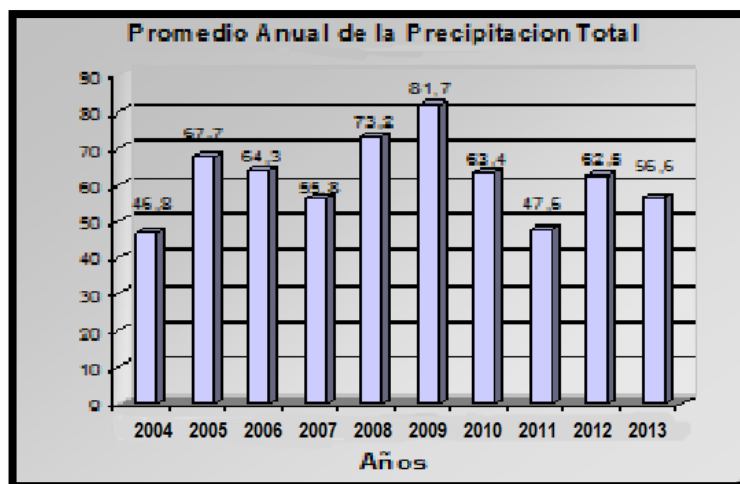


Figura 6 — Promedio anual de la precipitación total
Extraído de SENAMHI.

En el gráfico N° 06, se puede observar que precipitaciones mayores fueron registradas en las épocas de lluvia de la estación de verano que se da entre los meses de diciembre a marzo llegando a registrar la mayor precipitación promedio mensual en el mes de Enero con unos 150,1 mm y las menores precipitaciones fueron registradas en los meses de la estación de invierno que está comprendido entre los abril a noviembre logrando registrar la menor precipitación promedio de carácter mensual en el mes de Junio con unos 3,8 mm.

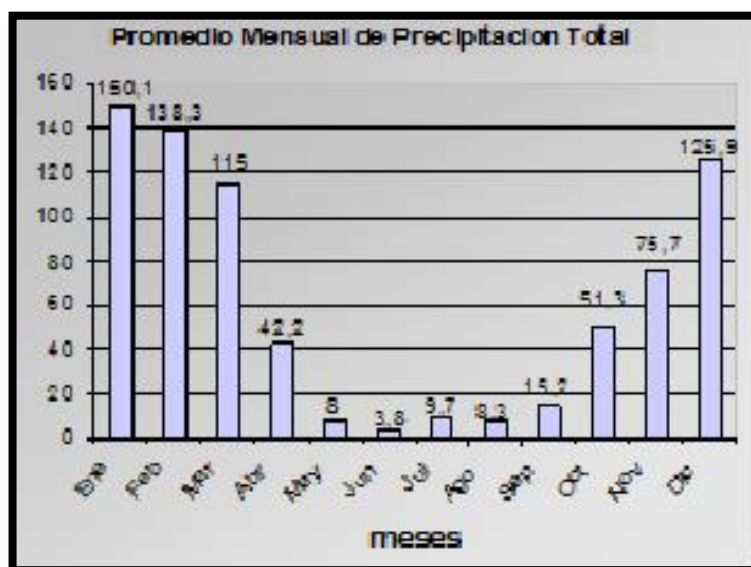


Figura 7 — Promedio mensual de precipitación total
Extraído de SENAMHI.



En la siguiente tabla N° 09, las precipitaciones máximas en 24 horas son presentadas y estas están comprendidas en el periodo 2004 al año 2013, cuya correlación o interpretación son mostradas en el gráfico N° 07 y 08.

Tabla 9 — Precipitación máxima en 24 horas (mm)

PRECIPITACION MAXIMA EN 24 HORAS (mm)													
AÑO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	Prom · Anual
2004	22,9	20,7	18,4	8,4	1,6	3,4	0,0	1,7	1,6	15,9	10,4	17,7	10,2
2005	23,9	25,6	20,1	15,2	8,1	3,8	1,1	0,0	7,3	28,1	18,2	19,4	14,2
2006	29,2	16,4	20,4	7,4	6,5	6,0	10,7	6,2	4,5	16,9	18,1	23,8	13,8
2007	26,2	9,5	21,3	12,2	8,8	0,0	6,3	14,3	2,6	17,6	15,9	24,6	13,3
2008	31,8	29,1	24,1	34,9	10,3	3,4	10,2	7,2	6,2	31,2	27,3	17,8	19,5
2009	31,5	33,9	25,3	13,2	3,4	1,8	0,4	5,5	6,5	15,7	49,8	59,6	20,6
2010	23,6	22,1	8,1	11,2	12,4	3,1	8,3	6,8	14,9	14,9	17,2	17,8	13,4
2011	11,2	21,9	26,5	14,8	2,1	0,0	10,9	2,1	2,2	6,7	29,6	16,2	12,0
2012	29,8	16,6	21,4	13,4	0,0	3,6	0,0	1,1	1,5	18,1	18,4	14,3	11,5
2013	14,0	17,5	22,3	5,3	3,7	0,0	4,3	1,2	0,5	17,6	27,6	26,8	11,7
Prom Men.	24,41	21,33	20,79	13,6	5,69	2,51	5,22	4,61	4,78	18,27	23,25	23,8	

Extraído de SENAMHI

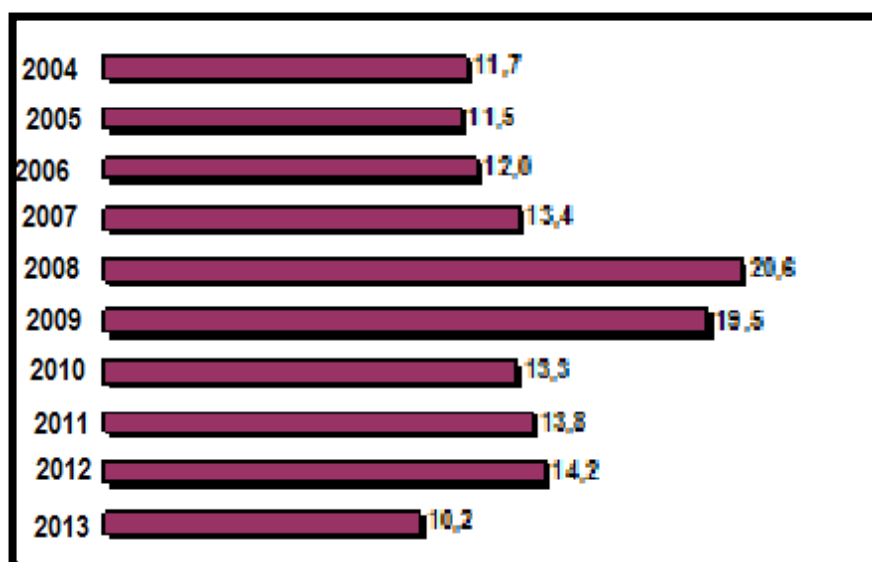


Figura 8 — Promedio Anual de Precipitación

Extraído de SENAMHI

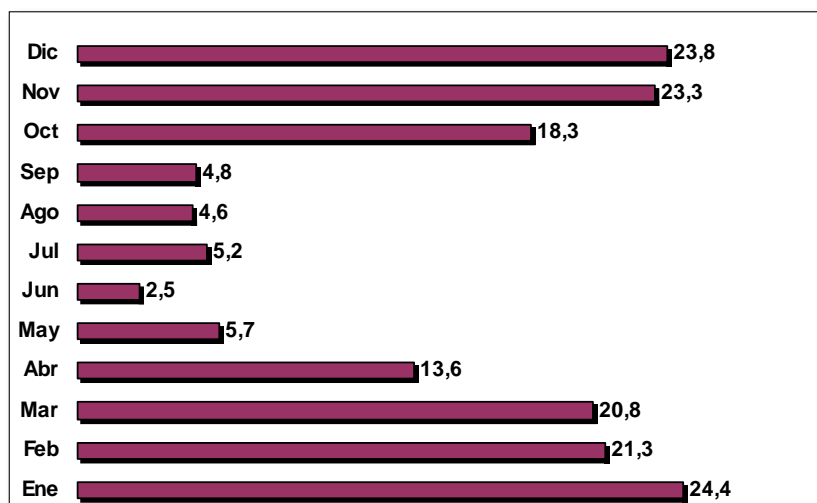


Figura 9 — Promedio mensual de precipitación
Extraído de SENAMHI

3.2.4 Fisiografía Del Área Del Proyecto

Se han identificado diversas geoformas en el área de estudio se cuya representación es el resultado en conjunto de la acción dinámica de diferentes agentes y fenómenos que han venido actuando sobre el medio físico, visibles principalmente como resultado de la interacción de factores litológicos, tectónicos, orogénicos, y por procesos deposicionales y erosivos, estos últimos mencionados de gran actividad actual y que han dado origen a la mayoría de geoformas identificadas.

3.2.4.1 Relieve

El relieve del área circundante es bastante marcado, con alturas que varían entre los 1580-4400 m.s.n.m. y está en función a la heterogeneidad de los materiales que constituyen las diferentes unidades morfológicas.

Se puede observar en los niveles más bajos (río Apurímac y tributarios) cañones profundos, con pisos estrechos y flancos de fuerte gradiente, a veces verticales que progresan gradualmente a pendientes más suaves hasta llegar a la parte superior de los valles donde se lograr identificar desfiladeros y cumbres muy pronunciadas, que dan origen a un relieve suave en las mesetas altas.



La configuración topográfica del área del proyecto es accidentada (zona de trabajo). El acceso a las labores es por camino de herradura que necesita constante mantenimiento en temporadas de lluvias, por los constantes derrumbes, los cuales significan un peligro. El acceso a las labores está compuesto por laderas de relieve accidentado y muy variable, cuyas pendientes sobrepasan generalmente los 50 °, limitadas por quebradas profundas, y elevaciones propias del gran cañón de Apurímac.



Figura 10 — Relieve polígono de proyecto “DEL GIL”

3.2.4.2 Hidrología

EL río Apurímac es el más importante de la región, de caudal considerable, se ubica al norte del área que atraviesa de ESE a WNW y es el colector del drenaje de la zona. El control de este río es preferentemente tectónico, pues está regido por la falla de Abancay, pero su cauce actual no discurre por ella.

El proyecto se enmarca dentro de dos cuencas, la microcuenca del río Lucmos y la cuenca del río Apurímac, ambas de gran importancia. La red hidrográfica que transcurre a través del famoso Valle del río Apurímac está compuesta por los ríos Apurímac, Mantaro y afluentes menores que componen la cuenca del río Tambo. Sin dejar de lado las

microcuencas de los ríos Concevidayoc y Vilcabamba cuyas afluentes derivan en la cuenca del río Urubamba.

Menos importantes son los riachuelos de régimen temporal, que generalmente nacen al Sur del cuadrángulo y discurren en forma paralela al norte, hacia el Apurímac; sus cauces son torrentosos y originan gradientes huaicos en época de lluvias. El control es topográfico ya que en su recorrido carecen los rasgos estructurales o litológicos que puedan encauzarlos.

Localmente, el Altiplano constituye una línea divisoria de aguas que separa los sistemas del Apurímac al norte (Río lucmos) y del Río Ancapara al sur; este último es un afluente del río Apurímac que desemboca al este del puente Cunyac. En forma general, el patrón de drenaje varía de paralelo a dendrítico.

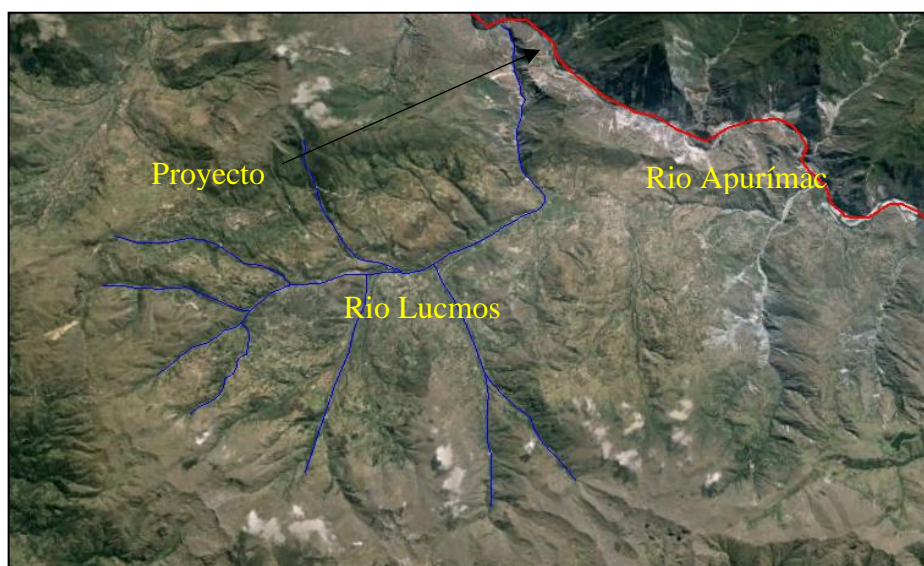


Figura 11 — Hidrografía de la mina “DEL GIL”

3.2.5 Geomorfología

Por su ubicación geográfica la Región de Apurímac está en constante exposición a sucesos y procesos geodinámicos ya sean estos internos y/o externos, los cuales constituyen un gran peligro y amenaza constante que puedan generar desastres naturales, cambios ecológicos que pueden debilitar el medio rocoso cada vez más creando así eventos de peligro y emergencia. La evolución de las deformaciones tectónicas de la corteza terrestre ha ocasionado enormes eventos dinámicos con las placas que se mueven independientemente



una de otra y flotan sobre la astenosfera. La caracteriza principal que define el límite entre las placas es la actividad orogénica, volcánica y sísmica.

El área de estudio se encuentra entre dos grandes Unidades morfológicas regionales: la Cordillera Oriental y el Altiplano, que están limitadas por fallas E-W (MAROCCO, 1978) Localmente se han diferenciado cinco unidades morfológicas que se van extendiendo paralelamente y también adyacentes unas a otras:

3.2.5.1 Cordillera Oriental

Se ubica al norte del cuadrángulo y corresponde a las estribaciones occidentales de la Cordillera Oriental, limitada estructuralmente por la falla de Abancay de dirección E-W (MAROCCO, 1978) Se caracteriza por ser de un relieve extremadamente montañoso en el que afloran rocas paleozoicas y mesozoicas; está formado por la cadena de cerros y nevados de la Cordillera Salkantay-Vilcabamba alineados según el curso de la Deflexión de Abancay. Las cumbres mayores (fuera de la hoja) alcanzan alturas que sobrepasan los 5500 m.s.n.m., los más importantes son los nevados Salkantay (6271m.) al noreste; Sacsarayoc (5994m.) al norte; Pumasillo (6246m.) al noroeste que corresponden a plutones de granodiorita; Ampay (52,35m.) al oeste conformado por rocas paleozoicas (MAROCCO, 1975, 1978).

La morfología de esta unidad se debe al juego reciente de la zona de fallas E-W; la historia geológica muestra que desde fines del Paleozoico, la Cordillera Oriental fue una zona móvil positiva y sufrió varias etapas de erosión seguidas de levantamiento.

3.2.5.2 Altiplano

Se ubica al sur de la hoja y está constituida por una zona de topografía suave, cuyas alturas varían entre los 3600 y 4400 m.s.n.m.; y equivale a la "Superficie Puna" descrita por BOWMAN (1916) y MAC LAUGHLIN (1924).

Las variaciones litológicas determinan formas de relieve diferente; por ejemplo, en el abra de Socclaccasa (hoja de Cachora) y en la



cumbre del cerro Chiquis las calizas de la formación Yuncaypata presentan huellas de topografía kárstica (dolinas, estructuras ruiformes, lapiazes, etc).

En el área de estudio esta superficie se desarrolla casi totalmente en rocas intrusivas del batolito Andahuaylas -Yauri, que ha sufrido la acción erosiva del río Ancapara y de los glaciares pilo-cuaternarios cuyas huellas se aprecian encima de los 3600 m.s.n.m., tales como valles en "U", morrenas, circos glaciares a los que se asocian lagunas escalonadas que desaguan unas a otras por medio de riachuelos o filtraciones; sin embargo, las rocas intrusivas forman relieves residuales por encima de la superficie de referencia lo que indica su gran resistencia a la denudación.

3.2.5.3 Valles profundos

Esta unidad se emplaza entre los 1750 y 2600 m.s.n.m. recorta las tres unidades anteriores y a las lomas intermedias. En la zona de estudio lo conforman los valles de los ríos Apurímac, Lúcmos, Quebrada Honda, Meccua que presentan un encajonamiento importante (más de 1300m.) con flancos de fuerte Pendiente, a veces verticales como por ejemplo el "Cañón del Apurímac" que resulta del socavamiento de este río en las evaporitas de la formación Yuncaypata.

Los tributarios del río Apurímac, en su desembocadura originan conos de deyección espectaculares como el de Quebrada Honda.

La existencia de valles colgados (Ccayarapampa), terrazas cortadas, valles profundos, etc. Ponen de manifiesto una intensa erosión en la época actual, proveniente de la rápida elevación de los Andes todavía en acción.

3.2.5.4 Depresión de Curahuasi

Se denomina así a una franja alargada de dirección EW, con una longitud aproximada de 12 Km y un ancho que varía de 0.5 a 2 Km. Se encuentra entre los 2600 y 2700 m.s.n.m. Por ella discurre el río Lúcmos, que atravesaba de W a E toda la depresión ocupando tal vez



el actual cauce del río Tambohuaycco, pero fue represado por el vulcanismo cuaternario de Tinyayoc - La Calzada, haciendo cambiar su curso hacia el norte desde la hacienda Lúcmos erosionando la actual quebrada de Ccollonhuaycco, punto más bajo en esa época, por ello es que entre la hacienda Lúcmos y la desembocadura en el río Apurímac todavía no alcanzó su perfil de equilibrio y el nivel de base es muy abrupto. Posteriormente, se produce el relleno de material aluvial que cubre toda esta unidad, constituyendo conos aluviales con varias decenas de metros de espesor, precisamente sobre uno de ellos. Se sitúa el pueblo de Curahuasi; existe la posibilidad de una cuenca cerrada con buen potencial de aguas subterráneas.

Se deduce, aunque no se observó, la presencia de depósitos lacustres bajo los potentes aluviones como vestigios del represamiento del río en esta unidad.

La quebrada de Huincopucro (4.5 Km. al NE de Curahuasi) representa un valle de apariencia colgado entre los ríos Apurímac y Tambohuaycco, pero la carencia de depósitos aluviales hace pensar que se trata de una estructura de disolución en las evaporitas de la formación Yuncaypata, probablemente similar a la gran dolina existente al norte del puente Cunyac (hoja de Flollepata).

Ccayarapampa (17 Km. al E de Curahuasi, ruta hacia el Cusco) en la actualidad representa un valle desvalido disectado por el río Apurímac.

3.2.5.5 Lomas intermedias

Bajo este nombre fue denominada como la unidad morfológica que abarca una mayor extensión, estando limitada en el sur por el Altiplano y siendo recortada por la depresión de Curahuasi. De hecho, pertenece a los flancos del Altiplano con ligera inclinación (de unos 30°- 40° aproximadamente) y muestra un perfil con ligero disectamiento hacia los representantes adyacentes.

Se han diferenciado dos zonas de erosión:



- La primera, ubicada al oeste donde el represamiento del río Lúcmos por los volcánicos de Tinyayoc - La Calzada, mantienen alto su nivel de base en la depresión de Curahuasi (2600-2700 m.s.n.m.) y equilibra las superficies de erosión de este sector, manifestándose ello con las pocas zonas de arranque de deslizamientos o la pequeña envergadura de éstos; es decir, se ha estabilizado relativamente la erosión.
- La segunda, al este, donde las superficies de erosión continúan rápida y persistentemente, debido a la tendencia de equilibrar estas superficies con el nivel de base del río Apurímac (1750 a consecuencia de ello y la escasa capa vegetal existe una gran cantidad de deslizamientos en los flancos de Quebrada Honda, Quelloccacca, Meccua, etc, que en época de lluvias originan grandes huaycos que depositan sobre todo en los valles profundos provocando serios problemas en las vías de comunicación.



Figura 12 — Morfología área de influencia directa de la mina “DEL GIL”



Figura 13 — Morfología área de influencia indirecta de la mina “DEL GIL”

3.2.6 Geología Regional

El cuadrángulo de Curahuasi, abarca aproximadamente 190 kilómetros cuadrados, de superficie que ha sido mapeada, y está comprendida entre las coordenadas geográficas mencionadas a continuación:

- Longitud $72^{\circ}37'30''$ - $72^{\circ}45'00''$ Oeste
- Latitud $13^{\circ}30'00''$ - $13^{\circ}37'30''$ Sur.

Hablando respecto a la división política de la zona de estudio, una gran área de estudio corresponde al distrito de Curahuasi, provincia de Abancay, departamento de Apurímac; mencionando primero el extremo noreste el cual pertenece al distrito de Mollepata, provincia de Anta y departamento del Cusco. El límite marcado entre los dos departamentos mencionados líneas arriba es el río Apurímac.

3.2.6.1 Estratigrafía

La secuencia estratigráfica está constituida por unidades lito estratigráficas cuyas edades van desde el Paleozoico superior hasta el Cuaternario reciente (fig. 1.1).

En la región se han diferenciado dos dispositivos paleo geográficos durante el Mesozoico que VICENTE (1981) los denomina como "Franja Altiplánica Oriental", y "Franja Altiplánica Occidental" (fig. 1,2), separados por sistemas de fallas E-W a WNW-ESE; la primera está ubicada al norte y la segunda al sur de estos sistemas; cada una



posee sedimentación distinta y muchas veces presentan dificultades para establecer correlaciones entre sí. En la fig. 1,1 están representadas todos los representantes lito estratigráficas que llegan a aflorar en la región con sus respectivas correlaciones y edades.

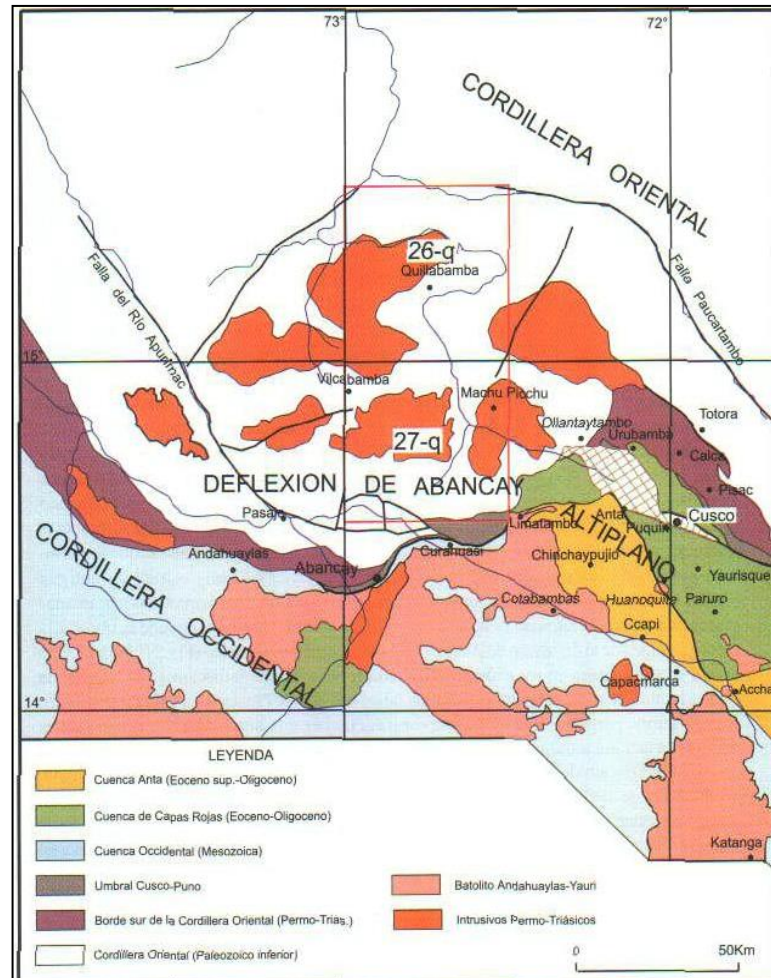


Figura 14 — Esquema Estructural De La Deflexión Abancay
Extraído de, INGEMMET

A. PALEZOICO SUPERIOR

a) GRUPO COPACABANA

En la región, los mejores afloramientos se muestran en el nevado Ampay (10 Km al noroeste de Abancay).

Está formado por calizas en la parte inferior y lutitas al techo, las calizas son más o menos el 60% de la serie y se presentan, en bancos no menores de 5 ni mayores de 20 cm. de espesor o también en bancos amplios y macizos, variar del gris blanquecino al negro; pueden ser de grano fino, oolíticas o nodulosas con niveles de dolomita; los



fósiles se hallan silicificados y corresponden a una fauna nerítica y de agua caliente (fusulinas, braquiópodos, corales, briozoarios, foraminíferos, gasterópodos, etc.) y son abundantes en todos los niveles, incluso hay niveles en que la roca es casi una lumaquilla.

Las lutitas constituyen un paquete de unos 650m y se observan en la carretera al pueblo de Huanipaca (72°13E-13°34S) son generalmente negras y carbonosas con estructuras sedimentaria; contienen nódulos redondeados del mismo material de hasta 40 cm. de diámetro con núcleos de calcita.

b) GRUPO MITU

En la región, se distribuye de oeste a este desde el norte de Andahuaylas (NEWELL, 1953), Pasaje, nevado Ampay (MAROCCO, 1975).

En la región y hacia el borde sur de la Cordillera Oriental, la litología del grupo Mitu está compuesta sobre todo por facies continentales de conglomerados, areniscas, lutitas de color rojo a violáceo que evocan depósitos de pie de monte o conos eluviales, con esporádicas intercalaciones evaporíticas como por ejemplo las minas de sal de Carquiqui en Huanipaca; esta serie detrítica está cubierta por depósitos volcánicos que hacia la Cordillera Oriental se hacen más importantes.

B. MEZOZOICO

a) FRANJA ALTIPLANICA ORIENTAL

FORMACION HUAMBUTIO

(CARLOTTO y CANDIA (1985), observan que el paso del grupo Mitu a la formación Huancané del Neocomiano se manifiesta mediante una secuencia detrítica a la que denominan formación Huambutío por ubicarse la sección tipo en esa localidad (30 Kms al este del Cusco)

Litológicamente, está compuesta por microconglomerados de matriz arcillosa y clastos subangulosos, areniscas, limolitas rojizas a



marrones preferentemente fluviales y algunas intercalaciones calcáreas.

Hacia Curahuasi-Abancay (ramales a Huanipaca y Cachora; hoja de Cachora) se observa que el paso de los volcánicos del Mitu a las calizas de la formación Yuncaypata del Aptiano-Coniaciano es mediante un banco de 1 a 2 m.

FORMACION HUANCANE

Fue descrita por NEWELL (1949) en el lago Titicaca, refiriéndose a una secuencia de areniscas cuarzosas masivas de color rosado a rojizo. En el borde suroeste de la Cordillera Oriental ha sido reconocida desde el Altiplano boliviano con el nombre de formación La Puerta (LOHNANN, 1962); en el sector de Puno por NEWELL (1949), PORTUGAL (1974), PETRO PERU (informe inédito), VICENTE (1981); en Sicuani por AUDEBAUD (1973); en la región del Cusco MAROCCO (1978), CARLOTTO y CANDIA (1985); hacia el occidente los últimos afloramientos parecen ubicarse en el área de Curahuasi. (LIGARDA 1989).

La litología consiste principalmente en series de areniscas cuarzosas u ortocuarcitas de grano medio a grueso, bastante maduras y bien seleccionadas que presentan laminaciones Oblicuas y cruzadas, de color blanco grisáceo a rosado; Ocasionalmente existen conglomerados basales con clastos de cuarcita y volcánicos en la parte inferior y algunas Intercalaciones lutáceas hacia el tope.

FORMACION YUNCAYPATA

Luego de la sedimentación silicoclástica de la formación Huancané, se depositan lutitas, limolitas, areniscas finas, yesos de color rojo y potentes series calcáreas que fueron denominadas formación Yuncaypata (KALAFATOVICH, 1957) en la región del Cusco. Y grupo Moho en el lago Titicaca (NEWELL, 1949). En la región del Cusco, CARLOTTO y CANDIA (1985) estiman más o menos 600m., entre Curahuasi y Mollepata parece aún mayor.



b) FRANJA ALTIPLANICA OCCIDENTAL

GRUPO LAGUNILLAS

Parecen ser las rocas más antiguas de esta unidad paleogeográfica. En mañazo, consisten principalmente en unos 600m de calizas laminadas negras bituminosas que desprenden un olor fétido, intercaladas con calcarenitas finas gris-azuladas.

En la región de Curahuaci-Abancay, afloran formaciones calcáreas que fueron asimiladas por MAROCCO (1975, 1978) al grupo pucará del Perú central (MAC LAUGHLIN, 1924), estas facies en realidad formas parecidas a las del grupo Lagunillas tanto por su litología y edad como por sus relaciones con las series sobreyacentes. En Curahuasi, (LIGARDA 1989) Km 72 carretera Cusco-Abancay) está compuesta por calizas grises que contienen fragmentos de fósiles i una fauna de lamelibranquios y ammonites del Sinemuriano superior, abundantes cherts paralelos a la estratificación intercalados con delgadas capas de lutitas oscuras.

En el corte de la carretera a la mina “DEL GIL”, afloran 235m de calizas negras arenosas que contienen ammonites del Bajociano y corresponderían al tope del grupo Lagunillas, además infrayacen a una secuencia lutácea negra. En consecuencia, quedan confirmadas sus equivalencias y se puede admitir el mismo ambiente de depositación para ambas.

GRUPO YURA

Unidad Lutacea Negra (Formacion Cachios)

Es una secuencia conformada por lutitas negras, piritosas y con materia orgánica que se extiende en todo este dispositivo paleogeográfico.

En Curahuasi (LIGARDA, 1989), en el corte de la carretera a la mina “DEL GIL”, fueron reconocidos 122m de lutitas negras con alternancias de areniscas y calizas detríticas sobre la unidad calcárea inferior o Lagunillas; sin duda, son equivalentes de esta serie.



Unidad Cuarcitica Superior (Formacion Labra)

En Curahuasi la serie atribuida a esta unidad es un paquete cuarcítico - arenoso de color claro que suprayace a la serie lutácea negra en el corte de la carretera a la mina "DEL GIL". Sin embargo, no se conoce su espesor debido a que el techo está truncado por fallas de juego inverso.

Unidad Calcarea Superior (Formacion Gramadal).

En Curahuasi no fue reconocido; pero saliendo del límite por la zona oeste, en el cerro Orccoñe grande (Km 63, carretera a Abancay) aflora un paquete calcáreo con bancos medianos de calizas grises muy oolíticas (oolitos de baja energía) que en opinión de JAILLARD y CARLIER (Comentario Oral) podrían tratarse de un equivalente de la formación Gramadal; además, en puente Cunyac (al este de Curahuasi) GERTH (1913) (en STEINNANN, 1929) identificó "calizas intercaladas con cuarcitas"

FORMACION HUALLHUANI.

En la parte sur de Curahuasi, aparecen cuarcitas blancas intruidas por los gabros del batolito Andahuaylas-Yauri que podrían pertenecer a esta serie; parecen ser constantes al menos hasta puente Cunyac.

C. DEPOSITOS CUATERNARIOS

a) DEPOSITOS ALUVIALES

Las deposiciones de origen aluvial rellenaron todos los valles que son considerados principales de la región; y estos consisten en terrazas y también en conos aluviales que presentan buena exposición y mucho más a lo largo del río Apurímac.

Los aluviones están principalmente constituidos por grava, cantos rodados y además de otros elementos de características redondeados o angulosos en una matriz generalmente areno arcillosa y presentan una estratificación muy gruesa. El espesor de los depósitos en mención puede llegar a variar de unos pocos metros a kilometros.

Los conos aluviales están en las laderas bajas de los cerros y en los flancos del valle del río Apurímac y presentan a veces bloques de gran tamaño.



b) DEPOSITOS ELUVIALES Y COLUVIALES

Los depósitos eluviales corresponden a los productos de alteración "in situ" debido a los agentes de meteorización que afectaron a las rocas del batolito y a las calizas pertenecientes principalmente a la formación Ferrobamba y/o Yuncaypata (costras de travertinos) principalmente en las altiplanicies.

Los coluviones están compuestos esencialmente por materiales que han sido transportados por tramos cortos; mencionando ejemplos de ellos estos serían los cúmulos de escombros, deslizamientos, etc. y se sitúan tanto en las planicies altas así como bordeando el valle del río Apurímac y estos afluentes se componen de gravas angulares de clasificación mala, arcillas rojas de origen detríticas, las cuales son generalmente mezcladas con brechas algunas veces yesíferas con costras calcáreas.

c) DEPOSITOS GLACIARES Y FLUVIOGLACIARES

Las partes consideradas altas en la región presentan huellas de glaciares (morrenas, huellas dejadas sobre las rocas, etc.) y a partir de los 3600 metros sobre el nivel del mar se presentan mayormente en el Altiplano y en los laterales de los nevados de nuestra cordillera; las morrenas laterales llegan a formar crestas de considerable tamaño además de largas, bordeando así los glaciares de los valles; siendo la más conocida la laguna de Ampay ubicada en la zona norte de Abancay, justo junto a ella llegó a existir otra similar que llegó a desembalsar al rebasar la capacidad máxima que tenía produciéndose un gran aluvión hacia el valle de Abancay.

3.2.7 Geología Local

Para la caracterización de la geología local se realizaron observaciones y estudios en el área de la poligonal de área del proyecto de mina "DEL GIL", ubicada en la confluencia de los ríos Lucmo y Apurímac, en las coordenadas UTM: 8507340 N y 746665 E.



En el área ocurre un contacto intrusivo deformado y pizarras San José, además se tiene una zona de granates de más o menos 40 metros de ancho, en el que se observa una veta de color negra con dirección N 60° y buzamiento de 60° NW. El yacimiento se describe como vetas emplazadas en un intrusivo deformado a lo largo de fracturas y fallas de rumbo E – W. La veta principal tiene una dirección N 86°- 76° SW y una potencia variable entre 0.015 metros y más de 2 metros, que se ramifica en pequeñas vetillas de 0.10 a 0.15 metros de grosor (LIGARDA, 1989; RISCO, 1974).



Figura 15 — Geología polígono de la mina “DEL GIL”

Para la primera caracterización de la geología local se utilizaron cartas geológicas nacionales de escala 1: 100 000, carta 27-Q Machupichu y la carta 28-Q Abancay, y se recurrió a estudios previos realizados en el área de proyecto, para una segunda caracterización, más detallada, se realizó para poder caracterizar el macizo rocoso del proyecto así también se realizó el muestreo sistemático, el proyecto está enmarcado a lo largo del cañón del río Apurímac en un punto de confluencia con el río Lucmos, presenta una relativamente geología homogénea en la poligonal del proyecto.



Figura 16 — Contacto entre formaciones diferentes



Figura 17 — Pliegue

3.2.7.1 Hidrogeología

Cuando se realizaron inspecciones de las labores realizadas, hubo niveles como es el caso del nivel 0 y el nivel 1 donde se observaron tramos con agua acumulada producto de las infiltraciones, ya que en el cerro donde se ubica la poligonal de la mina no discurren microcuencas en superficie, podemos deducir que la infiltraciones de agua se deben a las precipitaciones pluviales ocurridas, que luego se

infiltran a través de la fracturas de la estructura mineralizada (VETA), es por eso que se observan resumideros solo en tramos. Estas infiltraciones de agua al ser mínimas no afectan a la estabilidad de la veta ni de la roca caja y roca piso. La presencia de acumulaciones de agua en las galerías, subniveles no permiten el desarrollo del ciclo de minado eficiente por ello que el agua se drenara de manera natural, dando una pendiente mínima tanto a galerías como subniveles, el agua drenada ira a un reservorio para su almacenamiento y uso posterior en la perforación y riego.

3.2.8 Geología Estructural

En la zona de estudio se puede distinguir dos unidades morfoestructurales: la Cordillera Oriental y el Altiplano, separadas por una zona de fallamiento.

- La Cordillera Oriental

Esta cordillera se encuentra localizada al norte del área de fallas, concordante a la unidad paleogeográfica "Franja Altiplánica Oriental". Está compuesta principalmente por rocas del paleozoico del grupo llamado Mitu y las series de origen sedimentario del mesozoico (estas son las formaciones Huancané y la formación Yuncaypata).

- El Altiplano

Ubicado al sur de las fallas, constituida por la pila sedimentaria, mesozoica de la "Franja Altiplánica Occidental": grupos Lagunillas y Yura, los que están intruidos por el batolito Andahuaylas-Yauri.

Las estructuras mayores que afectan ambas unidades, están representadas básicamente por fallamientos transcurrentes y/o inversos.

Las diaclasas fueron ocupadas por los diques microdioríticos especialmente en el batolito. El plegamiento en términos generales es escaso y se reduce a estructuras de pequeña envergadura, probablemente relacionadas a las grandes fallas, considerados representativos, donde se muestran las principales estructuras que afectan el área. En la parte nororiental de la hoja, de orientación aproximada NNE-SSW, permite apreciar claramente la estructura principal: la falla inversa de Abancay, que pone en Contacto al grupo Yura del Altiplano Occidental sobre la formación Yuncaypata del Altiplano Oriental. Un poco



más al sur, batolito al parecer es cortado por esta estructura a profundidad; pulsos posteriores (diques de microdiorita) aprovecharon esta zona de debilidad para emplazarse.

En el área correspondiente a Curahuasi se pueden observar incidentes de origen tectónicos a lo largo de toda la carretera a la mina "DEL GIL". El cual es variable de la sección anterior la cual muestra unas características tectónicas considerablemente más compleja, y está caracterizada por un complejo sistema de cabalgamientos imbricados los cuales son empujados con orientación al norte hacia la Cordillera Oriental.

A lo largo de esta sección también se aprecia una combinación de cabalgamientos, los cuales constituyen una unidad llamada duplex. Hablando hipotéticamente, el mecanismo que pudo causar dichas estructuras, en la que se exhibe un desarrollo de características geométrico-teórico hasta conformar así un duplex. La distribución y orden del plano de cabalgamiento es en forma escalera, siendo marcado por las distintas unidades litoestratigráficas; las zonas donde están los pliegues y que son a la vista paralelas contra la superficie de estratificación son nombradas "flat" y estas estarían localizadas para el caso nuestro, en las filitas de color verde y rojizas del grupo Mitu, lutitas de color negro de la base del grupo Yura o en los yesos del grupo Yuncaypata; las rampas que conforman los planos oblicuos e inclinados por donde monta el material, están en partes donde las rocas competentes, como las calizas del grupo Lagunillas o por mencionar otras las Parcitas del Yura.

3.2.8.1 Fallamientos Y Sistemas De Fallas

Si observamos el mapa geológico de Curahuasi y el esquema tectónico descansan dos conjuntos de fallamientos:

- Un sistema de escamas cabalgantes ENE-SW a E-W.
- Un sistema de fallas NN-SE a WNW- ESE.

Ambos sistemas a través del tiempo son polifásicos.

A ellos se puede incluir una falla normal E-W inferida entre Tinyayoc y Occoruro, originada probablemente en el Cuaternario y asociada al vulcanismo shoshonítico, correlacionable a numerosas "fallas



deslizamiento" que buzanan al sur, visibles en la hoja de Cachora (entre Saywite y Curahuasi;(LIGARDA 1989) y en la región del Cusco (CARLOTTO y CANDIA, 1885).

A. ESCAMAS CABALGANTES ENE-WSW a E-W

Este conjunto fue reconocido principalmente en el corte de la carretera a la Mina "DEL GIL" donde se trata de cabalgamientos imbricados, cuyos planos están frecuentemente marcados por yeso y recortados por el sistema NW-SE a WNW-ESE.

En la carretera a la mina existen fallas secundarias, paralelas al cabalgamiento (buzamiento de 30° S) en ellas, los tectoglifos no son visibles por la milonitización, pero unas son inversas y otras normales a causa de la compensación de esfuerzos durante el juego inverso de los cabalgamientos mayores. Por otro lado, en este mismo lugar, se han registrado numerosos planos de fallas secundarias con estrías que señalan varias fases de movimiento; entre ellas destacan los de dirección NE-SW con un alto grado de buzamiento al sur ($> 70^{\circ}$), cuyas estrías de bajo ángulo (pitch $< 30^{\circ}$), indican movimientos dextros y senestres; al respecto, debemos aclarar que cuando los planos de fallamiento son verticales o subverticales pueden coexistir movimientos incompatibles (estrías que dan juegos normales, inversos, dextrales, senestrales y la combinación de éstos) por lo que efectuar un tratamiento gráfico diedros rectos), daría resultados erróneos en la ubicación de tensores.

Otras estructuras pertenecientes a este sistema, también de planos subhorizontales, aunque menos espectaculares, que ponen en contacto directo las calizas de la base del Lagunillas con las cuarcitas superiores del Yura indiferenciado, se ubican al sur de la depresión de Curahuasi, en los sectores de Tambo-Accoscca y probablemente entre Molle Molle y Quelloccacca; en ambos casos Los planos son ocupados por yesos.



B. FALLAMIENTO NS-SE a WNW-ESE

Es el sistema mejor representado dentro de la hoja de Curahuasi, siguen los lineamientos del patrón andino en la zona y buzando al sur. Presenta un carácter polifásico en el tiempo.

Las fallas registran varias etapas de deformación; así por ejemplo, jugaron como fallas de rumbo, desplazando las escamas del sistema precedente; luego devinieron como fallas inversas, y es probable que más recientemente hayan podido tener movimientos normales.

Pertencen a este sistema las siguientes fallas:

a) Falla De Abancay

Descrita por HEIM (1949), MAROCCO (1975, 1978); es la estructura más importante de la región; atraviesa en la parte norte toda la hoja de estudio buzando al sur; en realidad es la única de dirección WNW-ESE en este sistema. Es reconocida desde fuente Cunyac (hoja de Mollepata) hasta el cerro Ccorihuayrachina en el área de nuestro estudio; luego, en el Cajón del Apurímac es cubierta por los materiales coluviales, aflorando nuevamente en los flancos del río Lúcmos (carretera a la mina). MAROCCO (1978) supone que estas fallas son un vestigio de la tectogénesis Eoherciniana y que tuvo movimientos de subsidencia durante el Mesozoico; ello explicaría muy bien la profundización de la cuenca del Altiplano Occidental desde el sinemuriano hasta el Neocomiano (grupos Lagunillas y Yura), época en la cual el mar llegaría hasta el Altiplano Oriental, depositando las areniscas Huancané directamente sobre el Mitu.

Los intrusivos deformados encontrados en la mina "DEL GIL" Curahuasi y en el cerro Tillka (Mollepata), de características similares al intrusivo tectonizado de Abancay triásico), permiten plantear la posibilidad de que éstos corresponden a un mismo conjunto plutónico, desplazados por movimientos kilométricos de desgarre de las fallas NS-SE a WNW-ESE donde se incluye la Falla de Abancay.



b) *Falla De Potrero*

Reconocida en el sector de Potrero, su dirección es NW-SE y recorta a las escamas E-W. De norte a sur afecta al grupo Mitu, a las series mesozoicas (grupos Lagunillas, Yura y formación Yuncaypata) y probablemente al batolito. Esta falla sirve como conducto de exurgencia de las aguas subterráneas localizadas en la Hacienda Lúcmos.

Su desplazamiento principal es de rumbo dextral; sin embargo, datos de estrías tomados en la estación de Potrero muestran juegos dextro-inversos de bajo ángulo.

c) *Diaclasas*

Las diaclasas fueron ocupadas por los diques microdioríticos; tienen una orientación NW-SE y buzan generalmente con más de 700 al sur; llevados al estereograma (fig. 4.7a) indican una extensión NE-SW. Estas estructuras son paralelas a las fallas e Potrero y Retiro.

El escaso plegamiento está en función a la litología de las unidades. En las filitas del grupo Mitu se observan pliegues sinclinales muy apretados, localizados en los flancos de la Qda.

Collonhuaycco. Las calizas Lagunillas y cuarcitas Yura, constituyen pliegues cilíndricos no cartografiables (5-15m. de amplitud), la distribución de sus ejes es NE-SW y muestran un cabeceo de bajo ángulo ($< 25^\circ$) en ambas direcciones; indican una compresión NW-SE. En los yesos Yuncaypata, la deformación se manifiesta por estructuras sinuosas muy complejas, como los pliegues recurrentes frente a los baños termales de conoc.





Figura 18 — Contacto entre la formación Maras y el Grupo Mitu

3.2.9 Geología Económica

3.2.9.1 Recursos Metálicos y Energéticos

Los recursos minero energético del Valle del Río Apurímac, son vastos en el área, según reportes confirmados por estudios realizados por empresas mineras y petroleras se han identificado potenciales yacimientos mineralógicos e hidrocarburiíferos. El valle del río Apurímac presenta un importante potencial de estos recursos mineros metálicos y no metálicos. La primera constituye de vital importancia por presentar numerosas empresas mineras que a través de concesiones mineras se encuentran explorando y explotando el territorio.

3.2.9.2 Recursos no Metálicos

- Caliza

La presencia de esta roca sedimentaria en el área del proyecto y en sus inmediaciones es notable. Los recursos de piedra Caliza son prácticamente ilimitados. Las piedras Caliza se extraen principalmente para las fábricas de cemento y en otras partes se

extraen como una fuente de Cal, para agente fertilizante y para la producción de mortero y yeso.

- Sal de Epsom

También cabe mencionar que hay presencia de sal de epsomita, de la cual aún no se realizaron estudios, y es de gran presencia, Debido a la capacidad de magnesio para reducir la inflamación de las articulaciones, se ha utilizado la sal Epsom como un remedio casero para la artritis por muchos años. Se ha comprobado que la razón por la cual las personas sufren de dolores es por la falta de magnesio en sus organismos.

3.2.10 Geodinámica

Concerniente a la Región de Apurímac, que debido a su ubicación geográfica está en constante exposición a eventos y procesos de carácter geodinámico y estos pueden ser internos y externos, y estos representan una gran peligro y amenaza constante que pueden ocasionar desastres, además las transiciones ecológicas debilitan de manera permanente el medio ambiente llegando así a situaciones de emergencia. Durante el proceso de transformación tectónica las deformaciones ubicadas en la corteza terrestre han generado relevantes eventos dinámicos, con placas que se desplazan contantemente independientemente unas de otra todo esto sobre la astenosfera. El límite marcado entre placas se representa activamente por la actividad volcánica, sísmica y/o orogénica.

La poligonal demarcada para el proyecto “DEL GIL” el cual fue realizado considerando sus características geomorfológicas, climáticas, fisiográficas, etc.; está comprometido por la ocurrencia de fenómenos de origen natural siendo estos muy destructivos, independientemente no encontremos en temporada de lluvias o seca. De acuerdo al mapa de riesgos de Apurímac los Peligros Asociados a Fenómenos de Geodinámicos son los siguientes:

3.2.10.1 Derrumbes

Común es el adjetivo correcto para describir a este evento, como consecuencia de la fisiografía del terreno, la cual causa caídas súbitas



de montones de roca, suelo, o material sin consolidado, ya sea por pérdida de resistencia al esfuerzo cortante y/o la gravedad, son llegar a tener planos de deslizamiento. Estos fenómenos están sujetos a la existencia de discontinuidades o grietas exactamente en el suelo con carencia de acuíferos no freáticos, filtraciones, en el área de proyecto es constante particularmente en temporadas de lluvia por la abrupta topografía y pronunciadas pendientes.



Figura 19 — Derrumbes a lo largo del río Apurímac

3.2.10.2 Deslizamientos

En toda la extensión del proyecto los deslizamientos causan movimientos súbitos de materiales debido a los fuertes pendiente y clase de suelos en la superficie. La erosión permanente llega a remover material de las zonas altas y volverlas a depositarlo en las áreas bajas. De vez en cuando la erosión se da de una forma lenta pero continua, y es casi imperceptible (por ejemplo, el movimiento de sedimentos por las corrientes y su lento arrastre aguas abajo). En otras ocasiones la erosión se ejerce en una forma súbita y calamitosa, siendo así deslizamientos más comunes y siendo catalogados como peligros naturales destructores.

En el comienzo de estos desplazamientos se origina un esfuerzo de cizalla (corte) que si llega a superar el valor del esfuerzo normal en dicha superficie este cede. A mayor pendiente, mayor resulta ser el componente de cizalla y como resultado los deslizamientos serán



constantes. Es por ello que es frecuente que durante la temporada de precipitaciones pluviales considerables se den estos fenómenos.

3.2.10.3 Desprendimientos

Estos fenómenos están caracterizados por el movimiento o traslado de rocas- detritos de taludes accidentados, laderas erosionadas en su base, taludes de vias, acantilados etc.; es decir toda masa de suelo, roca o también otros materiales que se pueden precipitar en dirección a la pendiente, pudiendo darse por caída libre o rebotando en diferentes lugares.

Estos fenómenos solo se pueden originar si las condiciones del fracturamiento de rocas y la pendiente son las adecuadas.

Tanto los desprendimientos, así como las caídas de grupos de partículas individuales son muy comunes y están siempre relacionados con el tipo y la variación climática, representado principalmente por intensas lluvias, vibraciones en la superficie sobre material no cohesivo y también suelto, con daños que pueden ser considerados pequeños, no obstante, cuando caen grandes bloques los desprendimientos producidos son altamente peligrosos.



Figura 20 — Derrumbes en la zona del proyecto

3.2.10.4 Huaycos

La frecuencia de estos fenómenos es eventual y se caracteriza por ser un flujo rápido e abrupto de aguas turbias que llevan a su paso diversos tipos de materiales, por ejemplo: rocas, tierra, malezas etc., los huaycos son considerablemente destructivos y se generan normalmente en las quebradas, esto fenómeno no se ha llegado a dar en la zona del proyecto, pero cabe recalcar que es un fenómeno muy común en la región Apurímac debido a lo inestable que son sus suelos, y las pronunciadas pendientes, llegando a producir tráfico en las vías de comunicación como carreteras.

3.2.10.5 Otros Movimientos Complejos

Existen otros fenómenos como por ejemplo deslizamiento traslacional – derrumbes, flujo de detritos, hundimiento, deslizamientos rotacionales, movimiento vertical de la masa (roca, suelo etc.) que se da por lo que se conoce como licuación, es otras palabras es la arena y/o material fino que se satura con agua y luego de estar bajo vibraciones, estas se compactan, pero llegan a perder su capacidad de tomar nuevas cargas y tienen el comportamiento de un líquido. Esto se llega a dar por lo general como resultado de la combinación de dos tipos de peligros comunes. Por otro lado, se puede dar por depresión de la napa freática, labores mineras (socavón), por disolución de rocas calcáreas por acción del agua, excavaciones de túneles, extracción de minerales etc.

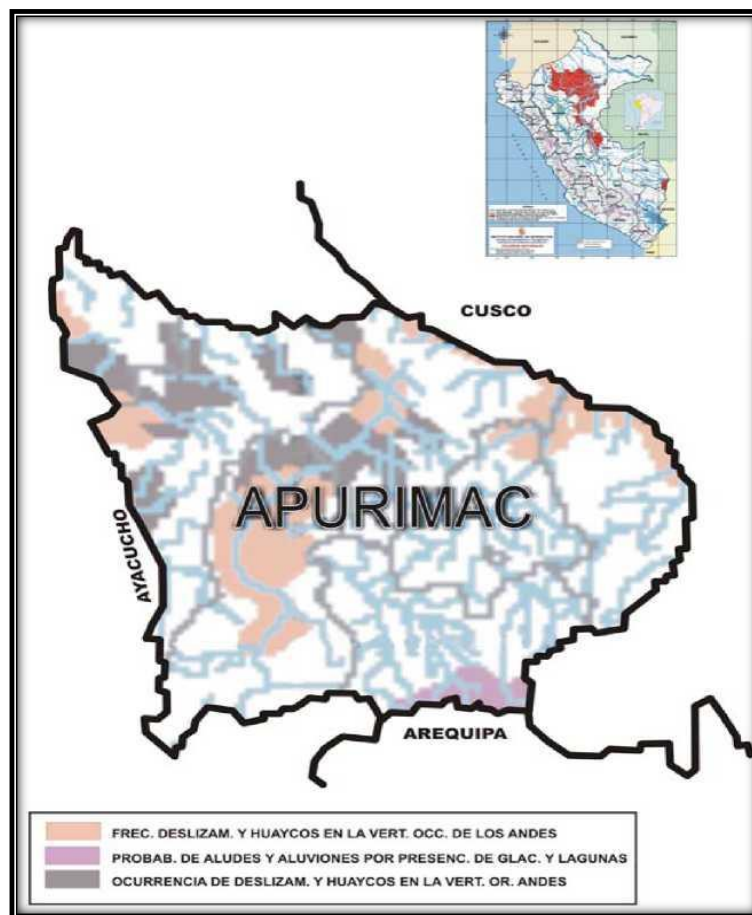


Figura 21 — Mapa de riesgos de Apurímac
Extraído de, INDECI

La ubicación de la poligonal del proyecto ““DEL GIL”” presenta riesgos de ocurrencia de deslizamientos, derrumbes o desprendimientos por factores naturales como la erosión y precipitaciones pluviales además las fuertes pendientes de la quebrada del río Lucmos y quebrada del río Apurímac hacen que la zona donde se ubicara la mina sea propensa a la ocurrencia de Fenómenos Geodinámicos; de acuerdo a los antecedentes de la zona de proyecto no es una zona de alto riesgo sísmico.

3.2.11 Peligro Sísmico

La sismicidad histórica que se tiene indica que en el sur del país se han registrado sismos como el ocurrido el año 1582 con magnitudes que han superado los 7.5 grados en escala de Richter con consecuencias graves, que se

han sentido hasta el centro del Perú. Además, se tiene conocimiento que el 13 de agosto de 1868 en el que hubo un sismo de grado 8.6.

De acuerdo al cuadro la serie histórica de los eventos sísmicos ocurridos en el Sur del Perú en la que está involucrado Apurímac; observamos que los eventos de mayor significación que afectaron la región, han sido de intensidad máxima (escala modificada de Mercalli) la misma que varía entre el rango de III a V grados, mientras dentro del mapa de zonificación sísmica del Sur Apurímac está considerado en zona de sismicidad alta. Como es el caso del último sismo ocurrido el 8, 9,10 de agosto del 2001 a horas 21:07, produciéndose un violento movimiento sísmico en la provincia de Antabamba, afectando a 02 provincias 07 distritos.

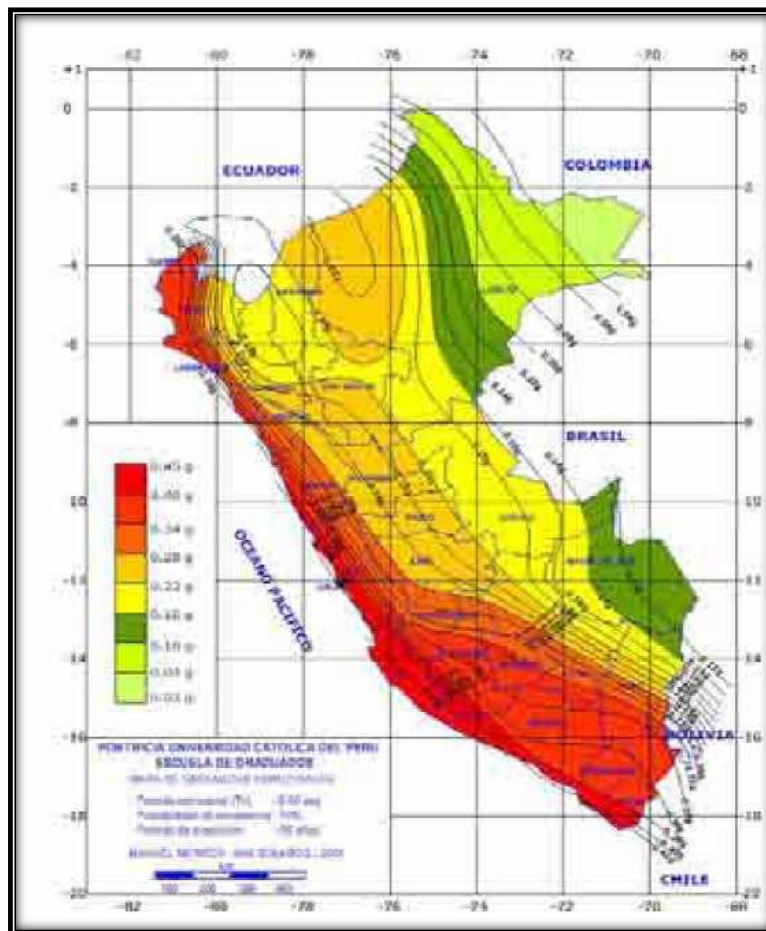


Figura 22 — Mapa de Ordenadas Espectrales Sísmicas del Perú
Extraído de, INDECI



3.3 Definición de términos

3.3.1 Características de un Proyectos en Minería

Antes de realizar un análisis sobre los estudios requeridos que llegan a definir a un proyecto minero, primero es necesario mencionar aquellas características inherentes de éste, Millán (1996) indica que las principales son:

3.3.1.1 Presentan un prolongado periodo de gestación

Esencialmente por dos características, la primera está focalizada al punto de que el trazo entre el periodo de tiempo del descubrimiento (o volverse a descubrir en otros casos) del yacimiento y el inicio de la etapa de construcción, oscila entre 5 a diez años aproximadamente. La segunda característica que termina en prolongar este periodo es el análisis de las posibles opciones de diseño que se deben tener en cuenta en el estudio de carácter conceptual y la ciclicidad de los valores de los metales, debido a que en muchos casos es conveniente el postergar un proyecto por el simple hecho de ser una estrategia comercial. Asimismo, existe la posibilidad de una tercera característica la cual sería la búsqueda del financiamiento requerido para la construcción de la mina en si, que en minería tiende a prolongarse más que en otras ramas de la industria.

3.3.1.2 Para la ejecución de un proyecto minero serán necesarios estudios que incluyan diferentes disciplinas

Muy aparte de un reporte de aspecto geológico, luego de haber realizado la exploración y un previo diseño de minado que proviene como resultado de los estudios posteriores a la previa etapa mencionada; para poder llegar a la ejecución de un proyecto en minería se requerirán una amplia variedad de estudios apoyados en la gran variedad de ramas del conocimiento existente, teniendo una vista desde los aspectos ambientales exigidos que serán presentados en el EIA, así como las evaluaciones de características económicas que son aplicables durante los estudios de pre-factibilidad, etc.



3.3.1.3 El yacimiento en minería no son recursos considerados renovables

Debido a que los yacimiento son limitados no podemos describirlos como infinitos, pero por otro lado, no existe empresa que no desee seguir produciendo después de agotar las reservas probadas, es razón por la cual se tendrá que explorar, ya sea esporádicamente durante los inicios de la mina o constantemente a la par de la producción, pero siempre usando una de estas 2 frecuencias. No obstante, en la actualidad la exploración minera se torna cada vez más costosa, aunque de haber grandes avances tecnológicos, y esto es resultado de que los yacimientos mineros de gran importancia se han vuelto cada vez más escasos, asimismo sus dimensiones son inicialmente desconocidos, variables en calidad que pueden presentar y fijos en espacio-tiempo.

3.3.1.4 El capital intensivo esta siempre presente en los proyectos mineros

Una característica destacable pero no motivadora para algunos empresarios es que un proyecto minero necesita de una gran cantidad de capital inicial a diferencia de un proyecto de cualquier otra industria que pueda tener similar monto anual de ventas. Asimismo, las leyes que puedan tener los minerales primordialmente mencionaríamos el cobre, oro o hierro tienen leyes más bajas que en el pasado, siendo esto es muy probable que en el futuro la minería se tenga una tendencia al agotamiento de las zonas enriquecidas de la superficie y por otro lado los yacimientos son cada vez más profundos y casi siempre inaccesibles. Es esta la razón que obliga a producir a costos que sean bajos por tonelada de mineral extraída y resultando, en aumentar el tamaño de las exploraciones usando equipos costosos y también aumentar la inversión en infraestructura de construcciones necesaria.



3.3.1.5 La inseguridad que representa el riesgo

Inherentemente la minería posee dos grandes características que causan incertidumbre, de las cuales derivan los riesgos a los que está sujeto un proyecto minero; es por eso que incluso dentro de los estudios realizados mediante costos operaciones, estimaciones de las inversiones a realizar y otras puedan jugar un papel en contra del proyecto minero. Incluso en un extremo mayor, hay categorías de riesgo de naturaleza macroeconómica y/o política, así como normas legales acerca de la protección ambiental en un lugar específico; asimismo, la variabilidad de los precios es una de las más resaltantes fuentes de riesgo que viene asociado a un proyecto minero.

3.3.1.6 Los estudios para la ejecución de un proyecto minero son realizados por etapas

Como ya se sabe, para poder ejecutar un proyecto minero son necesarios realizar una serie de estudios, los que muchas veces se ejecutan simultáneamente y en otros sucesivos. Cada uno aporta nueva información y aporta a la toma de decisiones: recolección de más información, hacer estudios de una cierta área a detalle, practicar un concepto nuevo, y luego seguir a la etapa siguiente, el proceso de inversión en la construcción o quizás abandonar el proyecto del todo. Sin importar la continuidad de un trabajo, siempre se debe considerar que la duración de cada una de las etapas siempre tendrá relación entre el aporte de información y su costo que resultará en la toma de decisiones, además de depender de la estrategia y metas de la empresa. Las etapas de todo proyecto minero son presentadas en la figura 2, en esta imagen se presentan de manera secuencial cada etapa; asimismo, el nivel de riesgo de cada una.



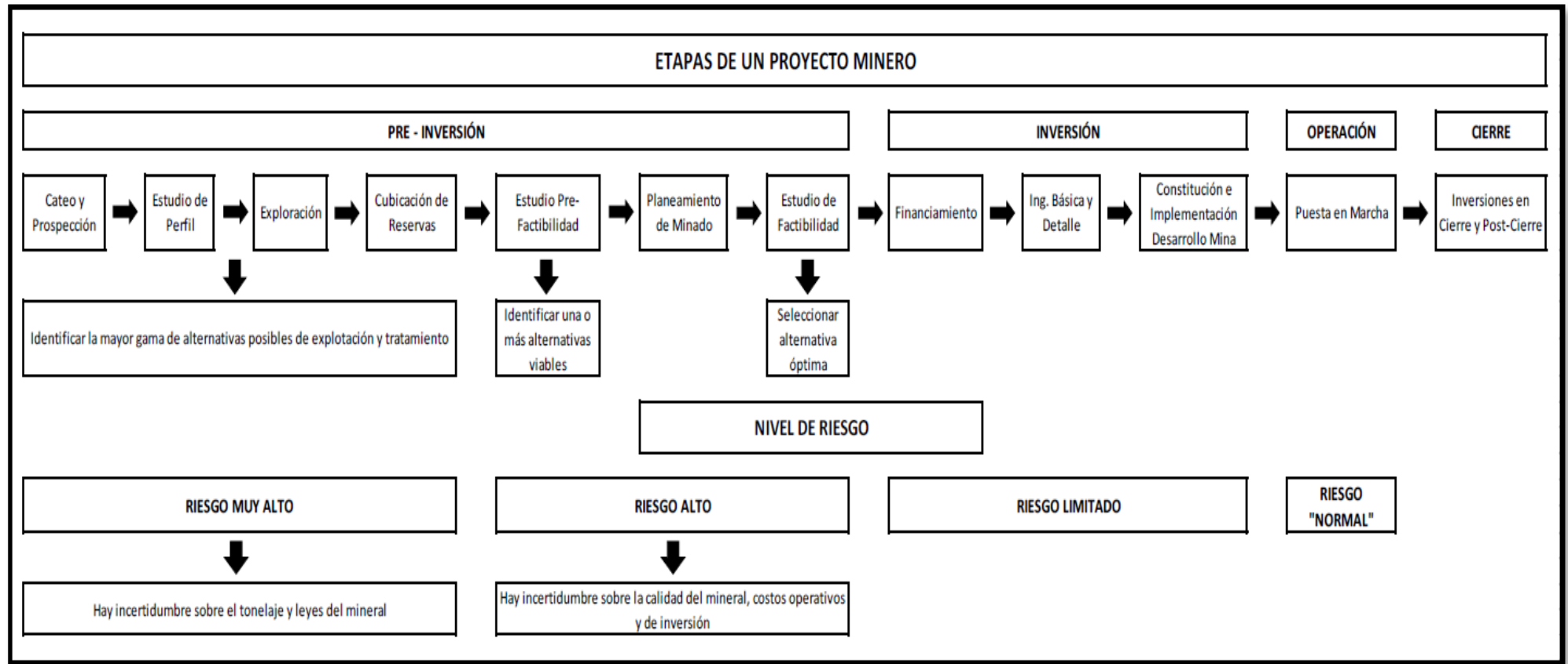


Figura 23 — Etapas de un proyecto minero

Extraído de “Evaluación y Factibilidad de Proyectos Mineros” - Millán A. 1998.

3.3.2 Estudios que nos permite Sustentar Proyectos en Minería

3.3.2.1 Estudio Previo o Inicial

Esta etapa inicial de estudio, nos brindará una preliminar evaluación de un proyecto en minería. El error de nivel considerado para ésta etapa oscila generalmente entre \pm (30-50) % y esta información es primordial ya que nos ayudara a decidir si se procede a continuar con los subsiguientes estudios; no obstante, una decisión de inversión no se fundamenta en esta etapa porque aún no se cuenta aún con un nivel adecuado de información, esto lo señalan Park & Nelson (2013). Por consiguiente, se puede nombrar las siguientes actividades:

- Elaboración y/o diseño estratégico del Planeamiento
- Diseño de los criterios de exploración a tomar además de realizar un reconocimiento geológico.
- No se logra estimación recursos.
- Se plantean alternativas para abordar el problema.
- Se simulan estimados preliminares para una posible de costos de inversión (método comparativo).
- Se realiza la primera evaluación económica.

3.3.2.2 Estudios previos a la etapa de factibilidad

Esta etapa puede considerarse una etapa media en el proceso de ingeniería de la evaluación de proyectos mineros. Se prevé un nivel de error que normalmente varia de \pm (15-30) %. El análisis de carácter económico ejecutado en esta etapa es los suficientemente preciso para evaluar diversas opciones de desarrollo y proveer una visión general de la viabilidad de un proyecto minero. Sin embargo, los costos de ingeniería estimados y los parámetros son datos promedios, los cuales aún no son lo suficiente precisos para ejecutar una decisión final o evaluar una negociación de financiamiento, estos es señalado por Park & Nelson (2013). En este punto se pueden mencionar las siguientes actividades:



- Se procede a delinear el yacimiento.
- Se estiman de Recursos medidos y recurso indicados
- Identifica y evalúa la factibilidad preliminar una o más alternativas.
- Se recurre al uso de fuentes secundarias para la estimación de costos y gastos de capital.
- Se procede hacer uso de la ingeniería conceptual y a realizar estudios de mercado.
- La evaluación económica de carácter conceptual es realizada.

3.3.2.3 Estudio de Factibilidad

Luego del estudio de prefactibilidad se procede al estudio de factibilidades cual es mucho más detallado para la evaluación de proyectos mineros, el cual usualmente se enfoca en decidir si el proyecto y el plan de financiamiento se ejecuta o no. El nivel de error estimado normalmente para esta etapa es de $\pm (5-15) \%$. Usualmente, el término “bankeable” se usa como referencia en el estudio de factibilidad. El término en mención indica de manera implícita que el nivel de detalle logrado por los estudios es lo suficiente buena para justificar la decisión de una inversión que son dados en el estudio de (Park & Nelson, 2013). En esta etapa se usan o mencionan normalmente las siguientes actividades:

- Para la determinación de los costos se usan fuentes primarias.
- Se ejecuta Ingeniería Básica, Plan adecuado de minado, Planeamiento en las diferentes etapas a detalle, tramite de permisos, concesiones, servidumbre, negociación de financiamiento.
- Se comienza a realizar la Evaluación Económica Básica.

3.3.3 Proyectos De Extracción Mineral y su Evaluación Económica

Durante el período operacional, es decir, durante el período de explotación del depósito, las condiciones naturales pueden cambiar (por ejemplo, mediante un



diagnóstico más preciso de los depósitos) y las condiciones de la minería (es decir, debido a un cambio en las órdenes de explotación), y las circunstancias económicas, como resultado de las fluctuaciones en los precios y los costos. Como resultado, la explotación de cada campo durante el período operativo debe estar precedida por una evaluación económica. La explotación de campo puede tratarse como un proyecto de inversión separado que involucraría en gran medida activos. Bajo este supuesto, la obtención de materias primas de un campo se puede analizar en una variedad de sistemas de explotación, seleccionando la opción que sea la más preferida. Si no hay límites de extracción y los datos relevantes están disponibles, algunas variables que caracterizan el campo pueden optimizarse a veces, en particular, el tamaño y la capa que se pretende explotar.

La extracción de minerales del campo de explotación se puede tratar como un proyecto de inversión y se puede aplicar un método estándar para su evaluación. En el campo de la explotación, como en muchos otros proyectos, existen tres períodos:

- 1) Preparación para la explotación, especialmente obras de galerías y cámaras.
- 2) explotación real y
- 3) liquidación de campo.

De esta manera, se diferencia el nivel de extracción de minerales, señalando su ausencia en el período de preparación y liquidación. El período inicial se caracteriza típicamente por altos niveles de gastos de inversión, y el período de liquidación está asociado con grandes gastos, pero también con una baja entrada de efectivo debido a la retirada de equipos a otros campos. (ECONOMIC EVALUATION OF MINERAL EXTRACTION PROJECTS FROM FIELDS OF EXPLOITATION DURING OPERATIONAL PERIODS, 2013)

3.3.3.1 Modelamiento, valorización y evaluación

Pietro Guj (2013) señala que la evaluación es el nivel superior de un proceso de tres niveles de actividad intelectual, que incluye además al



modelamiento como base y generalmente la más visible; y la valorización como nivel intermedio del proceso.

El modelamiento es la creación de una herramienta de trabajo robusta y fácil de entender. El VAN, el TIR, y el periodo de retorno son los resultados más conocidos, pero aspectos como el costo de capital, el costo operativo, impuestos y regalías, mercado, márgenes y flujos de caja son igualmente importantes. El modelamiento se caracteriza por ser un trabajo arduo y constante.

La valorización es la actividad intelectual media del entendimiento de cada opción del negocio, donde no se incluye el procedimiento. El modelo se trabaja a lo largo de una amplia gama de escenarios para encontrar como el proyecto o negocio reacciona ante las condiciones difíciles y desfavorables. Es aquí en que las vulnerabilidades y el potencial del proyecto son descubiertas. Es entonces que este proceso involucra el cálculo del valor dado un objeto u opción y es, relativamente un concepto estático.

La evaluación en cambio es el mayor nivel del proceso de entendimiento, a diferencia de la valorización, tal como señalan Maxwell & Guj (2012), éste compara el valor o relativo mérito de múltiples estrategias posibles, las cuales contienen diferentes decisiones y diferentes procesos. Es por ello que es un proceso dinámico y comparativo. Además, incluye mejores fundamentos para el planteamiento de una particular estrategia, al mismo tiempo aisladas y con un contexto donde están los sets de estrategias. Los temas catalogados como no financieros, por ejemplo la estabilidad tributaria o seguridad política pueden tener un gran impacto en toda la evaluación.

Es así cabe resaltar que si se considera a la evaluación económica como solo números dados por una fórmula (caso del VAN o del TIR), podemos concretar que es un pensamiento fuera de contexto. Porque en la actualidad, éste trabajo está basado en el conocimiento del proyecto, desde el mineral en localizado en el subsuelo hasta el proceso de venta del producto en el mercado. Ello ayuda a lanzar

nuevas ideas y crear nuevos proyectos que son mejores, asimismo, mejorando la competitividad con su entorno.

3.3.3.2 La incertidumbre en la evaluación de proyectos genera valor adicional

Una culminada evaluación económica necesitara un entendimiento amplio del impacto de ocasiona el riesgo y terminando siendo la incertidumbre el resultado final. La toma de decisiones de inversión para un proyecto deberá ser llevada a cabo solo si se considera una robusta performance. Martinez & Watson (2012) recalcan que una de las potenciales razones por la cual la incertidumbre es dejada de lado es que algunos profesionales no trabajan bajo supuestos y tienden a querer tener todo claro y definido. Otra posible razón es, que las probabilidades son claramente difíciles de transmitir de forma eficiente dentro de un reporte; es por todo lo descrito que la incertidumbre se trata de la siguiente manera:

- Si la data histórica no se encuentra vacante (Ej: diseñando una infraestructura), el encargado deberá tomar decisiones influenciadas y basadas en experiencias, reglas teóricas prácticas o estimaciones que no suelen ser precisas.
- En caso la data histórica sea utilizable, normalmente se preferirá usar el valor promedio de datos con los que se cuentan sobre una función de distribución utilizable, que luego será el información base a la evaluación y resultando en la toma de decisiones. Es impreciso opinar que el output resultante pueda ser el valor esperado, el mismo que no tendrá validez alguna si estamos trabajando con un proceso no lineal como es la evaluación de proyectos en minería. Para graficar lo señalado, haremos uso de la figura 2.2, donde $E(x)$ representa una distribución de probabilidad.

Ahora bien, vale mencionar que la toma de decisión para la inversión de un proyecto minero es un proceso irreversible; es



decir, que, una vez realizada la inversión de capital, los dueños y accionistas del proyecto no podrán revertir la decisión tomada.

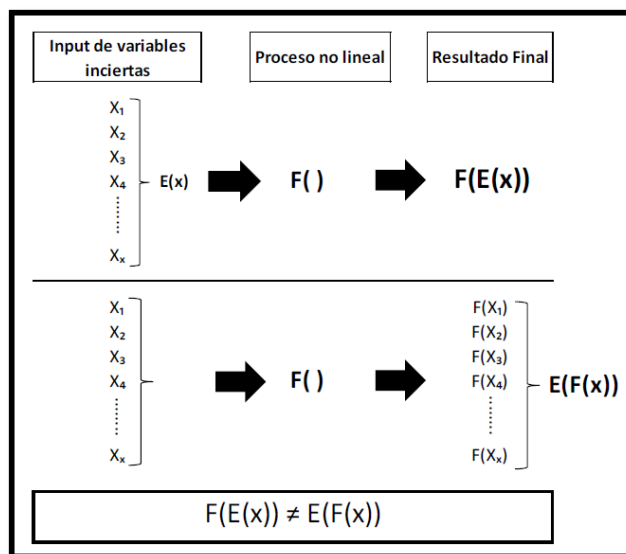


Figura 24 — Proceso de toma de decisión de inversión

Extraído de, “Uncertainty – An important Source of (Additional) Value for Mining Projects”, Martinez & Watson (2012)

3.3.4 Definición de incertidumbre, riesgo, y variabilidad

Existe una necesidad de presentar la diferencia entre los conceptos de variabilidad, incertidumbre y riesgo; porque esto nos permitirá tener una superior visión de estos aspectos. El objetivo final es dejar claro que, si bien estos conceptos comparten formas, cada uno posee una característica única que la hace diferenciarse de las otras; asimismo, se evita malas interpretaciones de estos conceptos. Definiremos estos conceptos a continuación:

3.3.4.1 Variabilidad

De acuerdo a Vann, y otros (2012) la variabilidad es aquella en donde se evidencia la fluctuación de valores sucesivos tanto en tiempo (variabilidad temporal) o espacio (variabilidad espacial), los mencionados deberán ser contrapuestos con los conceptos de incertidumbre, los cuales indican cualquier valor o situación en el cual exista un conocimiento por completar y se requiera de distribuciones en vez de valores individuales. Es así que el destacado Sir David Cox (2008) estadista del siglo XXI señale el contraste que existe entre la incertidumbre y la variabilidad mencionando lo siguiente: “Dícese



variabilidad a todo aquel fenómeno que existe en el mundo de la física que logra ser analizado, medido y puede ser correctamente explicado. Por otro lado, la incertidumbre es solamente considerado un aspecto del conocimiento”.

3.3.4.2 Incertidumbre

Es acotado por la definición de carácter subjetivo como un evento no conocido o que cuenta con muy poca información (Martinez & Watson, 2012). De hecho, existen algunas referencias que manejamos que llegan a ser verdad y otras no; pero lo que si se sabe es que existe gran escepticismo acerca de que, si son verdaderas o falsas, es por eso que se puede conjeturar que son referencias son inciertas. En conclusión, se podría resumir esta definición como la carencia de conocimiento claro y seguro de algo que puede ser tanto un beneficio u un daño.

La incertidumbre puede ser tanto como estática o en otros casos dinámica. La incertidumbre de características dinámicas es la que cambia o presenta varia con el tiempo. Ej: el precio de los metales en el mercado mundial o el valor de las acciones de la compañía minera ya que estas oscilaran en el próximo día, semana, mes o año. Por otro lado, la incertidumbre de característica estática es la cual no en el tiempo, por ejemplo, la ley de mineral del cualquier yacimiento en un punto específico ya que esta no presentara cambios en el posterior día, semana o mes; sin embargo, es considerado incierto debido a que no tenemos información al respecto, es decir, no existe información alguna o disponible de los sondeos.

3.3.4.3 Riesgo

Una vez presentado un arquetipo de distribución que permite cuantificar una incertidumbre existente, el riesgo definido, según la ISO 31000 – 2009, “es la probabilidad que algo ocurra y que tenga un impacto en los objetivos. Es la posibilidad que generar una ganancia o una perdida. Y está medido en términos de probabilidad y consecuencia” (Jones, 2012).



Por tanto, la gestión de riesgos se centra en identificar y medir el impacto en función de los cambios en la incertidumbre. Esto dependerá de diferentes parámetros en el modelo de contexto, meta y prioridad; Luego, el riesgo se determina a través del análisis sobre la base de la probabilidad y las condiciones posteriores mencionadas anteriormente y, por lo tanto, una estimación del nivel de riesgo. Finalmente, se debe realizar, abordar o gestionar la evaluación de riesgos, la cual también será revisada y monitoreada constantemente. La figura 2.7 nos muestra gráficamente el proceso descrito.

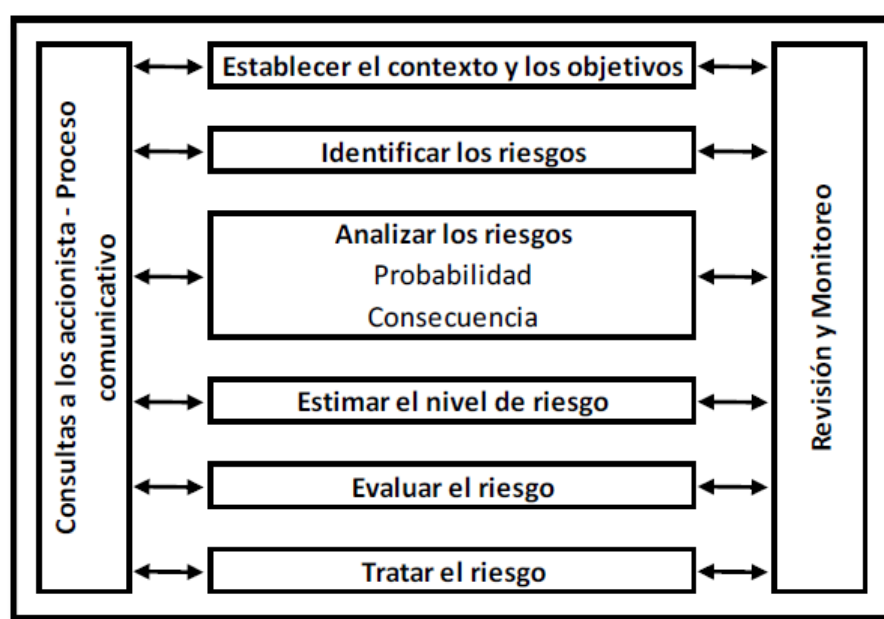


Figura 25 — Proceso de la gestión de riesgos
 Extraído de, “Mine Manager’s Handbook”, Guj (2012).

3.3.5 VAN

VAN (Valor Actual Neto o Valor Presente Neto) es una terminología derivada de la expresión inglesa net present value. La abreviatura es NPV en inglés y VAN en español. Es una medida financiera que mide los flujos futuros de ingresos y gastos que recibirá un proyecto, para determinar si, una vez deducida la inversión inicial, es rentable. Este es un procedimiento que le permite calcular el valor presente de una cierta cantidad de flujos de efectivo futuros (ingresos menos gastos). Este método también descuenta una determinada tasa o la misma tasa de interés durante todo el período considerado. La tasa de interés a la que se descuenta la entrada neta esperada



es la tasa mínima de oportunidad, rendimiento o rendimiento esperado, por lo que cuando la inversión es superior al BNA (beneficio neto actualizado), es decir, VAN negativo, es porque no se cumple dicha relación.

Cuando el BNA es idéntica a la inversión (VAN es 0) significa que se ha respetado dicha ratio y cuando el BNA es mayor que la inversión (VAN positivo) significa que dicha ratio se ha respetado y más, Es más, se crea un adicional beneficio. La tasa de descuento a tener en cuenta para obtener el VAN sería:

- Tasas de interés de préstamos, en el caso de inversiones financiadas con préstamos
- Tasa de rendimiento de inversiones alternativas, en el caso de inversiones financiadas con recursos privados
- Tasas de interés agregadas de préstamos y Tasa de Rendimiento de Inversiones Alternativas

Entonces basta encontrar el VAN de un proyecto de inversión para saber si dicho proyecto es viable o no. El VAN también nos permite determinar qué proyectos son los más rentables entre las diferentes opciones de inversión. Incluso si nos ofrecieran comprar nuestro negocio, el VAN nos permite determinar si el precio ofrecido es más alto o más bajo que lo que hubiéramos ganado sin venderlo. La obtención del VAN es una herramienta indispensable para la evaluación y gestión de proyectos en minería, así como para la gestión financiera. La siguiente fórmula nos ayuda a calcular el VAN (Valor Presente Neto):

$$VAN = \sum_{n=0}^N \frac{I_n - E_n}{(1 + i)^n}$$

I_n representa el ingreso y E_n representa el gasto (que genera un flujo neto). N es el número de períodos considerados (el primer período se numera 0 y no 1). El valor $I_n - E_n$ muestra el flujo de caja estimado para cada período. La tasa de interés es i . Cuando el VAN es 0, i se llama TIR (tasa interna de retorno).



Tabla 10 — Interpretación del VAN

Valor	Significado	Decisión a tomar
$VAN > 0$	La inversión tendría que producir ganancias	El proyecto puede ser aceptado
$VAN < 0$	La inversión debería generar pérdidas	El proyecto debería considerarse rechazado
$VAN = 0$	La inversión no llegará a producir ganancias ni pérdidas	Debido a que el proyecto no agrega valor monetario, la decisión debe estar en base a otros criterios, como obtener una mejor posición en el mercado, beneficios sociales u otros factores.

3.3.6 TIR

La TIR (tasa interna de retorno o tasa interna de retorno) de las inversiones, depende de la tasa a la cual el valor presente neto o valor presente neto (NPV o VAN). Recuérdese que el VAN se calcula a partir de los flujos de caja anuales, convirtiendo todos los importes futuros a presentes (valor presente), usando una tasa de descuento. Este método asume que una inversión es deseable si la T.I.R. llega a ser igual o superior a la tasa solicitada por el inversionista (la tasa de descuento), y de las varias alternativas, la más práctica sería la que proporciona la TIR. las personas de edad. Si la TIR es igual a la tasa de descuento, al inversor le es indiferente invertir o no. Si la TIR es menor que la tasa de descuento, el proyecto debe ser rechazado. Por ejemplo, si para un proyecto aplicamos una tasa de descuento del 10% con un VAN resultante de \$529 y una TIR resultante del 28%, tenemos el siguiente análisis:

- Si la tasa de descuento es menor a la TIR, es conveniente realizar la inversión (caso del ejemplo), debido a que con esta tasa de 10% el VAN es positivo (US\$529), por lo que concluimos lo mismo. Si la tasa de descuento supera a la TIR, el proyecto no se debe realizar.
- La TIR llega a representar la tasa de interés (tasa de descuento) más alta que un inversor puede pagar sin llegar a perder dinero.



Los críticos de este método comienzan con la dificultad de calcular la T.I.R. (usualmente hecho por repetición), aunque las hojas de cálculo y las computadoras modernas han resuelto este problema fácilmente. Pero la crítica más importante de este enfoque (y su principal defecto) es la inconsistencia matemática de TIR. cuando el proyecto de inversión necesite realizar otros desembolsos, además de la inversión inicial, durante la vida del proyecto debido a pérdidas del proyecto o nuevas inversiones adicionales. La T.I.R. es el indicador usado para declarar la rentabilidad relativa de un proyecto, por lo que en el momento que se hace una comparación de tasas de rentabilidad interna de dos proyectos no se llega a tener en cuenta la admisible diferencia en las dimensiones de los mismos. Una inversión alta con la T.I.R. baja puede llegar a tener un V.A.N. que sea superior a un proyecto con inversión reducida con una T.I.R. alta. La Tasa Interna de Retorno se considera como el descuento que llega a hacer igual a cero el VAN:

$$VAN = -I + \sum_{i=1}^N \frac{Q_i}{(1 + TIR)^i} = 0$$

Donde Q_i es el Flujo de Caja durante el periodo i .

De acuerdo al teorema del binomio:

$$(1 + r)^{-n} \approx 1 - n * r$$

$$I = Q_1 * (1 - r) + \dots + Q_n * (1 - n * r)$$

$$I - (Q_1 + \dots + Q_n) = -r * (Q_1 + \dots + n * Q_n)$$

De donde:

$$r = \frac{-I + \sum_{i=1}^n Q_i}{\sum_{i=1}^n i * Q_i}$$

La TIR es considerada una herramienta de apoyo a la decisión de inversión que se utiliza para comparar la viabilidad de diferentes opciones de inversión. Normalmente, se prefiere la opción de inversión con la TIR más alta. La TIR es la tasa de descuento de todas las inversiones que llega a permitir al BNA igualar la Inversión ($VAN = 0$). La TIR es la tasa de descuento máxima que puede tener un proyecto para obtener utilidades, ya que una tasa de descuento más alta resultará en un BNA menor que la inversión ($VAN < 0$).



CAPÍTULO IV METODOLOGÍA

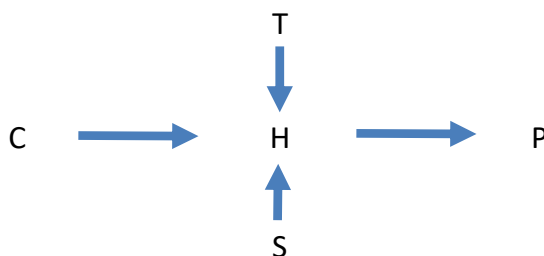
4.1 Metodología de la investigación

4.1.1 Tipo y Nivel De La Investigación

Según el propósito de la investigación es aplicado a una realidad objetiva, es de carácter descriptivo y explicativo; además es tecnológica por que se pretende mejorar una actividad productiva. El nivel de investigación corresponde al tipo descriptivo y correlacional, se trata de inferir procesos donde interviene el conocimiento e imaginación intelectual de cada variable.

4.1.2 Método Y Diseño De La Investigación

El método utilizado es general en el área de investigación, sigue etapas de la instigación científica desde la planificación hasta llegar a diferentes resultados deseados. Los métodos a usar serán el inductivo y deductivo, descriptivo y explicativo, y de análisis y síntesis. La investigación diseñada será de causa y efecto, la cual llega a relacionar la variable independiente y dependiente siguiendo el esquema:



Donde:

H: Hechos

C: causa

P: prospecciones

T: teorías

S: soluciones



4.2 Población y muestra

4.2.1 Población

4.2.1.1 Características Y Delimitaciones

El presente trabajo se realizará en Curahuasi, en una mina que paralizó sus operaciones en los años 90. La población involucra a todas las labores de la mina DEL GIL.

4.2.1.2 Ubicación Espacio-Temporal

Políticamente se ubica en el distrito de CURAHUASI, provincia ABANCAY, Región APURÍMAC. Geográficamente se encuentra ubicado al N-NO de Curahuasi en la confluencia de las quebradas de los ríos Apurímac y Lucmos, alcanzando una altitud promedio de 1700 m.s.n.m. y está localizado en el paraje Chamanpata.

4.2.2 Muestra

Serán los niveles y tajos existente y el muestreo que se realizara tanto en interior mina y como exteriores (exploraciones).

4.2.2.1 Técnicas De Muestreo

NO PROBABILÍSTICO. - El muestreo no probabilístico se considera inclusivo para un determinado diseño de estudio, no requiriendo una alta representatividad de los elementos de una población, sino más bien una cuidadosa y controlada selección de objetos que presenten ciertas características previamente especificadas en la plantilla.

4.3 Procedimiento de la investigación

El trabajo que se va a realizar consistirá en una evaluación Técnica y Económica en realizar el Plan de Minado en el tiempo más corto posible, para poder reabrir las operaciones que fueron paralizadas años atrás.

El problema que más resalta es el reinicio de operaciones, para ello se trabajará sobre las labores ya desarrolladas en los inicios de la mina y adecuarlos al método de explotación y no generar gastos, esto traerá consigo beneficios para el inversionista.



4.4 Material de investigación

4.4.1 Instrumentos de investigación

4.4.1.1 Etapas Del Proceso De Operación

- **Colección de datos**

En esta etapa se llegará a realizar a través de la recopilación de los siguientes datos de acuerdo a reportes tales como: tipo de veta, dimensiones de la veta, leyes del mineral, tipo de roca, etc.

- **Pruebas de rendimiento**

Se ensayos con muestras de roca y mineral obtenidas.

- **Diseño de la Selección del plan**

Se elegirá un método de minado, teniendo en consideración información Geomecánica que han sido recogidos de las labores así también de los alrededores donde se encuentra la mina.

- **Pruebas de campo**

Se procederá a indagar y consultar los tiempos proyectados y métodos de minado además del avance convencional en otras unidades, también se harán pruebas en campo (estudios geológicos de las labores).

- **Análisis de carácter comparativo**

El proyecto se ejecutará a través de una comparación sobre la producción actual, vida estimada de la mina y la dinámica de las operaciones mineras.

4.5 Plan De Tratamiento Y Análisis De Datos

Los datos que deberán ser recopilados serán esencialmente los siguientes:

- Software para cálculos estadísticos - Excel.
- Software de ingeniería aplicado al de dibujo tecnico AutoCAD civil.
- Procesadores digitales de textos.
- Softwares aplicativos (Minesight)



4.5.1 Presupuesto

- a) De bienes
- b) De servicios
- c) Resumen
- d) Fuente de financiamiento

4.6 Etapas Para La Reapertura Del Proyecto

4.6.1 Evaluación Económica

En esta etapa del proyecto se realizarán estudios para determinar de factibilidad económica del proyecto teniendo en cuenta las condiciones actuales del mercado, el procesamiento de los datos obtenidos tendrá como resultados los costos directos e indirectos implicados en el plan de minado. Estos resultados serán nos indicarán si el proyecto es viable o si se tienen que hacer cambios para dar su viabilidad.

4.6.2 Remediación De Labores

Para el desarrollo de todas las actividades mineras proyectadas se procederá primeramente a rehabilitar las labores que fueron desarrolladas durante la década de los 70's, años que funcionó la mina "DEL GIL". Al finalizar la operación de la mina las labores fueron abandonadas, estas labores se encuentran sin mantenimiento, a través de las inspecciones realizadas en los viajes de estudio se pudo determinar que la roca caja y roca piso es competente, es decir, puede auto sostenerse. Por eso las labores realizadas durante la operación de la mina "DEL GIL", solo deben ser rehabilitadas debido a pequeños derrumbes ocurridos en el transcurso de los años en todas las labores, ya que estas labores no han sido rehabilitadas desde que la mina "DEL GIL" dejo de operar.

4.6.3 Planificación De La Explotación

La planificación de la explotación de los recursos ha sido estimada con una producción mensual de 30 TM/día, planteando una ampliación en la explotación de los recursos después del primer semestre a 60 TM/día, este



primer semestre servirá como evaluación de los recursos con los que cuenta el proyecto.

4.6.4 Construcción

Los componentes con los que contara la mina serán los necesarios para satisfacer las necesidades básicas del personal de trabajo y controlar los impactos que se puedan generar durante la vida de la mina. La infraestructura con la que contará la mina será:

- Campamentos
- Oficina
- Comedor
- Oficinas
- Echadero de mineral
- Polvorín
- Labores mineras
- Sistemas de ventilación

4.6.5 Operación

Como se indicó antes la veta es de tipo rosario por lo que su potencia varia constantemente, el método usado de explotación es el de corte y relleno ascendente, ya que este método es muy selectivo nos permitirá generar menor dilución en el mineral, para poder extraer el mineral se generarán galerías, cortadas, chimeneas y subniveles, en el caso de que la veta sea angosta se utilizará el circado para poder hacer más selectivo el mineral, y en caso de que la veta se pierda todo el mineral volado servirá como relleno.

4.6.6 Mantenimiento

Todas las labores desarrolladas durante la operación de la mina “DEL GIL” deberán tener un mantenimiento continuo, para poder garantizar la seguridad de las operaciones mina.



4.6.7 Abandono

Tras el cese de la operación de la mina, para evitar la ocurrencia de incidentes relacionados con la actividad minera realizada, se realizará la remediación de la superficie, así como clausura de labores, tales como galerías, subniveles, chimeneas.

4.7 Características de la Mina

4.7.1 Reservas de la Mina

Para obtener la ley de los minerales se procedieron a realizar nuestros de diferentes niveles y progresivas de la veta, las cuales fueron enviadas al laboratorio, donde se obtuvo un promedio de estas.

Tabla 11 — Elementos metálicos del proyecto minero “DEL GIL”

Elemento		Cantidad
Plata	Ag	12.5 oz/TC
Cobre	Cu	2.50%
Plomo	Pb	2.00%
Zinc	Zn	3.00%

Las reservas de mineral que han sido determinadas tienen una longitud de veta de mineral de área aproximada de 172652.0187 m² teniendo una potencia en promedio de 0.5 m y el mineral en su conjunto llega a mostrar una densidad aproximada de 3.5 TM/m³.



Figura 26 — Longitud de veta “DEL GIL”

Donde el volumen de mineral en promedio es.

- $vol = 172652.0187m^2 \times 0.5m = 86,326.01m^3$

Entonces se calcula el tonelaje del volumen aproximado con el peso específico del mineral que es $3.5 \frac{TM}{m^3}$ donde la veta de la mina “DEL GIL” cuenta con una reserva aproximada de:

$$\text{Reserva aprox.} = 86326.01 m^3 \times 3.5 \frac{TM}{m^3} = 302141.035 TM$$

Esta estimación es aproximada puesto que la veta presenta una estructura irregular, como se indica anteriormente, la veta es de tipo rosario. Teniendo el tonelaje aproximado se puede realizar una estimación del contenido metálico de cada elemento presente en la mineralización.

Contenido metálico de la plata (Cm Ag).

- $Cm Ag = 302,141.035 TM \times 11.34 \frac{OZ}{TM} = 3426279.337 OZ$

Contenido metálico de la cobre (Cm Cu).

- $Cm Cu = \frac{302141.035 TM}{100} \times 2.5 = 7553.53 TM$

Contenido metálico de la plomo (Cm Pb).

- $Cm Pb = \frac{302141.035 TM}{100} \times 2.0 = 6042.82 TM$

Contenido metálico de la zinc (Cm Zn).

- $Cm Zn = \frac{302141.035 TM}{100} \times 3.0 = 9064.23 TM$

4.7.2 Elección Del Método De Explotación

El desafío radica en como explotar el mineral sin contar con un capital considerable, sin ser informales ni artesanales, sin llegar al punto de explotar al trabajador, etc. Frente a todas estas realidades se debe trabajar con Eficacia, Seguridad, Productividad y optimizando cada operación minera; teniendo esta perspectiva en consideración se llega a escoger el método más adecuado de acuerdo a las características del yacimiento.

La veta mineralizada contiene una mineralización polimetálica de cobre, plomo, plata y zinc, existen intervalos en todas las labores donde la veta se



llega a perder y solo se pueden apreciar dominutas guías, y en otros tramos la potencia de la veta llega hasta unos 120 centímetros, para poder realizar la explotación de la veta y esta operación sea rentable la potencia no debe ser menor a 50 cm y se debe extraer mediante circado considerándose un ancho de minado máximo de 1.10 m (mineral + dilución).

Tanto la caja techo como la caja piso son roca de dureza media (Pizarra); presentando unas leyes de hasta 16 oz/TC de plata, 3 % de Cu, 4% de Pb y 0.53 % de Zn, para poder obtener estas leyes se promediaron los resultados de los muestreos realizados en las labores. El buzamiento medida de la veta de la veta llega a oscilar entre los 80° a 85° grados que varían continuamente, además fallas que hayan desplazado la veta no son presenciadas pero si existen ramificaciones menores de la veta principal.

Debido a las características de veta del proyecto se puede llegar plantear una minería trackless, o minería con volúmenes grandes descartándose de este modo todos los métodos de taladros largos y los que hacen referencia a cuerpos mineralizados. Y si consideramos la geometría, grado de distribución y característica del macizo rocoso podemos decir:

- Forma del yacimiento : veta
- Una potencia promedio : 0.50 m.
- Buzamientos : 80° a 85°
- Grado de distribución : irregular
- Profundidad : afloramiento de veta
- Calidad de roca : buena a muy buena

4.7.2.1 Corte Y Relleno Ascendente Convencional (Overhand Cut And Fill) Como Método Principal

Por experiencia profesional debido a que la disposición de la estructura mineralizada es vertical el método a usarse o emplearse es el denominado corte y relleno ascendente siguiendo el rumbo de la veta.



De acuerdo a la disposición geológica y el reconocimiento de las estructuras en forma de vetas aflorando hacia la superficie se plantea una explotación subterránea siguiendo el rumbo de la estructura a través del método de corte y relleno ascendente desde la parte inferior mediante labores de sección de 1.8 m * 2.2m se usará como relleno el desmonte a manera de relleno detrítico.

De acuerdo al método UBC (Universidad de British. Columbia) para selección de un método de explotación, el resultado es el método de corte y relleno ascendente siendo este el más óptimo es por ello que este será el método principal a utilizarse, por lo que se ha concluido que el método de explotación a aplicarse es el **CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OVER CUT AND FILL)** y su variante el **CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON CIRCADO Y RELLENO DETRÍTICO INMEDIATO.**

Orebody Characteristics	Orebody Cartoon	Mining Method Rankings
Geometry and Grade Distribution General Shape: <input type="text" value="Platy-Tabular"/> ▾ Ore Thickness: <input type="text" value="Very Narrow (less than 3m)"/> ▾ Ore Plunge: <input type="text" value="Steep (more than 55deg)"/> ▾ Grade Distribution: <input type="text" value="Erratic"/> ▾ Depth: <input type="text" value="Intermediate (100-600m)"/> ▾		(best) Cut and Fill Stopping (35) Shrinkage Stopping (33) Open Pit (28) Sublevel Stopping (25) Square Set Stopping (15) Top Slicing (13) Sublevel Caving (-21) Block Caving (-25) Longwall Mining (-27) Room and Pillar (-27) (worst)
Rock Mass Rating (after Bieniawski 1973) Ore Zone: <input type="text" value="Medium (40-60)"/> ▾ Hanging Wall: <input type="text" value="Medium (40-60)"/> ▾ Footwall: <input type="text" value="Medium (40-60)"/> ▾		
Rock Substance Strength (unconfined compressive strength - principal stress) Ore Zone: <input type="text" value="Medium (10-15)"/> ▾ Hanging Wall: <input type="text" value="Medium (10-15)"/> ▾ Footwall: <input type="text" value="Medium (10-15)"/> ▾		

Figura 27 — UBC Selección del método de minado

4.7.2.2 Consideraciones Técnicas En El Diseño Del Tajeo

Para hacer un buen diseño de los tajeos, debemos tener presente las siguientes consideraciones técnicas:

El proyecto “DEL GIL” tiene 4 niveles que se han sido explotados sobre veta, los cuales tienen secciones de igual dimensión, en



promedio secciones de 2.5 m x 3.0 m, pero estas secciones no responden a una mina convencional, es por ellos que no trabajaremos con esos datos como base para el diseño del plan de minado.

La veta es de tipo “rosario”, es decir que la potencia de la veta es irregular, el rango en el que varía la potencia de la veta es de 30 cm a 80 cm, es por ello que se debe buscar diluir hasta 30 cm.

El tipo de roca en la que se encuentra emplazada la veta es competente, esto se puede demostrar de acuerdo a las visitas en campo realizadas y resultados de los ensayos en laboratorio realizados, ya que todas las labores no cuentan con sostenimiento de ningún tipo y solo se presenciaron derrumbes menores de la estructura mineralizada, además de ello no se realizó el mantenimiento de las labores en 20 años aproximadamente. En el presente plan de minado se trabajan con los resultados de los ensayos realizados, es por ello que el sostenimiento de las labores será solo en casos que se requieran de ella, para el sostenimiento se recurrirán a puntales, cuadros de madera o pernos Split set.

4.7.2.3 Descripción Del Método De Explotación, Corte Y Relleno Y Ascendente (Overhand Cut And Fill)

Este es un método de ascenso (levantamiento) El mineral se extrae mediante bandas horizontales y/o verticales que comienzan en la parte inferior de un bloque y avanzan verticalmente. Una vez extraída la faja completa, se llena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve como plataforma de trabajo para los trabajadores y también puede soportar el muro del tajo y en algunos casos ciertos especiales el techo.

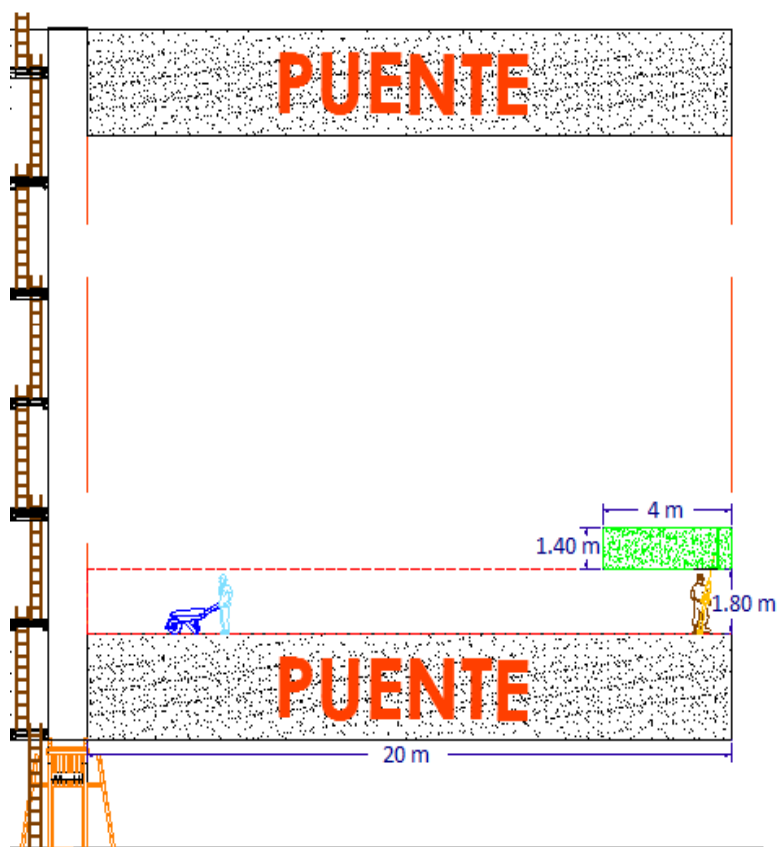


Figura 28 — Diseño del método de corte y relleno ascendente convencional

VENTAJAS

- Presenta un porcentaje alto de recuperación en terrenos muy competentes.
- Se emplea como relleno el material estéril de los frontones superiores
- La buena ventilación en los tajeos.
- Pasar a otros métodos de explotación es fácil.
- El consumo de madera es poco y el riesgo de incendio es bajo.
- Debido a que podemos controlar cajas y techos la seguridad es buena.
- A medida que se realiza la explotación se puede seguir investigando el yacimiento.
- Realizar una explotación selectiva es posible (método de circado).

DESVENTAJAS

Realizar el circado en vetas angostas requerirá realizar 2 voladuras, por lo cual se requerirá mayor tiempo.

A. Corte Y Relleno Ascendente Convencional

Se pueden tener taladros verticales, horizontales e inclinados. Para la perforación horizontal, no hay buzamiento que corregir y la productividad por metro perforado y el uso de explosivos será mucho mejor. La desventaja de la perforación horizontal es que, en orificios estrechos, es posible que la broca no tenga suficiente espacio para trabajar. En la perforación vertical siempre es necesario corregir el buzamiento, para lo cual serán necesarias perforaciones adicionales, lo que reduce la productividad por metro perforado, aumentando así el uso de explosivos. Su ventaja es dejar suficiente espacio asegurando un buen tiempo de uso.

La solución de opción intermedia incluye la perforación inclinada ya que tiene muchas ventajas sobre la perforación vertical, debido a que facilita la fijación de los buzamientos, reduciendo así el paso, aportando las ventajas vistas anteriormente.

B. Corte Y Relleno Ascendente Con Circado

En caso de tener vetas considerablemente angostas y/o irregulares tanto en potencia y mineralización será empleado el método del circado como un sub-proceso de explotación, que tiene la singularidad de ser altamente selectivo.

Los taladros se hacen en la caja sin tocar la veta con el objetivo de tener solo la veta sobre la caja techo evitando de esta manera la dilución. El método de explotación a emplear el cual es el Corte y Relleno Ascendente (Over Cut and Fill), llega a garantizar la adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral. Cabe resaltar que cada trabajo se ejecuta de manera convencional.

4.7.2.4 Métodos Alternativos De Explotación

Estos métodos se ejecutarán siempre y cuando la estructura de la veta presente condiciones para su aplicación.



A. Almacenamiento Provisional (Shrinkage Stopping)

Este método se aplicará cuando haya tramos donde la veta tenga una potencia mayor a 1.50 m, además como la inclinación de la veta es constante, y la caja techo y la caja piso son rocas competentes podemos almacenar carga sin diluir, es por ello que tendremos como método secundario al método de ALMACENAMIENTO PROVISIONAL (SHRINKAGE STOPPING).

B. Cámaras Y Pilares (Rooms And Pillars)

Este método se aplicara donde la estructura de la veta presente bolones o ensanchamiento de la veta como las que se encontró en los niveles 1 y 3 que tienen un ancho aproximado de 5 metros, teniendo en consideración de que no se puede determinar toda la estructura y distribución de la veta, por lo cual existen posibilidades de encontrar este tipo de estructura mineralizada, las cuales presentaría las características para aplicar este método, donde en nuestro caso se dejaría un pilar al centro de la veta ensanchada, que posteriormente se extraerá una vez se haya rellenado los costados del pilar, se considera este método como un método secundario para estos casos de estructura de veta.

4.7.3 Componentes

4.7.3.1 Labores Mineras

En la explotación del proyecto minero “DEL GIL” en una primera etapa se rehabilitarán las labores de los niveles N° 00; 01, 03, además se construirán y habilitarán las labores de preparación como:

- Galería
- Chimenea
- Pique
- Subniveles

4.7.3.2 Botaderos

El material estéril que se logra extraer de la mina debe ser depositado en lugares específicos y aptos para este fin, por lo que tendremos que



determinar las características de estos lugares. Un buen sitio para un vertedero sería aquel que mejor cumpla con todos sus requisitos de permisos, tanto técnicos como económicos, de los cuales podemos citar los siguientes:

- La distancia existente desde el punto de carga de mineral en la mina y el punto de descarga del material estéril (o botadero) debe ser la menor posible, debido a un punto económico, ya que la distancia afecta al rendimiento de los equipos de transporte.
- El punto donde será depositado el material estéril debe ser geológica y geomecánicamente adecuado, ya que la mayoría del material a depositar llega a generar siniestros geomecánicos en el mismo punto (hundimiento) o en alrededores (distribución de esfuerzos).

4.7.3.3 Polvorín

La ubicación y construcción del polvorín será ejecutado teniendo en cuenta los artículos siguientes del artículo 68° al artículo 73° del D.S. N° 019-71/IN., de esta forma se garantizará el cumplimiento a las normas del Reglamento de Seguridad y salud ocupacional, D.S. N° 055-2010-EM, Igualmente se buscará gestionar la autorización para el funcionamiento del polvorín, el transporte, el almacenamiento y la administración de uso correspondiente de la SUCAMEC.

En el Proyecto Minero “DEL GIL” para el polvorín se acondicionarán 2 ambientes en el nivel 3 de la bocamina Lucmos, tendrá las siguientes dimensiones 6' x 7', una para el uso de explosivos y el otro para ubicar los accesorios de voladura. Se busca construir los polvorines sobre roca competente de fácil acceso, firme y seco, no exponiéndose a inundaciones y con ventilación natural.

Para gestionar imprevistos, en la entrada se deberá disponer de extintores tipo PQS con capacidad de 12 kg, así como los correspondientes carteles con los mensajes: Prohibido fumar, Riesgo de explosión, Solo se permitirá el ingreso de personas autorizadas,



capacidad e identificación. la puerta. revista, No almacene productos inflamables, no genere fuego en un radio de 50 m. y Mantener el orden y la limpieza.

4.7.3.4 Campamento

Se tiene programado construir infraestructura de campamentos (oficinas, espacios para dormitorios, comedor y cocina, etc). El campamento para el personal de la mina se planea construir para poder albergar 24 trabajadores estos incluyen a obreros y empleados.

El campamento será ubicado en un área de baja pendiente, dentro del polígono del área del proyecto donde se construirá la infraestructura de campamentos, el siguiente cuadro muestra las coordenadas del polígono de baja pendiente en la que se distribuirá todas las oficinas, dormitorios, comedor, cocina, etc.

Tabla 12 — Coordenadas del área de campamentos “Proyecto Minero DEL GIL”

DESCRIPCIÓN	COORDENADAS (PSAD 56)		
	NORTE	ESTE	COTA (MSNM)
Zona de Campamento	8507326	747610	1670

4.7.3.5 Servicios Higiénicos

En cada bocamina de cada nivel de explotación y en el campamento principal, se construirá infraestructura para los servicios higiénicos, estas estarán conectados a un sistema de biodigestor ubicado en el nivel 00, este biodigestor separará los sólidos de los líquidos, los líquidos serán conducido a un canal de infiltración mientras que el residuo sólido cada cierto tiempo será evacuado a una plataforma de secado.

4.7.3.6 Almacenes

A. Almacén General

Se instalará un almacén general de modulo prefabricado en el área de campamento, donde se almacenarán todas las herramientas, equipos y EPPs, que serán organizados en andamios para facilitar su rápida



distribución. Las dimensiones de este almacén serán de: 5m x 8m y una altura de 2.50 m.

B. Almacén De Grasas, Aceites Y Combustibles

El combustible, aceites y grasas (aceites hidráulicos, aceites de motor, aceites de transmisión, grasa de tubos y grasa multipropósito) serán adquiridos en el Distrito de Curahuasi o la ciudad de Abancay según el requerimiento de la mina. El abastecimiento de estos insumos será para una semana de operación, este será transportado al área del Proyecto bajo estrictas medidas de seguridad.

Se construirá y acondicionará un almacén para el depósito de combustible y aditivos en un área próximo a la caseta donde se ubicará la compresora y estará debidamente señalizado y contará con una bandeja de contención con superficie impermeabilizada con material HDPE de alta densidad. Para el almacenamiento del combustible, aditivos, aceites y grasas se destinará un área de 5*3 metros. Para el manejo de contingencias, estos almacenes contarán cada una con su respectiva hoja MSDS correspondiente a los datos de seguridad.

C. Almacén de Madera

Se acondicionará un espacio de 6 x 10 m, próxima al área de campamentos, para almacenar madera que será utilizado en el sostenimiento de las labores mineras según requerimiento.

Tabla 13 — Coordenadas-Ubicación de Almacenes

Componente	Coordenadas UTM (PSAD 56)		Altitud (m.s.n.m)
	Este	Norte	
Almacén General	747371.18	8506957.20	1700
Almacén de Grasas, Aceites y Combustibles	747375.76	8506951.71	1700
Almacén Principal de Maderas	747392.48	8506925.16	1700



4.7.3.7 Cancha De Desmonte

Un buen sitio para un vertedero sería aquel que mejor cumpla con todos sus requisitos de permisos, tanto técnicos como económicos, de los cuales podemos citar los siguientes:

- A. El espaciamiento entre el punto de pallequeo y la zona de descarga de material estéril debe ser la menor posible, por una razón netamente de carácter económico, porque el rendimiento y la productividad es totalmente afectado por la distancia.
- B. El punto en el cual se depositará escombros o material estéril debe ser geológica y geomecánicamente adecuado ya que una gran cantidad de material depositado puede ocasionar siniestros geomecánicos en el mismo sector (hundimiento) o zonas aledañas (distribución de esfuerzos).

Se acondicionara cada botadero en los niveles I y III de explotación para la disposición del material estéril, ubicada en un lugar estable, muy próximo a la cancha de almacenamiento temporal de mineral. Estos botaderos tendrán una dimensión de 10 x 15 m. Para evitar que las precipitaciones fluviales generen agua ácida debida a la existencia de minerales como la pirita principal generador de aguas ácidas, se realizaran canales de coronación alrededor de los botaderos para drenar el agua, además se colocaran piedras caliza en el trayecto de las aguas de escorrentía con la finalidad de disminuir la acides y contrarrestar la generación de aguas acidas.

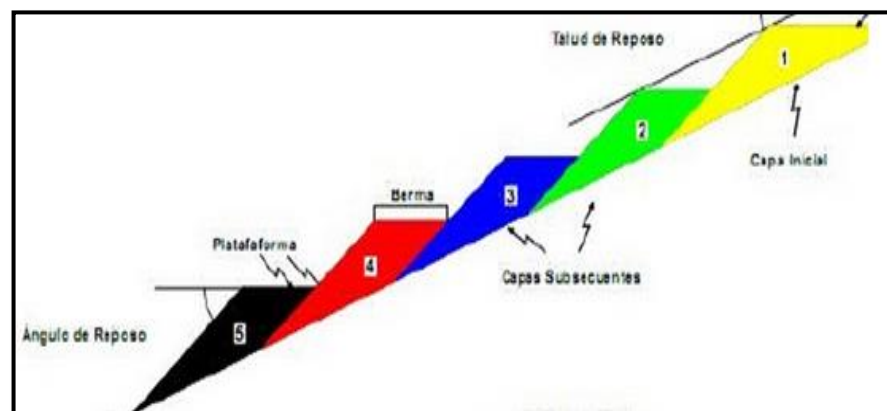


Figura 29 — Modelo de botadero proyectado

Factores A Tener En Cuenta Para La Estabilidad De Los Botaderos

- Distribución de botaderos considerando volumen, altura y ángulo del talud.
- Fundación del talud y Grado de confinamiento.
- Condición de fundación: competente, intermedia y débil.
- Propiedades de cada uno de los materiales.
- Método aplicable de construcción.
- Condiciones climáticas y Piezometría.
- Ratio de descarga.
- Estabilidad dinámica y sísmica.

Tabla 14 — Ubicación y distribución de botaderos de desmonte

Echadero	Coordenadas UTM (PSAD 56)		Altitud (m.s.n.m)
	Este	Norte	
Echadero Nv 1 - 1540	747375.76	8506951.71	1930
Echadero Nv 3 - 1670	747382.14	8506943.13	1932

4.7.3.8 Pila De Almacenamiento De Suelo Orgánico

El material orgánico proveniente del área disturbada para la construcción de campamentos, cancha de estéril, cancha de mineral y otras instalaciones, será almacenado en una plataforma de **130 m²** de área, material que será usado para el plan de revegetación en la etapa de cierre del proyecto, el mismo estará ubicado en las siguientes coordenadas; **Este: 747606 Norte: 8507357**

4.7.3.9 Superficie plana para ubicar el Tanque De Agua Domestica

Para poder almacenar el agua doméstica se deberá usar un tanque de polietileno, el cual será abastecido periódicamente, de acuerdo al requerimiento, mediante camiones cisternas desde centros poblados cercanos. Así mismo este tanque deberá contar con una red de flujos de agua para proveer de agua al comedor, campamento y demás



servicios. Para el almacenamiento de agua industrial, también se utilizará tanques de polietileno, de volumen de 1,000 m³.

4.7.3.10 Garita De Vigilancia

Con el objetivo de respaldar la seguridad de cada infraestructura de la mina se deberá contar con una garita para la guardianía a la entrada del proyecto.

4.7.3.11 Casa Compresora

Se procederá a construir una casa para poder ubicar la compresora en esta construcción.

4.7.3.12 Depósito De Residuos

La Gestión de Residuos en las labores y áreas donde funcionará la mina “DEL GIL”, se realizará de acuerdo a las siguientes etapas:

- Recolección y minimización del uso de residuos (segregación).
- Almacenamiento que son dispuestos temporalmente.
- Recolección y transporte interno.
- Disposición final de residuos.

Cada residuo que generará el proyecto se refieren a:

Residuos Domésticos: Papel, cartones, madera, envolturas de galletas, caramelos, envases de leche, jugos, bebidas gaseosas, botellas, papel higiénico, restos de comida, etc.

Residuos Industriales: Clavos, pedazos de fierro, pernos, tuercas, todo metal de pequeño tamaño para incluir en chatarra.

Residuos peligrosos: Restos de gasolinas, petróleo, trapos y waipes con restos de Combustibles, etc. Pilas, baterías, luminarias, cartucho de tintas de impresora, plumones, etc.

4.7.4 Estudios de carácter Geomecánico

Para la determinación del comportamiento geomecánico en estructuras subterráneas, se desarrolló un mapa estructural que nos permite identificar las fallas. El tamaño y la forma de las posibles fallas en el macizo rocoso que rodea



esta fisura depende principalmente del tamaño, la forma y la orientación de la fisura, así como de la orientación de las principales discontinuidades. Para la determinación de la estabilidad de las labores, así como determinar tendencias de fracturamiento y análisis de esfuerzos se hace uso de programas matemáticos de modelamiento como el Phases_2, Dips.

Para sostenimiento de estructuras mineras, se utilizarán parámetros calculados para determinar la longitud promedio de la instalación del rack y qué tipo de rack será técnicamente adecuado dependiendo de la estructura del macizo rocoso. Con la finalidad de desarrollar los estudios geomecánicos en el proyecto minero “DEL GIL” las siguientes actividades deberán ser realizadas:

- Reconocer de manera sistemática el área de operación actual y el área de estudio.
- Obtener y posterior a ello revisar de la información geológica.
- calculo in situ de cada característica de origen geomecánico (clasificación geomecánica).
- Comités de trabajo con profesionales y técnicos pertenecientes a la empresa para regularizar las labores a desarrollar.

A la hora de diseñar instalaciones mineras subterráneas con fines mineros, se deben tener en cuenta una serie de condiciones y aspectos relacionados con el comportamiento mecánico del macizo rocoso para hacer posible la operación minera antes mencionada de manera más racional. La Geomecánica destaca puntos que deben tenerse en cuenta para evitar o al menos reducir en lo posible el resultado de fuerzas beneficiosas al alterar el equilibrio del macizo rocoso en el que se realizan las operaciones mineras. Del uso de la tecnología disponible en geomecánica, podemos derivar una observación contundente y comprobada: racionalizar el diseño, asegurar el desempeño de las tareas mineras, facilitar favorablemente el control de la ejecución de las tareas mineras, todo lo cual conduce a una mayor productividad.

4.7.4.1 Registró De Mapeos Geomecánico

En el proyecto minero “DEL GIL” se mapearon solamente los niveles 00, 01, 03. El nivel 02 no se papeo debido a que es inaccesible y



peligroso, el nivel 04 no se papeo debido a que solo es un cateo donde no se aprecian fracturas ni diaclasas representativas.

Para este caso y casos similares, se procede del modo siguiente: Levantamiento litológico estructural del punto elegido, mediante el método de detalle lineal, determinando las características de las discontinuidades, rumbo, buzamiento, azimut y dirección de buzamiento. Así como el relleno, persistencia, rugosidad, espaciamiento de discontinuidades y presencia de agua. Mediante clasificaciones geomecánicas como RMR y Q de Barton, se determina la calidad del macizo rocoso.

En el caso del proyecto minero “DEL GIL” solo se registró el mapeo geomecánico realizado con el martillo de Smith, ya que con la picota de geólogo la determinación de las características del macizo rocoso es inmediata y los resultados que este método del uso de la picota es referencial.

A. Mapeo Geomecánico En El Nivel 00

La profundidad de la labor llega a los 280 metros aproximadamente hay presencia de agua por filtraciones y acumulados por los años que la mina está abandonada. Cada dato geomecánico tomado en campo se observan en la tabla siguiente.



Tabla 15 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 00

NIVEL 00						
AZ	BUZ	LADO	PROG (m)	DETALLE	NUMERO DE REBOTES PROMEDIO	ANGULO DE MEDICION
44	84 SE	I	8	FRACTURA	42	0
51	54 SE	I	12	FRACTURA	53	-45
45	55 SE	I	14	FRACTURA	43	-45
46	63 SE	I	15	FRACTURA	42	-45
63	42 SE	I	17	FRACTURA	44	-45
27	45 SE	I	22	FRACTURA	47	-45
27	78 NE	D	25	FRACTURA	50	-45
48	81 SE	I	33	FRACTURA	45	0
14	84 SE	I	55	FRACTURA	53	0
127	83 N	D	142	FRACTURA	51	0
114	68 N	D	227	FRACTURA	49	-45
63	68 SE	I	247	FRACTURA	52	-45
98	51 S	I	260	FRACTURA	47	-45
78	77 N	D	278	FRACTURA	49	-45

B. Mapeo Geomecánico En El Nivel 01

La labor del nivel 01 tiene una profundidad aproximada de 360 metros, en esta labor se encuentra agua en menor cantidad que el nivel 00, estas aguas también son resultantes de las filtraciones y acumulaciones por el tiempo abandonado de la mina. Cada dato geomecánico tomado en campo se observan en la tabla siguiente.



Tabla 16 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 01

NIVEL 01						
AZ	BUZ	LADO	PROG (m)	DETALLE	NUMERO DE REBOTES PROMEDIO	ANGULO DE MEDICION
128	61 S	D	2.5	FRACTURA	51	-45
27	78 NW	I	18	FRACTURA	52	-45
102	63 N	D	25	FRACTURA	48	-45
127	86 NE	D	28	FRACTURA	53	0
105	78 N	D	40	FRACTURA	47	-45
102	71 N	D	64	FRACTURA	46	-45
99	72 N	D	74	FRACTURA	48	-45
101	68 N	D	83	FRACTURA	45	-45
128	29 SW	I	104	FRACTURA	49	-45
45	58 NW	D	105	FRACTURA	47	-45
103	78 S	D	108	FRACTURA	47	-45
100	67 N	D	118	FRACTURA	48	-45
109	66 S	D	120	FRACTURA	46	-45
95	72 N	D	129	FRACTURA	47	-45
68	64 SE	I	131	FRACTURA	50	-45
48	24 N	D	138	FRACTURA	45	-45
74	82 NW	D	140	FRACTURA	52	0
90	24 W	I	150	FRACTURA	57	-45
114	66.5 S	D	163	FRACTURA	51	-45
107	71 S	D	168	FRACTURA	53	-45
29	35 E	I	171	FRACTURA	48	-45
101	71 S	D	177	FRACTURA	50	-45
104	81 NW	D	187	FRACTURA	47	0
106	71 N	D	193	FRACTURA	56	-45
126	62 N	D	198	FRACTURA	49	-45
158	60 SW	D	302	FRACTURA	46	-45
103	72 N	D	362	FRACTURA	51	-45

C. Mapeo Geomecánico En El Nivel 03

El nivel 3 que también tiene salida en el nivel lugmos atraviesa toda la longitud de la veta, en este nivel se encontró la mineral epsomita el cual ha cubierto las paredes de la labor haciendo difícil la identificación de fracturas o diaclasas. Entre el nivel 03 y el nivel lugmos hay una distancia aproximada de 500 metros. Cada dato geomecánico tomado en campo se observan en la tabla siguiente.

Tabla 17 — Mapeo Geomecánico En El Nivel 03

NIVEL 03						
AZ	BUZ	LADO	PROG (m)	DETALLE	NUMERO DE REBOTES PROMEDIO	ANGULO DE MEDICION
115	84 S	D	8	FRACTURA	56	0
108	74 S	D	12.5	FRACTURA	53	-45
37	69 NW	I	16	FRACTURA	50	-45
11	81 NW	I	20	FRACTURA	51	0
3	68 SE	I	45	FRACTURA	49	-45
25	82 SE	I	62	FRACTURA	52	-45
85	76.5 NW	D	68	FRACTURA	49	-45
59	74 NW	I	315	FRACTURA	48	-45
63	74 NW	I	305	FRACTURA	53	-45
75	78 N	D	268	FRACTURA	54	-45
39	61 NW	D	210	FRACTURA	47	-45
110	95 SW	D	166	FRACTURA	54	0
94	78 N	I	120	FRACTURA	47	-45
101	78 N	I	40	FRACTURA	51	-45
31	58 NW	I	9	FRACTURA	46	-45

4.7.4.2 Clasificación del Macizo Rocoso

La caracterización del macizo rocoso es una útil herramienta para caracterizar y clasificar diferentes tipos de rocas para evaluar los



requisitos de estabilidad y soporte en la excavación. Los dos sistemas de clasificaciones más comunes para las aplicaciones son el GSI Modificado y RMR.

Para el proyecto minero “DEL GIL” se ha utilizado el índice geomecánico que fue propuesto por Bieniawski (1973), en el cual se establece una evaluación completa (RMR), y se basa en los parámetros siguientes:

- La resistencia uniaxial de una muestra de roca intacta.
- La elección de calidad de la roca (RQD).
- Espacio existente entre discontinuidades.
- Condición de cada una de las discontinuidades.
- Condiciones que presentan el agua subterránea.

El valor promedio se aplica a cada parámetro en función de las condiciones encontradas durante el mapeo. La calificación general se obtuvo sumando las medias individuales para cada uno de los cinco parámetros. Luego, la evaluación general se ajusta para tener en cuenta la orientación de la junta en relación con la excavación. Se presenta el formato de mapeo geomecánico.

4.7.4.3 Uso de Picota De Geólogo

Este trabajo de clasificación se realizó en campo donde los resultados geomecánicos fueron inmediatos una vez terminadas las pruebas geomecánicas realizadas con la picota.





Figura 30 — Uso de la Picota

Tabla 18 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE (Kg/cm ²)	HUELLA Y SONIDO
Muy blanda	10-15	El material se disgrega completamente con un golpe del pico del martillo y se deshace con navaja.
Blanda	50-250	El material se indenta de 1,5 a 3 mm con el pico del martillo y se deshace con la navaja.
Media	250-500	El material NO se deshace con la navaja. La muestra sostenida en la mano se rompe con UN (1) golpe de martillo.
Moderadamente dura	500-1000	La muestra se rompe con VARIOS golpes de martillo.
Dura	1000-2500	La muestra depositada en el suelo se rompe con UN (1) golpe.
Muy dura	>2500	La muestra se rompe con dificultad a golpes con el pico del martillo Sonido MACIZO.

Extraído de, Hoek, E. y Brown

Para poder hacer un uso correcto de cartilla geomecánica mostrada se definen los conceptos siguientes, cada uno aplicable a todas las

labores mineras donde corresponda; labores de avance (ch, gl, sub, by pass) o cada labor de explotación (tajos, s/n), en los 5 niveles del proyecto de la mina DEL GIL.

Luz máxima de auto-soporte horizontal “Span”.- Es la distancia medida horizontalmente que existe entre el elemento de sostenimiento instalado último o natural y el tope de la labor.

Luz máxima de auto-soporte vertical “Span vertical”.- Es la distancia medida verticalmente que existe entre el elemento de sostenimiento instalado último o natural y el tope de la labor.

Ancho promedio. - Es el ancho recomendado de la labor para así evitar una posible inestabilidad en cada labor minera.

Auto-soporte.- Es el tiempo estimado que determinada labor puede permanecer sin algún elemento de sostenimiento.

En el proyecto minero “DEL GIL” presenta básicamente diferentes labores cada una con rocas del tipo I, II, en algún momento y bajo la influencia de aspectos de carácter externo (primordialmente los efectos del agua de perforación que provienen de la paredes de las labores) pueden tener labores con roca tipo III - A.

Tipos de labores de avance:

- Temporales: se usarán Split set de cinco pies de longitud con una distribución de manera sistemática, con espaciado de un metro y sesenta centímetros.
- Permanentes: se usarán pernos helicoidales de cinco pies de longitud con una distribución de manera sistemática, con espaciamiento de un metro y sesenta centímetros.

Labores de explotación:

- Puntales de seguridad sistemáticos serán usados, espaciados a un metro y cincuenta centímetros.



Tabla 19 — Cartilla Geomecánico

CARTILLA GEOMECANICA PROYECTO MINERO "SEÑOR DE INQUILP'ATA"												
ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO CH. GL.SUB, BYPASS	TIPO DE SOSTENIMIENTO TAJEOS	ANCHO PROMEDIO	AUTO SOPORTE GAL. CH. SUB.	SPAN GAL. CH. SUB. ETC	AUTO SOPORTE TAJEOS	SPAN VERTICAL TAJOS	OBSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD										
I		MUY BUENA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros de astilla con varios golpes de picota)	No requiere sostenimiento	No requiere sostenimiento	0.8 - 2.1 m	> 1 año	30 m	25 días	5 m	Voladura normal o controlada
II		BUENA	61-80	Roca dura con pocas fracturas, ligera alteracion, humeda en algunos casos (Espaciamiento de fracturas de 0.5 a 1 metro de astilla con mas de 5 golpes de la picota)	Pernos helicoidales o split set, en forma esporadica, donde presenta riesgo de caida de rocas	Puntales de seguridad en forma esporadicas, donde presentan riesgos de caida de rocas	0.8 - 2.1 m	6 meses a 1 año	12 m	4 días	4.5 m	Voladura normal o controlada, taladro perforado -split set o perno helicoidal colocado
III-A		REGULAR-A	51-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, humeda a mojada (2 a 6 fracturas por metro, se rompe con mas de 3 golpes de la picota)	Pernos helicoidales o split de 5 pies, con esquema de instalacion sistematico de 1.6 m x 1.6 m	puntales de seguridad sistematicamente espaciados a 1.50 m	0.8 - 2.1 m	> 1 - 3 meses	8 m	2 días	3.4 m	voladura controlada, taladro perforado .split set o perno helicoidal colo cacado, hacia el tope. Colocar split set o perno helicoidal puntales.
III-B		REGULAR-B	41-50	Roca moderadamente suave, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, humeda a mojada (6 a 12 fracturas por metro, se rompe con 1 a 3 golpes de picota)	Mallas electrosodades + pernos helicoidales o split set de 5 pies con esquema de instalacion sistematico de 1.6 m x 1.6 m	Puntales de seguridad sistematicamente espaciados a 1.20 m. puntales de linea y guarda cabeza si requiere	0.8 - 2.1 m	> 3 - 7 días	5 m	6 horas	2.5 m	Hacia el tope colocar split set o perno helicoidal puntales
IV		MALA	21-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada a fuerte alteracion, goteo constante en fracturas y fallas (12 a 20 fracturas por metro, se introduce superficialmente la punta de picota)	Cuadros de madera espaciados a 1.5 metros	cuadros de madera espaciados a 1.30 metros, ultimo cuadro a 1 metro del tope, avanzar con guarda cabeza	0.8 - 2.1 m	1 a 12 horas	1 - 2.0 m	2 horas	2.2 m	Voladura controlada. Ultima malla a 1.00 m del tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales.
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada, con muchas fallas panizadas, fuertemente alterada con filtraciones de agua (>20 fracturas por metro, muy triturada, se introduce profundamente la punta de la picota)	Cuadros de madera espaciados a 0.80 m - 1 m	Cuadros de madera espaciados a 0.80 - 1 metro, cuadros al tope y uso de guarda cabeza	0.8 - 2.1 m	0.5 horas (colapso inmediato)	1.0 m	0.5 horas (colapso onmediato)	1.4 m	Cuadro al tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales. El explisivo a usar es el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada

4.7.4.4 Uso De Martillo De Schmidt

Este trabajo de determinación de dureza del macizo rocoso también se realizó en campo donde para la clasificación geomecánica se sacó promedios en gabinete de las 5 medidas tomadas en cada punto de evaluación.



Figura 31 —Medición in situ con martillo de SCHMIDT

Tabla 20 — Corrección debido a la posición del martillo de Schmidt

REBOTE (R)	HACIA ABAJO		HACIA ARRIBA		HORIZONTAL
	A= - 90°	a = - 45°	a = + 90°	a = + 45°	
10	0	- 0.8	-	-	- 3.2
20	0	- 0.9	- 8.8	- 6.9	- 3.4
30	0	- 0.8	- 7.8	- 6.2	- 3.1
40	0	- 0.7	- 6.6	- 5.3	- 2.7
50	0	- 0.6	- 5.3	- 4.3	- 2.2
60	0	- 0.4	- 4.0	- 3.3	- 1.7

Extraído de, Hoek, E. y Brown

Tabla 21— Determinación de la Resistencia en Campo

CLASE	RESISTENCIA	RESISTENCIA UNIAxIAL MPa	ÍNDICE DE CARCA PUNTUAL MPa	ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA EN EL CAMPO	EJEMPLO
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Solo se pueden romper esquirlas de la roca con el martillo de geólogo.	Basalto. Diabasa Gneiss. Granito, curacila. Chert.
R5	Muy Resistente	100 - 250	4- 10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Antibolita , arenisca Gneiss. Grabo. Granodiorita. Basalto.
R4	Resistente	50 - 100	2-4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra	Caliza, Mármol Esquisto, arenisca.
R3	Moderadamente Resistente	25 - 50	1 -2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	Concreto. Esquisto, carbón. Siltstone.
R2	Débil	5.0 - 25	**	Puede desconcharse con dificultad con Una navaja, se pueden hacer marcas poca profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	Creta, marga. Yeso. Esquisto. Shalc.
R1	Muy débil	1.0 - 5.0		Deleznable bajo golpes fuertes con la punta del martillo de geólogo puede desconcharse con una navaja.	Roca alterada, Shalc.
RO	Extremadamente Débil	0.25 - 1		Rayado por la uña del dedo pulgar.	Falla delgada rígida.

Extraída de, Hoek, E. y Brown

De acuerdo al registro geomecánico tomado con el martillo de Schmidt, la clasificación que resulta es de R5 y R4 predominantemente que están comprendidas en roca muy resistente a roca resistente, estos resultados garantizan que las labores en el proyecto minero “DEL GIL” se autosostengan.

4.7.4.5 Trabajo En Gabinete, Ensayo De Compresión Simple

Para el presente ensayo se trajo la muestra de roca del proyecto minero donde de ella se preparó una probeta para luego someterla a las pruebas de compresión simple.

A. Preparación De La Probeta

Para ello se usa una sonda saca testigo donde se procederá a colocar la roca y sujetarla firmemente, posteriormente se procede a perforar la roca donde como resultado obtendremos una probeta de roca la cual se le cortará los extremos para obtener una probeta regular exacta

La siguiente imagen se tomó el momento que la sonda saca testigo está preparando la probeta de la muestra que se trajo del proyecto minero “DEL GIL”.



Figura 32 — Preparación de la probeta con sonda saca testigo

B. Resultados De La Prueba De Compresión Simple

Para la obtención de resultados de compresión simple la probeta es colocada a la prensa de carga hasta llegar a su punto de ruptura.



Figura 33 — Ensayo de compresión simple con prensa de carga

Figura 34 — Resultados Del Ensayo De Compresión Simple

RESULTADOS DEL ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE: PROYECTO MINERO "DEL GIL"								
Tiempo	lectura anillo	Carga	lectura	deformación total lineal	Deformación	1 - deformación	área corregida	Resistencia a la compresión
Seg.	mm	50 kg/cm2	mm	mm (ΔL)	unitaria	unitaria	Cm2	kg/cm2
0	0	0,9184506	0,0000	0,000	0,0000000	1	5,28	0
10	0.07	0,9184695	0.45	0,450	0,4090909	0,995909091	5,301,688,727	1539.403
20	0.09	0,9184749	0.59	0,590	0,5363636	0,994636364	5,308,472,717	1540.221
30	0.12	0,918483	0.73	0,730	0,6636364	0,993363636	5,315,274,092	1541.447
40	0.14	0,9184884	0.85	0,850	0,7727273	0,992272727	5,321,117,728	1542.265
50	0.15	0,9184911	10,000	1,000	0,9090909	0,990909091	5,328,440,367	1542.674
60	0.16	0,9184938	1.14	1,140	10,363,636	0,989636364	5,335,293,037	1543.083
75	0.17	0,9184965	1.28	1,280	11,636,364	0,988363636	5,342,163,355	1543.492
90	0.28	0,9185262	1.42	1,420	12,909,091	0,987090909	5,349,051,391	1547.989
105	0.28	0,9185262	1.74	1,740	15,818,182	0,984181818	5,364,862,368	1547.989
120	0.28	0,9185262	1.85	1,850	16,818,182	0,983181818	5,370,319,001	1547.989
135	0.28	0,9185262	2.07	2,070	18,818,182	0,981181818	5,381,265,635	1547.989
150	0.28	0,9185262	2.24	2,240	20,363,636	0,979636364	5,389,755,011	1547.989
205	0.28	0,9185262	2.42	2,420	22,000,000	0,9780000	5,398,773,006	1547.989
220	0.28	0,9185262	2.63	2,630	23,909,091	0,976090909	5,409,332,216	1547.989
235	0.28	0,9185262	2.85	2,850	25,909,091	0,974090909	5,420,438,637	1547.989
250	0.28	0,9185262	3.07	3,070	27,909,091	0,972090909	543,159,076	1547.989
305	0.28	0,9185262	3.29	3,290	29,909,091	0,970090909	5,442,788,867	1547.989
320	0.28	0,9185262	3.5	3,500	31,818,182	0,968181818	5,453,521,127	1547.989
350	0.28	0,9185262	3.73	3,730	33,909,091	0,966090909	5,465,324,174	1547.989
405	0.28	0,9185262	3.94	3,940	35,818,182	0,964181818	5,476,145,578	1547.989
420	0.28	0,9185262	4.15	4,150	37,727,273	0,962272727	548,700,992	1547.989
435	0.28	0,9185262	4.36	4,360	39,636,364	0,960363636	5,497,917,456	1547.989
450	0.28	0,9185262	4.59	4,590	41,727,273	0,958272727	550,991,367	1547.989
505	0.28	0,9185262	4.8	4,800	43,636,364	0,956363636	5,520,912,548	1547.989
530	0.28	0,9185262	5.02	5,020	45,636,364	0,954363636	5,532,482,378	1547.989

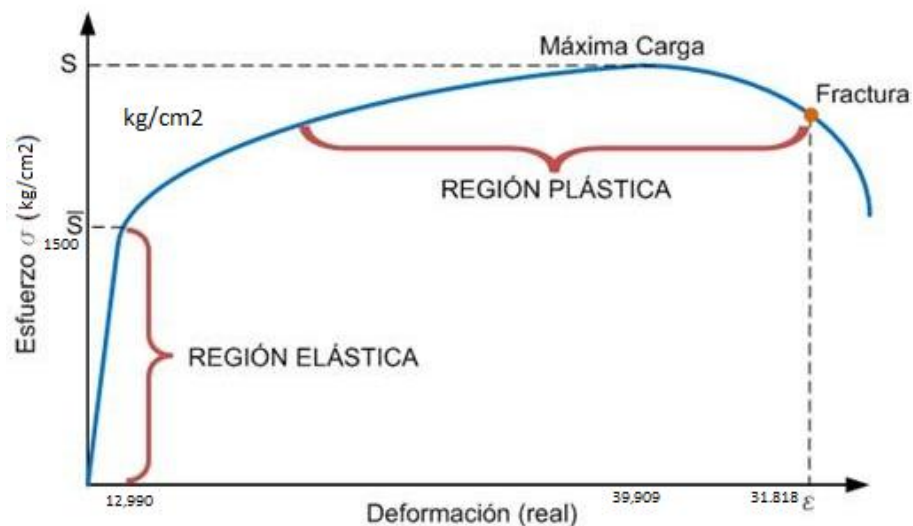


Figura 35 — Deformación vs Esfuerzo

De acuerdo a la tabla siguiente se determinó la que la roca en este ensayo es competente y muy resistente.

Tabla 22 — Características físico-mecánicas de rocas

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A COMPRESIÓN (Kg/cm ²)	DENSIDAD (Tm /m ³)
Andesita	1.500-2.500	2,5 a 2,8
Arcillita	280-800	2,2 a 2,7
Arenisca	80-2.000	1,6 a 2,9
Basalto	2.000-4.000	2,7 a 2,8
Caliza	800-1.500	1,5 a 2,8
Conglomerado	1,400	2,0 a 2,7
Cuarcita	900-4.700	2,3 a 2,7
Dacita	1200-5000	2,5 a 2,75
Diabasa	1.600-2.400	2,8 a 3,1
Dolomía	360-5.600	2,2 a 2,9
Esquisto	108-2.300	2,7 a 2,9
Gabro	1500-2800	2,8 a 3,1
Gneis	1.500-3.000	2,5 a 2,8
Granito alterado	108-1.450	2,5 a 2,6
Granito sano	800-2.700	2,5 a 2,8
Grauvaca	2.000-2.500	2,6 a 2,7
Marga	35-1.970	2,6 a 2,7
Mármol	800-1.500	2,6 a 2,8
Micacita	200-653	2,4 a 3,2
Pizarra	2.000-2.500	2,7 a 2,8
Riolita	800-1600	2,45 a 2,6
Traquita	3,300	2,70
Yeso	40-430	2,2 a 2,3

Extraída de, H Y BROWN



De acuerdo a los resultados obtenidos de la compresión simple uniaxial la roca tiene una resistencia mayor a 200 MPa. Y una resistencia a la compresión sobre los 1500 kg/cm², estos resultados obtenidos corroboran la información litológica, petrográfica del proyecto minero “DEL GIL”.

4.7.5 Ventilación Del Proyecto

El plan de minado de este proyecto minero, el primer año contempla realizar todos los trabajos relacionados a la rehabilitación de las labores actuales y construcción de labores de desarrollo y preparación, según el diseño de labores mencionado en el capítulo V del presente documento. A medida al avance de la operación minera se continuará con el diseño las labores que permitirán la producción óptima.

En las operaciones unitarias se utilizarán equipos y accesorios convencionales que se mencionan a continuación:

- **Perforación:** Se empleará perforadoras neumáticas Jack Leg y Stoper,
- **Voladura:** se empleara dinamitas de acuerdo a las evaluaciones y recomendaciones geomecánicas en cada labor, estas serán principalmente: Exadit 45 %, semexa 65%, gelatinas 75 %.
- **El acarreo de mineral** de labores y tajos de producción hacia las tolvas de extracción o winches de evacuación se utilizarán carretillas con una capacidad máxima de 3 pies³.
- **Sostenimiento:** Se realizará las evaluaciones para definir si la roca puede auto sostenerse en caso contrario se realizará el sostenimiento razonable y óptimo.

Se ventilará los niveles 00, 01 y 03, los cuales tendrán galerías de 1.80 m x 2.00 m, chimeneas 1.20 m x 1.20 m, subniveles de 1.50 m x 1.80 m, en cada frente de explotación se contará con 6 personas que es el número total de personal por labor.

4.7.5.1 Requerimientos De Aire Para La Mina

A. LÍMITES MÁXIMOS PERMISIBLES

En el proyecto minero “DEL GIL” uno de los objetivos del sistema de ventilación es establecer los Límites Máximos Permisibles de los agentes químicos de acuerdo a los Art. 103 y 104, el cuadro 2 muestra los Límites Máximos Permisibles de los agentes químicos establecidos en el Decreto Supremo 055-2010-EM del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional.

Tabla 23 — Límites máximos permisibles de agentes químicos

Agentes químicos	Límites de exposición ocupacional
polvo inhalable	10 mg/m ³
polvo respirable	3 mg/m ³
Oxígeno (O ₂)	Mínimo 19.5 %
Dióxido de carbono (CO ₂)	Máximo 9000 mg/m ³ o 5000
Monóxido de carbono (CO)	Máximo 29 mg/m ³ o 25
Metano (NH ₄)	Máximo 5,000 ppm
Hidrogeno sulfurado (H ₂ S)	Máximo 14 mg/m ³ ó 10 ppm
Gases nitrosos (NOX)	Máximo 7 mg/m ³ ó 5 ppm
Anhídrido sulfuroso (SO ₂)	Máximo 5 ppm
Aldehídos	Máximo 5 ppm
Hidrogeno (H)	Máximo 5,000 ppm
Ozono	Máximo 0.1 ppm

Extraído de, Decreto Supremo 055-2010-EM.

B. ESTÁNDARES DE CONSUMO DE AIRE

En la unidad minera se contará con 01 ventilador de 12000 CFM, y este solo se utilizará en operaciones iniciales ya que, de acuerdo a la topografía y diferencia de presiones, la ventilación natural será suficiente para mantener condiciones adecuadas de trabajo. Es por ello que en la mina “DEL GIL” se usara tanto la ventilación natural como la artificial.

a) VENTILACIÓN NATURAL

Este tipo de ventilación es aprovechado porque el aire fresco fluye de un modo constante y sin interrupción en interior mina sin necesidad de equipos de ventilación. En labores profundas, la dirección y el movimiento del flujo de aire, se produce debido a las diferencias de presiones y temperaturas entre la entrada y una salida.

En estos momentos la ventilación natural no satisface las necesidades de consumo de aire en los niveles 0, 1 y 2 , ya que existen chimeneas obstruidas por derrumbes lo cual dificulta la circulación efectiva del aire, pero una vez se haya remediado todas las labores y se empiece la construcción de chimeneas en los niveles inferiores, gracias a la configuración topográfica de la poligonal del proyecto que se ubica entre 02 quebradas la ventilación natural será suficiente para satisfacer los requerimientos de aire para mantener los frentes de trabajo en condiciones óptimas para el laboreo de los trabajadores.

Actualmente el único nivel en el cual existe la ventilación adecuada es el nivel 03, este nivel atraviesa todo el cerro de Inquilpata, este nivel tiene una extensión de 500 m en promedio y tiene chimeneas de ventilación.

En los demás niveles la ventilación natural mantiene condiciones adecuadas hasta los primeros 120 m, de ahí la gradiente térmica aumenta rápidamente llegando a un punto en el cual no es posible permanecer sin ser afectado por el calor del ambiente.

b) VENTILACIÓN ARTIFICIAL

Se requerirá de ventilación artificial en los niveles 00, 01 y 02 en los cuales la ventilación natural no es suficiente para las actividades que se desarrollaran, no existe un sistema de flujo de aire que permita un ambiente laboral seguro, además a medida que se avanza a interior mina la gradiente térmica aumenta rápidamente lo que dificultara las actividades de los trabajadores. El tipo de ventilación a instalar será de tipo impelente.





Figura 36 — Ventilador Impelente

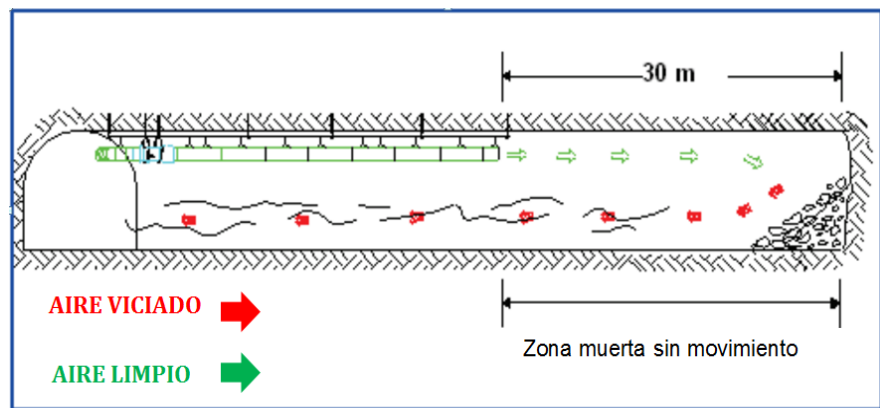


Figura 37 — Sistema de ventilación

a. CAUDAL DE AIRE POR PERSONA

De acuerdo al inciso d, del Art. 236 del D.S. 055-EM (Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional), lo cual se estipula lo siguiente: “Cuando una mina esta ubicada hasta (1,500) metros sobre el nivel del mar, la cantidad mínima de aire necesaria en las labores por hombre será tres metros cúbicos por minuto. A partir de otras altitudes, la cantidad necesaria de aire se considerará de acuerdo a la siguiente escala:



Tabla 24 — Requerimiento de aire

Altitud	Requerimiento de aire
Hasta 1,500 m.s.n.m.	3 m ³ /min -persona
De 1,500 m.s.n.m. a 3,000 m.s.n.m.	4 m ³ /min -persona
De 3,000 m.s.n.m. a 4,000 m.s.n.m.	5 m ³ /min -persona
4,000 m.s.n.m. a más	6 m ³ /min -persona

Extraído de, Decreto Supremo 024-2016-EM.

En el proyecto minero “DEL GIL” inicialmente se tiene planificado la operación de una sola labor con 6 personas en interior mina, ubicada entre una altitud de 1600 - 2000 m.s.n.m.

$$Q1 = F \times N \text{ (m}^3/\text{min.)}$$

Dónde:

- Q1 = Caudal total para “n” personas que trabajen en interior mina (m³/ min.)
- F = Caudal mínimo por persona (m³/ min.)
- N = Número de personas en el interior mina serán 6.

Obteniéndose un caudal requerido de 24 m³/ min.

Para el diseño del Sistema de Ventilación del proyecto DEL GIL se considerará un requerimiento mínimo de 4 m³/min por persona.

b. CAUDAL NECESARIO POR CONSUMO DE EXPLOSIVOS.

La fórmula que es mostrada, considera la formación de productos que son tóxicos por la detonación de un explosivo, el tiempo estimado para despejar las galerías de gases y la cantidad máxima permitida, de acuerdo a normas de seguridad, de gases en la atmósfera.

Para el cálculo de este caudal, se emplea la siguiente relación.

$$Q2 = \frac{100 \times A \times a}{D \times t} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

Dónde:



- Q_2 = Caudal que se requiere de aire por el consumo de los explosivos detonado ($m^3/min.$)
- A = Cantidad de explosivo que se detona, equivale a una dinamita 60% (Kg.)
- a = Volumen del gas generado por cada kilogramo de explosivo.
- $a = 0.04$ ($m^3/Kg.$ de explosivo) valor considerado como normalmente.
- d = % de dilución de un gas en la atmósfera, deben diluirse a no menos de 0.008 % y se llegan a aproximar al 0.01 %
- t = tiempo de dilución de un gas (minutos); normalmente el tiempo no es mayor de treinta minutos, cuando se trata de una detonación corriente.

Si reemplazamos en la fórmula obtendremos: $Q_2 = (0,04 \times A \times 100)/(30 \times 0,008) m^3/min.$

Entonces, tendríamos finalmente: $Q_2 = 16,67 \times A$ (m^3/min)

Remplazando el valor de $A= 10.2$ kg de explosivo utilizado por frente, se obtiene un caudal de $170.13 m^3/ min.$

c. CAUDAL REQUERIDO PARA MANTENER OPTIMAS CONDICIONES AMBIENTALES (POLVOS EN SUSPENSIÓN Y HUMOS).

$Q_3 = V \times n \times A$ ($m^3/min.$)

- Q_3 = Cantidad necesaria de aire para sostener condiciones ambientales idóneas (m^3/min)
- V = Velocidad del aire en este caso se elegirá 20 metros por minuto por utilizarse dinamita, si es usado el anfo la velocidad será de 25 m/min.
- n = Numero de niveles en trabajo, con temperaturas elevadas. En este caso se considera 1, por tratarse de un solo nivel.
- A = Área promedio de la sección de la labor (m^2).

Reemplazando valores en la formula se obtendrá un caudal = $72 m^3/min$



NOTA: los cálculos de caudal requerido por equipo diésel no se realizarán, por solo tratarse de perforadoras neumáticas, no se empleará ningún otro equipo de combustión interna dentro de las labores, en caso de cálculo de caudal requerido por temperatura tampoco se desarrollarán por tratarse de labores no muy profundas y un solo nivel.

CAUDAL TOTAL REQUERIDO.

Sumatoria de caudales obtenidos.

$$QT=Q1 + Q2 + Q3$$

$$QT=24 + 170.13 + 72 = 266.13 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$QT= 9398.30 \text{ cfm}$$

d. CALCULO DE LA CAÍDA DE LA PRESIÓN.

Para calcular la caída de presiones se pueden utilizar una de las siguientes formulas:

$$\text{Formula 1} \quad H_f = \frac{\alpha \cdot L_f \cdot p \cdot Q^2}{A^3}$$

$$\text{Formula 2} \quad H_f = \frac{\alpha \cdot (L_f + L_e) \cdot p \cdot Q^2}{A^3}$$

Dónde:

- H_f = caída de presión
- L_f = largo de la labor en metros
- L_e = longitud equivalente en metros, en ramales.
- A = área de la labor en m^2
- p = perímetro de la labor en metros
- Q = caudal de aire en m^3/min
- α = coeficiente de resistencia aerodinámica en $\text{kg seg}^2/\text{m}^4$.

La elección de cada formula dependerá de la distancia de la galería, puesto que la caída de presión será mayor cuando la longitud de las galerías sea más larga, y así se obtendrá la caída de presión

equivalente con más precisión, las medidas de presión por choque de aire en ramales e intersecciones será mínima.

Para el uso de las fórmulas, primero se trazarán ejes en cada galería desde la bocamina siguiendo el camino más largo (elegir la distancia más larga), si este eje incluye ramales entonces se procederá el cálculo con la fórmula 2, si el trazo final de eje es recto entonces se utilizará la fórmula 1.

Datos:

- Área de la labor 3.6 m² en promedio de sección dimensión (1.8 m x 2.0 m).
- Perímetro de la labor 7.6 m
- Caudal de aire 266.13 m³ /min cada labor requiere la misma cantidad de aire debido a las mismas condiciones de trabajo.
- Coeficiente de la resistencia aerodinámica.

Tabla 25 — Valores de $\alpha \cdot 10^{-5}$ para $\gamma = 1,2 \text{ Kg/m}^3$ (densidad del aire)

tipo de galería	irregularidades de la superficie	valores de alfa limpias	valores de alfa obstrucción pequeña	valores de alfa obstrucción moderada
superficie suave	mínimo	19	29	48
	promedio	29	38	57
	máxima	38	48	67
roca sedimentaria	mínimo	57	67	86
	promedio	105	114	133
	máxima	133	143	162
galerías enmaderadas	mínimo	152	162	190
	promedio	181	190	209
	máxima	200	209	220
roca ígnea	mínimo	171	181	200
	promedio	279	285	304
	máxima	371	380	399



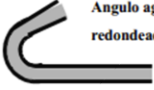

Extraído de, Tablas de ventilación de minas

Las galerías están compuestas por roca caliza que es una roca sedimentaria, se eligió un promedio en las irregularidades de superficies y valores de alfa limpias por lo que no abra ninguna obstrucción en la ventilación, de acuerdo a la tabla se obtiene un valor de $\alpha = 105 \times 10^{-5}$



Tabla 26 — Calcular la longitud equivalente

ara $\approx 0,00189$ ($K=1100 \cdot 10$)

Tipo de Singularidad	Sección de la Galería (m)				
	2x2	2,5x2,5	3x3	3,5x3,5	4,5x4,5
 Ángulo obtuso redondeado	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3
 Ángulo recto redondeado	0,3	0,3	0,3	0,6	0,6
 Ángulo agudo redondeado	0,6	0,6	0,9	0,9	1,2
 Ángulo obtuso quebrado	2,5	3,4	4,3	5,2	6,4

Extraída de, Tablas de ventilación de minas

Las galerías tienen ramales con ángulo obtuso y la sección de las labores existentes en el proyecto minero es 2 m x 2.5 m en promedio, de acuerdo al cuadro 5 el valor tomado para la longitud equivalente es 2,5 m.

Tabla 27 — Distancias más largas por cada labor

Labores	Distancia (m)
Labor 0 nivel 0	330
Labor 1 nivel 1	380
Labor 2 nivel 2	326

Tabla 28 — Resultados del cálculo de la caída de presión

labores	Hf (Pa)
labor 0 nivel 0	274
labor 2 nivel 1	359.13
labor 2 nivel 2	340.49

- El nivel 3 no requiere ventilación ya que esta labor atraviesa toda la longitud de la veta, teniendo un caudal óptimo.



- El nivel 4 es un cateo que tiene 11 metros de longitud, si es que siguen las actividades en este nivel. Se requerirá una ventilación en un futuro.

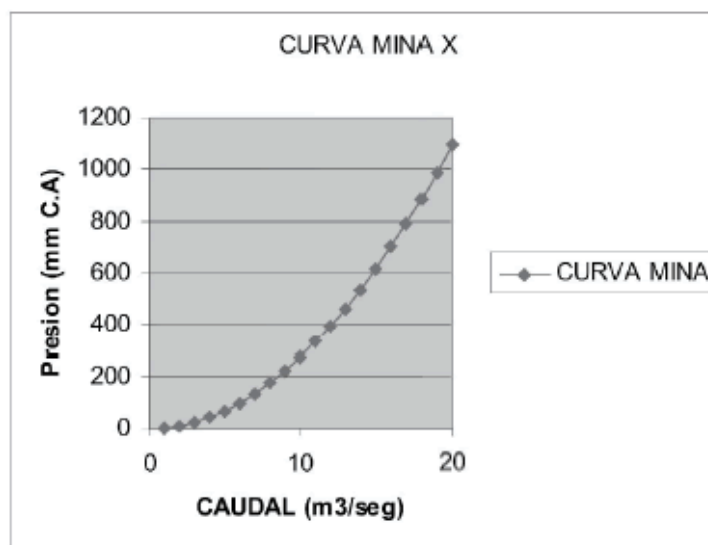


Figura 38 — Presión VS caudal

4.7.5.2 Selección Y Ubicación De Ventiladores

a. VELOCIDAD DEL AIRE

En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte m/min, ni superior a doscientos cincuenta m/min en los frentes de explotación, incluido el de desarrollo, preparación y en cualquier lugar donde haya personal trabajando, establecido en el D.S. 055-2010-EM, artículo 236 inciso e.

b. CALCULO DE VELOCIDAD DE AIRE QUE LOGRA INGRESAR AL INTERIOR DE MINA DEL VENTILADOR.

Teniendo el caudal requerido se calculará la velocidad de aire con que se suministrará a interior mina. El diámetro de la manga se considerará el menor posible tratándose de secciones de galería pequeño. Para este cálculo se considerará una manga de ventilación de 200 mm de diámetro.

Caudal requerido = 266.13 (m³/min.)

$$Q_{\text{caudal}} = V_{\text{velocidad}} \times A_{\text{area}}$$

Entonces la velocidad es: $V = Q/A$



$$A = \frac{\pi \times D^2}{4} = \frac{\pi \times (200 \text{ mm})^2}{4} = 0.03142 \text{ m}^2$$

Remplazando en la fórmula para calcular la velocidad se obtiene $V = 8470.08 \text{ m/min}$

Llevando esta $V = 8470.08 \text{ m/min}$ velocidad lineal a velocidad angular.

Diámetro de la manga 0.20 m

$$L_{\text{longitud}} = \pi \times D_{\text{diametro}}$$

$$L = \pi \times 0.20 \text{ m} = 62.8319 \text{ m}$$

$$\text{Velocidad (angular)} = 8470.08/62.8319 = 134.80 \text{ rpm.}$$

c. DISEÑO DE CARACTERÍSTICAS DEL VENTILADOR A INSTALAR.

Corrección por altura de cfm para el diseño del ventilador:

- Caudal requerido 4658.37 cfm .
- Altura de funcionamiento del equipo 1700 m.s.n.m.
- Temperatura promedio ambiente 10°C .
- Presión atmosférica en el lugar: 10 psi .
- Presión absoluta promedio de todas las labores: 339.35 psi (presión requerido o medido por el ventilador)
- Presión manométrica = presión absoluta – presión atmosférica = 329.35 psi

$$\log P2 = \log P1 - \frac{h}{122.4 \times (^\circ\text{F} + 460)}$$

Dónde:

- $P2$ = presión sobre la altitud designada (psi).
- $P1$ = presión a nivel del mar 14.7 psi .
- h = altura en pies.
- $^\circ\text{F}$ = temperatura en grados Fahrenheit

Realizando cálculos se obtiene:

$$\log P2 = \log 14.7 - \frac{5577.43}{122.4 (65+460)}, \text{ entonces } P2 \text{ se obtiene } = 12.04 \text{ psi.}$$

Factor de corrección por altura.



$$F = \frac{P1(P2 + Pm)}{P2(P1 + Pm)}$$
$$F = \frac{14.7(12.04 + 329.35)}{12.04(14.7 + 329.35)} = 1.21$$

Disponibilidad de aire a generar por el ventilador:

$$Q_{total} = q_{inicial} \times F$$

$$Q = 9398.30 \text{ cfm} \times 1.21 = 11371.94 \text{ cfm. Redondeando } 12000 \text{ cfm}$$

Por lo tanto, características del ventilador será de:

- Caudal: 12000 cfm
- Presión: 339.35 psi
- Velocidad: 140 rpm.

d. SELECCIÓN DE VENTILADOR

La selección del ventilador será acorde al cálculo realizado en el diseño de características del ventilador a instalar. De modo que debe suministrar óptimamente el aire para garantizar el normal desarrollo del trabajo en el interior mina.

4.7.5.3 Manga De Ventilación

Se utilizarán conductos de ventilación del menor diámetro posible ya que la sección de las galerías es pequeña, en este caso se utilizaron conductos de ventilación de 200 mm de diámetro, cuyas longitudes son de 10, 20 y 30 m.

En el Proyecto “DEL GIL” una de las alternativas es la utilización de las mangas de ventilación con telas llamadas vinilonas. Estas son tejidos de poliéster y están recubiertas por PVC en ambas caras, con características principales son la impermeabilidad, resistencia a los ácidos y propiedades anti- flama y antiestática, lo que le entrega características de auto- extingible.

Tabla 29 — Características físicas y mecánicas de manga de ventilación

Especificaciones Técnicas	
Tela de Ducto	
Peso (g/m²)	700 g/m ² +-20%
Espesor (mm)	0.75mm
Construcción del tejido	9x9 SQ.INCH Inserción de Trama Hilo Redondo
Título del Hilo (Deniers)	1000Dx1000D
Tejido Base	Tejido de Poliéster de Alta Tenacidad
Cobertura	Plástica de Polímeros Sintéticos
Tejido de base de Adhesión-Cobertura	Imprimación Química
Resistencia a la Tensión (SIS 650009) (FS 5110)	Trama 3000 N/5cm Trama 306 Kg/5cm Urdimbre 3000 N/5cm Urdimbre 306 Kg/5cm
Resistencia a la Ruptura (SIS 650026)	Trama 2800 N/5cm Trama 285 Kg/5cm Urdimbre 2800 N/5cm Urdimbre 285 Kg/5cm
Estiramiento a la Ruptura (%)	Trama 25% Urdimbre 25%
Resistencia al Desgarre (SIS 650026) (FS 5134)	Trama 850 N/5cm Trama 87 Kg/5cm Urdimbre 850 N/5cm Urdimbre 87 Kg/5cm
Resistencia a la Tensión de las Uniones del Ducto	2600N/5cm 265 Kg/5cm

Extraída de, MINTECH – Mining Technologies (www.mintech.cl info@mintech.cl)

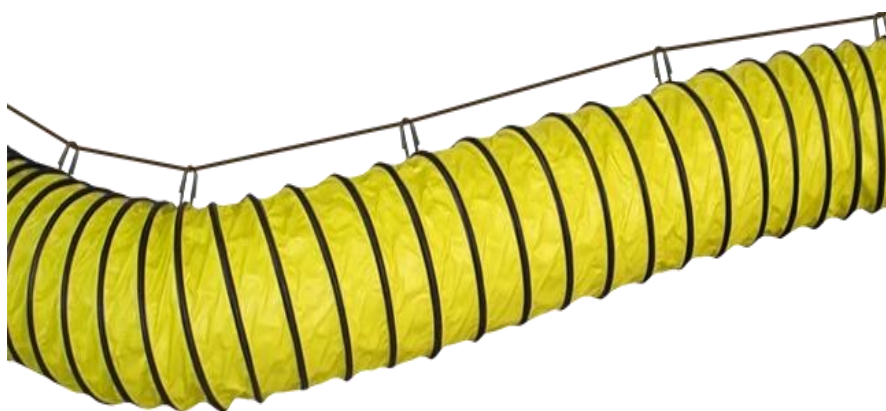


Figura 39 — Manga de ventilación

Extraído de MINTECH – Mining Technologies (www.mintech.cl info@mintech.cl)

4.7.6 Diseño De Labores Mineras

En la mina “DEL GIL” se identifica una veta con una potencia promedio de 0.5 m donde se encuentran dispuestas 4 niveles de extracción (nivel 0, nivel 1, nivel 2, nivel 3), y un nivel de cateo que es el nivel 4. Las coordenadas de los niveles se levantaron con una estación total donde las lecturas están en la siguiente tabla.

Tabla 30 — Ubicación de los botaderos

ESTE	NORTE	ALTURA	NIVEL
747303.761	8506996.4	1920.547	NIVEL 4
747481.358	8506971.32	1820.388	NIVEL YANA
747423.973	8507018.59	1811.053	NIVEL 3
747442.237	8507069.72	1743.162	NIVEL 2
747510.616	8507112.23	1680.617	NIVEL 1
747552.286	8507141.8	1637.835	NIVEL 0

4.7.6.1 Sistema De Perforación

La perforación es una de las actividades más importantes en el ciclo minero, ya que su éxito tendrá una influencia decisiva en las operaciones mineras posteriores. Golpear correctamente nos beneficiará; el desprendimiento de la roca en menor tiempo y el uso de elementos de contención en menor medida. Mayor seguridad en las operaciones, ya que se evitarán cortes y golpes. Esto dará como resultado un tiempo más corto en el ciclo de extracción y, por lo tanto, menores costos de producción.

A. Perforación Convencional

El sistema consiste en un taladro manual cuya energía es generada por un compresor de aire Diesel, complementado con un circuito de agua a presión que actúa como agente refrigerante, barrido y despolvado. Con este sistema se pueden hacer perforaciones de cinco a siete pies, lo que permitirá un mayor avance en comparación con el primer sistema. Este sistema es muy utilizado en la minería nacional, por lo que existe mayor oferta de equipos (marca, modelo, etc.) Nosotros optamos por utilizar este sistema.

4.7.6.2 Metodología para la Perforación

Serán usadas la perforación horizontal en zona de bresting y realce con el método de circado es decir dos disparos serán realizados sobre un mismo tope. Primero se realizaran las galerías y cruceros de sección de 1.8 m x 2.0 m, con diferentes perforadoras neumáticas tipo

Jackleg con barrenos de seis pies logrando una longitud de taladro de un metro y setenta centímetros, el volumen proyectado a romper por cada disparo considerando una eficiencia del 90% resulta dar 5.50 m³ con un peso de 14.87 TM. Segundo se realizarán los SUBNIVELES de sección de 1.5 m x 1.8 m, con las mismas perforadoras neumáticas con barreno de seis pies alcanzando una longitud total de taladro del 1.7 m, el volumen a romper por disparo con una eficiencia del 90% es de 4.13 m³ que hace un tonelaje de 11.15 TM. Tercero, se realizarán las CHIMENEAS de sección de 1.2 m x 1.2 m, con perforadoras neumáticas llamadas Stopper con barrenos de seis pies logrando alcanzar una longitud de taladro de 1.7 m, el volumen a romper por disparo con una eficiencia del 90% es de 2.20 m³ que hace un tonelaje de 5.95 TM.

Para realizar la explotación de la veta se procederá de 02 formas, la veta al ser de tipo rosario no nos permite tener una producción fija, es por ello que se realizará el circado en veta cuando la potencia sea menor a 0.5 m, cuando la potencia de la veta sea mayor a 0.5 m se dispara toda la sección y luego se realizará el pallaqueo INSITU, dejando el material volado como relleno, este material no servirá como piso para próximas perforaciones.

4.7.6.3 Dimensiones De Las Labores Mineras

A. GALERÍA

Se trata de estructuras horizontales de 1,8 m x 2,00 m de sección transversal realizadas principalmente con fines de exploración, asegurando el acceso y dando servicio a las áreas de trabajo. Se hacen de la forma habitual.

C. CHIMENEA

Se trata de estructuras verticales y/o inclinadas de doble compartimento de 2,40 m x 1,20 m de sección transversal y chimeneas simples de 1,20 m x 1,20 m. sección, estas tareas se realizan de la manera habitual.

D. PIQUE

Labores verticales de desarrollo que se realizara sobre veta de forma descendente, para echaderos de mineral de dimensiones 1.20 m x 1.20 m.

E. SUBNIVELES

Son Se trata de estructuras horizontales con una dimensión transversal de 1,50 m x 1,80 metros, realizadas principalmente con fines de exploración, asegurando el acceso y sirviendo a las áreas de trabajo. Se hacen por convención.

4.7.7 Diseño De Botaderos

El estéril sacado de la mina debe ser depositado en lugares específicos y aptos para este fin, por lo que tendremos que determinar las características de estos lugares. Un buen sitio para un vertedero sería aquel que mejor cumpla con todos sus requisitos de permisos, tanto técnicos como económicos, de los cuales podemos citar los siguientes:

- El distanciamiento entre el punto de carga de material y el lugar de su descarga debe ser la menor posible, por una razón netamente económica, ya que el rendimiento está directamente relacionado con los equipos de transporte.
- El lugar donde se dispondrán los escombros y/o estéril debe ser geológicamente y geomecánicamente debido a la gran cantidad de material a depositar, pudiendo generar en el sector mismo hundimientos o en sectores aledaños distribución de esfuerzos.

Por ser el método elegido de corte y relleno ascendente convencional el aplicado en la mina, el desmonte que se generará será mínimo, el cual será dispuesto en botaderos diseñados en laderas de baja pendiente cercanas a las labores mineras, parte del material de los botaderos será usado para el cierre progresivo de las labores explotadas a manera de relleno, como chimeneas de doble compartimento, galerías, subniveles, etc.



4.7.7.1 Tipo De Botadero

El botadero en el proyecto minero “DEL GIL” será de avance por volteo, conocido como botaderos de ladera, porque se aprovechan las diferencias de cotas para depositar el material que se acumula de acuerdo al área disponible y su ángulo de reposo natural.

4.7.7.2 Producción Promedio De Desmante

La producción promedio de desmante está considerada quitando la potencia promedio de mineralización del ancho del tajeo.

Donde la generación promedio de desmante es:

- Producción por frente

$$\text{Pr. d } m^3 = 1 \times 1.2 \times 4 = 4.8 \text{ } m^3/\text{frente}$$

- Producción por guardia

$$\text{Pr. d } m^3 = 4.8 \frac{m^3}{\text{frente}} \times \frac{2 \text{ frentes}}{\text{guardia}} = 9.6 \text{ } m^3/\text{guardia}$$

- Producción día

$$\text{Pr. d } m^3 = \frac{9.6 \text{ } m^3}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} = 19.2 \text{ } m^3/\text{dia}$$

Aproximadamente el 80% del desmante quedara como relleno inmediato, solo extrayéndose el 20% a los botaderos.

- Total de desmante acumulado a los botaderos por día.

$$\text{TDA } m^3 = 19.2 \frac{m^3}{\text{dia}} \times 0.2 = 3.84 \text{ } m^3/\text{dia}$$

4.7.7.3 Capacidad Del Botadero

La capacidad de los botaderos está determinada por el área adecuada donde los demosten se puedan disponer. En el proyecto minero “DEL GIL” contara con 5 botaderos una para cada nivel de extracción.

Se tiene una secuencia de llenado de $3.84 \text{ m}^3/\text{día}$ que es el total de desmante que se apilara en los botaderos por día.



Tabla 31 — Capacidad de los botaderos

Echadero	Capacidad del botadero (m³)
Echadero Nv 0	150
Echadero Nv 1	225
Echadero Nv 2	200
Echadero Nv 3	350
Echadero Nv 4	110

4.7.7.4 Criterios De Secuencia De Llenado

La secuencia de llenado es una estrategia que indica la forma y el momento en que se deben ir llenando las diferentes zonas del botadero, de tal manera de minimizar el costo de transporte en el traslado de desmonte. Se realiza en conjunto con una evaluación económica del transporte.

- Primeramente, se determinará todo módulo factible de llenar, es decir, que cuenten con su cada nivel inferior ya lleno, física o naturalmente.
- Después de eso, en función del costo de transporte se hallara el módulo más económico a llenar.
- En criterios específicos para depositar del lastre, se encuentra la distancia más corta de transporte (o el tiempo de ciclo menor).

4.7.7.5 Factores A Considerar En La Operación

Los factores a considerar en botaderos son esencialmente medidas de optimización de cada operación unitaria enlazadas con la construcción del botadero y la seguridad. Estas serán monitoreadas por supervisores para así poder asegurar una eficiente y segura operación del botadero. Entre estos factores tenemos:

- Condiciones para la descarga.** - Se considerará: grietas en el piso, Talud del piso, asentamiento del piso, compactación del piso y otros factores geotécnicos.

b) Personal de equipo y/o de apoyo

Supervisor: Encargado de la supervisión de todos los factores involucrados con la correcta y segura realización de todo el proceso. Este puesto estará a cargo del personal con experiencia y con alto conocimiento de las condiciones y restricciones de operación de la mina (de acuerdo al procedimiento escrito de trabajo).

4.7.7.6 Lugar donde emplazar el botadero

La selección del vertedero debe basarse en estándares técnicos, económicos, ambientales y socioeconómicos. Los criterios específicos más importantes incluyen la distancia recorrida desde la finca hasta el vertedero. Esto afecta el costo total de la operación. La capacidad de almacenamiento requerida por la cantidad de residuos que se mueven. Cambios potenciales que pueden ocurrir en el entorno natural y limitaciones ecológicas existentes en el área de implementación.

Tomando en cuenta los criterios antes mencionados se realizó el diseño de los echaderos en los niveles y ubicaciones las cuales son presentadas en el siguiente cuadro:

Tabla 32 — Ubicación de los botaderos

Echadero	Coordenadas UTM (WGS 84)		Altitud (m.s.n.m)
	Este	Norte	
Echadero Nv 0	747552.168	8507143.28	1635.271
Echadero Nv 1	747510.243	8507114.31	1678.387
Echadero Nv 2	747442.471	8507071.64	1740.864
Echadero Nv 3	747423.821	8507019.99	1815.576
Echadero Nv 4	747303.431	8506999.27	1923.656

4.7.7.7 Estabilidad Física

De acuerdo al estudio geotécnico, el sitio de botadero presenta la



condición de estabilidad estática y sísmica adecuada para el diseño del botadero. En la verificación, se ha visto que el talud natural del sitio a ubicar los botaderos es considerado adecuado para la acumulación del desmonte. Para la designación del botadero se ha evaluado las condiciones geotécnicas del sitio (cimentaciones, presencia de grietas). Bajo estas condiciones, los factores de seguridad son adecuadas durante las etapas de operación y abandono.

Los criterios usados para el diseño se basan en la aplicación de técnicas de análisis y diseño de geoingeniería. Las pruebas y la experimentación para obtener información sobre el sitio y los materiales existentes se llevan a cabo de acuerdo con procedimientos estandarizados internacionalmente. Los criterios de diseño se basan en el uso de modelos, análisis y métodos de diseño que se actualizan constantemente con los resultados de proyectos similares.

Para poder verificar la seguridad del talud se considera el factor mínimo de seguridad FS de 1.5 en estado estático sin sismos. En el estado de pseudo-reposo, se considera una intensidad sísmica igual a 1/2 de la aceleración sísmica de diseño. La duración de la exposición sísmica es de 500 años. El valor mínimo del factor de seguridad para el estado pseudo-estático es $FS = 1,0$.

Cada criterio de estabilidad establecido asegura el correcto comportamiento del terraplén en cuanto a la resistencia del suelo y materiales involucrados, el grado de deformación del terraplén ante eventos sísmicos. La deformación incontrolada puede poner en peligro los elementos de cobertura, encapsulamiento o ecologización.

El análisis de estabilidad contempla un comportamiento en síntesis a través del uso de parámetros de resistencia efectivo de los suelos, materiales granulares y drenantes, que forman parte de los desmontes.

4.7.7.8 Estabilidad Química

En el proyecto minero “DEL GIL”, durante la extracción minera se vendrá evaluando la presencia de material rocoso que puede generar drenaje ácido para planificar su acomodo como material cobertor al final de vida del botadero. Se programará también que, al término de la operación del botadero, se instalará una cobertura de material estéril.

En cuanto a la estabilidad química de las aguas que drenen y que serán recolectadas hacia la poza de sedimentación en caso de tener PH ácido, se requiere medidas que neutralicen este recurso.

Una de estas medidas es la adición de suficientes capas de caliza dispuestas durante la conformación de los depósitos. La cal, hidróxido de sodio, así como la base con alto contenido de caliza permite tener mucha confianza en la tarea de neutralización del potencial de generación de ácido. Los detalles de la adición de esta caliza serán definidos al finalizar el programa de caracterización con el objeto de proveer información definitiva para predecir la calidad del drenaje.

4.7.8 Transporte de Mineral

El transporte del mineral extraído en el proyecto minero DEL GIL tendrá las siguientes etapas:

4.7.8.1 Acarreo De Interior Mina A Cancha De Mineral

Desde los frentes de explotación, hasta las plataformas de acopio temporal (cancha de mineral) ubicado en las proximidades de las bocaminas del nivel I y nivel III.

- **Acarreo a través del uso de carretilla en cada nivel de producción.**

Esta actividad consiste en sacar el mineral y/o desmonte de los frentes de trabajo como lo son las galerías, piques, cortadas y chimeneas llevando el material extraído hacia la tolva o winche de extracción ubicados en los niveles de avance, para luego ser llevados al nivel I o nivel III, a partir del cual se llevará el mineral en los carros mineros para poder depositarlo en la cancha de mineral.





Figura 40 — Acarreo con carretilla.

Extraído de, imágenes de internet

- **Acarreo haciendo uso de carritos mineros.**

Esta operación se aplicará para evacuar el mineral y desmonte desde los puntos de carga ubicada en los niveles I y III, mediante carros de volteo tipo balancín con capacidad de 950 kg/viaje. Hasta las canchas de mineral.



Figura 41 — vagón minero a utilizarse para el acarreo del mineral

Extraído de, imágenes de internet

4.7.8.2 Izaje Utilizando Sistema De Cable Carril Desde La Cancha De Mineral Hasta Punta Carretera

El mineral acopiado temporalmente en las canchas de mineral en las proximidades de las bocaminas del nivel I y nivel III, será transportado utilizando el sistema de cable carril hasta un primer punto ubicado en las coordenadas E: 747244, N: 8506634, Z: 2115 m.s.n.m., y desde este punto hasta un segundo punto en el lugar denominado LA CUCHILLA ubicado en las coordenadas E: 747142 N: 8506421 Z: 2196 m.s.n.m. donde será descargado directamente en la tolva de los volquetes de 4TM.

Tabla 33 — puntos proyectados para la instalación del sistema cable carril.

Puntos	Coordenadas	Distancia (m)	Descripción
1° Punto	E: 747256	58	Plataforma Principal
	N: 8506577		
	Z: 2109 m.s.n.m.		
2° Punto	E: 747244	236	plataforma de Campamentos
	N: 8506634		
	Z: 2115 m.s.n.m.		
3° Punto	E: 747142	236	Cuchilla Descanso
	N: 8506421		
	Z: 2196 m.s.n.m.		

4.7.8.3 Transporte Del Mineral Desde El Punto Denominado Cuchillas Hasta La Plataforma De Transbordo En El Borde De La Carretera Cusco – Abancay

El transporte del mineral desde la Cuchilla se realizara utilizando volquetes de 4 TM de capacidad desde, hasta un punto de transbordo ubicado al borde de la carretera Cusco – Abancay, desde donde el mineral será transportado en camiones o volquetes de 30 TM de capacidad hasta la concentradora más próxima que pueda procesar estos minerales.



4.7.9 Planeamiento de Minado

Los estudios realizados para la planificación minera ayudan a las empresas a evaluar diferentes alternativas de planificación minera con el fin de seleccionar las alternativas más viables que mejor se adapten a sus propósitos y definir las e implementarlas.

El proceso es cíclico ya que el programa de minería se actualiza constantemente para responder a los cambios en el negocio minero, aumentando así la rentabilidad y la productividad.

El plan de la mina se creó con base en información geológica y reservas minerales de vetas importantes. Hay tres tipos, según el tiempo, la duración o la duración de la planificación y se detallan a continuación.

4.7.9.1 Producción Estimada y Vida de la Mina

A. Producción En El Primer Año

La planificación de la explotación de los recursos ha sido estimada con una producción de 16.8 TM/día, planteando una ampliación en la explotación de los recursos después del primer semestre a 33.6 TM/día, este primer semestre servirá como evaluación de los recursos con los que cuenta el proyecto.

Entonces los primeros 6 meses se tendrá una producción de:

$$\bullet \quad \text{TM/mes} = \frac{16.8 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dia}}{\text{mes}} \times = 504 \text{ TM/mes}$$

$$\frac{\text{TM}}{\text{1er semestre}} = \frac{504 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{6 \text{ meses}}{\text{semestre}} = 3024 \text{ TM}$$

A partir del segundo semestre se estima una producción de 33.6 TM/DIA

$$\bullet \quad \text{TM/mes} = \frac{33.6 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dia}}{\text{mes}} = 1008 \text{ TM/mes}$$

$$\frac{\text{TM}}{\text{2do semestre}} = \frac{1008 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{6 \text{ meses}}{\text{semestre}} = 6048 \text{ TM}$$

Entonces se tiene una producción para el primer año de operación



$$\frac{TM}{año} = 3,024 TM + 6,048 TM = 9096 TM/año$$

B. Producción En El Segundo Año Y Resto De Los Años

Se mantiene una producción de 33.6 TM/día donde se estima la producción anual aproximada.

$$\frac{TM}{año} = \frac{1008 TM}{mes} \times \frac{12 meses}{año} = 12096 TM/año$$

C. Vida De La Mina

Tomando los datos estimados de reserva total que son 302141.035 TM y la producción anual se puede estimar la vida aproximada de la mina.

$$\text{Vida de mina} = \frac{302141.035 TM}{12096 TM/año} = 24.979 años$$

La vida de la mina es 24.979 equivalente a 25 años aproximados de explotación, esto es justificado porque la mina será convencional y por lo tanto su producción es baja. La vida estimada es variable porque pueden parar las operaciones en el proyecto por: averías de algunos equipos y mantenimiento de las mismas, cotización del mineral, accidentes que paralicen las actividades, y otros factores que puede hacer que el tiempo de vida de la mina sea mayor o sufra un cierre prematuro. En el caso contrario de que se amplíen los frentes de producción, la vida de la mina será menor, esta va en función a la producción de la mina.

4.7.9.2 Planeamiento De Minado A Corto Plazo

La planificación de corto plazo es para periodos mensuales, el que debo ser entendido como un proceso operativo, a través del cual la empresa entra en la etapa de explotación con un costo mínimo, para poder lograr los objetivos establecidos. Para poder realizar estos objetivos, un programa de producción detallado, el cual debe ser real



y certero debe ser realizado. El objetivo principal de una planificación en el corto plazo, es conseguir información de los antecedentes relacionado a tonelajes y calidad de mineral, para así poder programar y controlar cada plan de extracción, las características son.

a. Características de la Planificación a Corto Plazo

- Plan de operación.
- Muy dinámico.
- El nivel de seguridad debe ser alto (cerca del 100%).
- Programación y gestión de la producción.
- Los recursos disponibles son constantes. • Debe brindar información para la planificación a mediano y largo plazo.
- Implementar la política de la empresa.
- Aplicar la política establecida por la empresa.
- Conseguir los objetivos marcados.
- Planificar los ajustes necesarios.
- Proporciona una historia de fondo para la fase de rendición.



b. Ciclo de minado

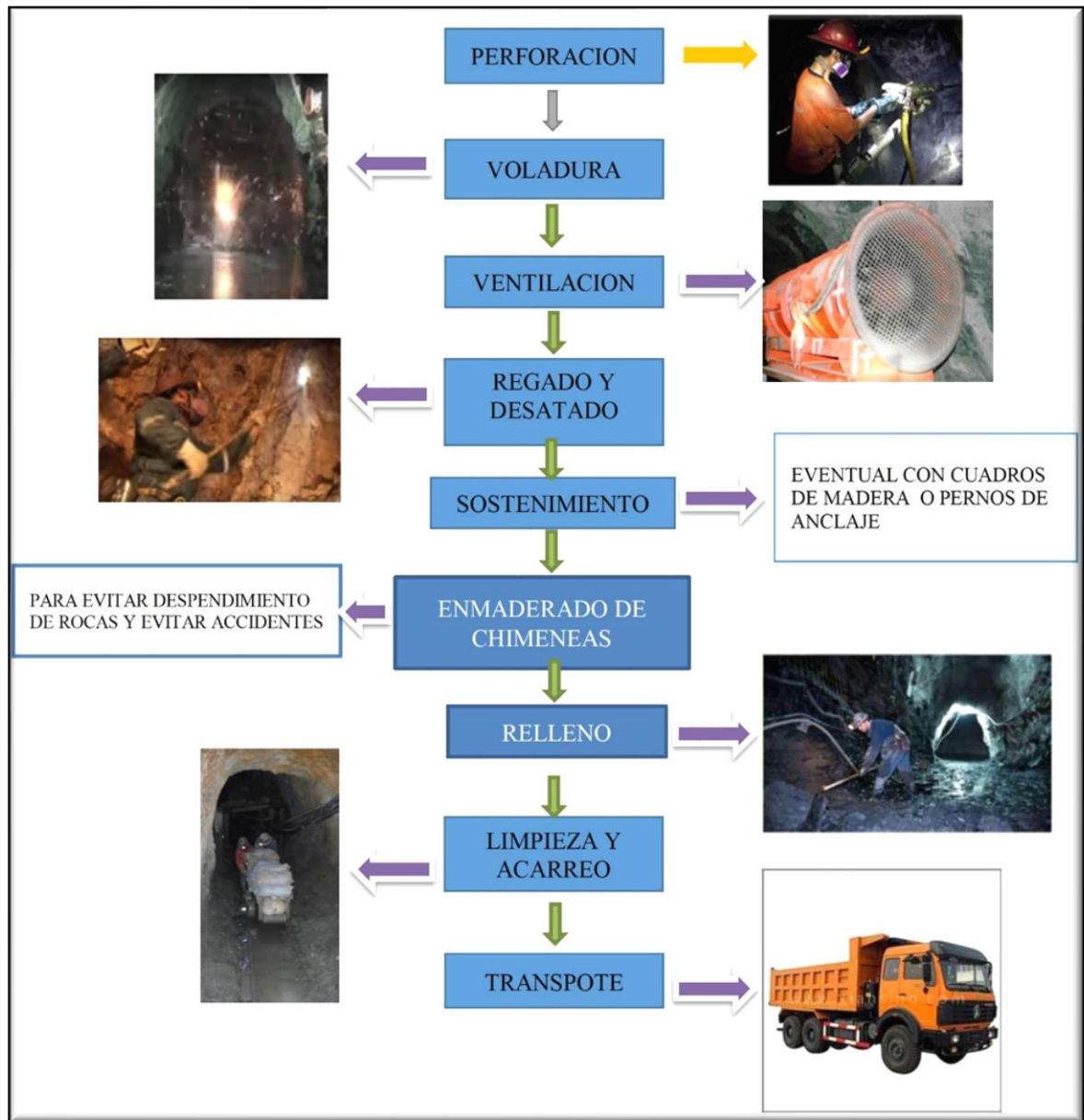


Figura 42 — Ciclo de minado de la unidad minera

4.7.9.3 Consideraciones y Trabajos a realizarse en la planificación a corto Plazo

El proyecto de mina “DEL GIL” tiene planeado explotar por tajeos con el corte y relleno ascendente convencional y su variante para lo cual se considera lo siguiente:

Operación

Como se indicó antes la veta es de tipo rosario por lo que su potencia varia constantemente, el tipo de explotación a aplicarse es el de corte y relleno ascendente, ya que este método es muy selectivo, nos permitirá generar menor dilución en el mineral, para poder extraer el mineral se generarán galerías, cortadas, chimeneas y subniveles, en el caso de que la veta sea angosta se utilizará el circado para poder hacer más selectivo el mineral, y en caso de que la veta se pierda todo el material volado servirá como relleno.

A. Trabajos De Perforación Y Voladura En Galerías

Conociendo los datos de perforación de galerías las que se detallan en el capítulo 5, se calcula el tiempo en promedio de cada perforación por frente.

Número de taladros promedio	: 20 tal
Longitud de cada taladro	: 1.7 m
Velocidad media de perforación	: 0.27 m / min

Cálculo de tiempos durante la guardia:

- Tiempo total perforación/taladro
 - $T_{Pt} = \frac{1.7 \text{ m / tal}}{0.27 \text{ m / min}} = 6.29 \text{ min / taladro}$
- Tiempo total perforación/frente (T_p/frente)

$$T_p/\text{frente} = \frac{6.29 \text{ min}}{\text{tal}} \times \frac{20 \text{ tal}}{\text{frente}} = 126 \text{ min / frente}$$

- Tiempo promedio de perforación por mes de una perforadora.

$$t_{pp}/\text{mes} = \frac{126 \text{ min}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 7560 \text{ min /}$$



- Voladuras o disparos por mes en un frente (D/mes).

$$D/mes = \frac{1 \text{ disp}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{días}} \times \frac{30 \text{ días}}{\text{mes}} = 60 \text{ disp. / Mes}$$

B. Trabajos De Perforación Y Voladura En Chimeneas

Conociendo los datos de perforación las cuales se detallan en el capítulo 5, se calcula el tiempo en promedio de cada perforación por frente

Número de taladros promedio : 12 tal

Longitud de cada taladro : 1.7 m

Velocidad media de perforación : 0.27 m / min

Cálculo de tiempos durante la guardia:

- Tiempo total perforación/taladro (Tp/tal)
 - $Tp/tal = \frac{1.2 \text{ m / tal}}{0.27 \text{ m / min}} = 4.44 \text{ min / taladro}$
- Tiempo total perforación/frente (Tp/frente)

$$Tp/frente = \frac{4.44 \text{ min}}{\text{tal}} \times \frac{12 \text{ tal}}{\text{frente}} = 53.33 \text{ min /}$$

Equivalente a 53 min

- Tiempo promedio de perforación por mes de una perforadora.

La longitud vertical de la chimenea es de 20 metros y la longitud de perforación de la chimenea es 1.2 metros como se muestra en la figura a continuación:



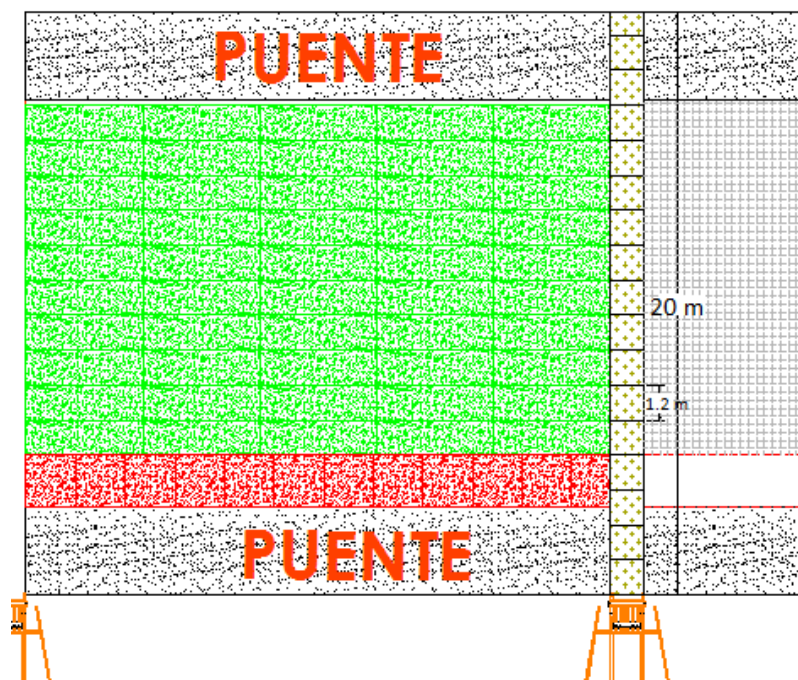


Figura 43 — Diseño de Perforación y voladura en chimenea

Donde se calcula en número de block de la chimenea.

$$\text{N}^\circ \text{ block en chimenea} = \frac{20 \text{ m}}{\frac{1.2 \text{ m}}{\text{block}}} = 16.67 \quad \text{Equivalente}$$

a 17 block

Hay 17 block de 1.2 metros x 1.2 metros, estos block deben terminar de ser preparados en 1 mes o hasta finalizar la explotación de los bloques de 20 x 20 metros

- Tiempo de perforación de la chimenea por mes (Tpch/mes)

$$\text{Tpch/mes} = \frac{17 \text{ block}}{\text{mes}} \times \frac{53 \text{ min}}{\text{block}} = 901 \text{ min / mes}$$

C. Trabajos De Perforación Y Voladura En Subniveles

Conociendo los datos de perforación las cuales se detallan en el capítulo 5, se calcula el tiempo promedio de perforación por frente

Número de taladros promedio	: 17 tal
Longitud de cada taladro	: 1.7 m
Velocidad media de perforación	: 0.27 m / min

Cálculo de tiempos durante la guardia:

- Tiempo total perforación/taladro (Tp/tal)



- $T_p/\text{tal} = \frac{1.7 \text{ m} / \text{tal}}{0.27 \text{ m} / \text{min}} = 6.29 \text{ min} / \text{taladro}$
- Tiempo total perforación/frente (T_p/frente)

$$T_p/\text{frente} = \frac{6.29 \text{ min}}{\text{tal}} \times \frac{17 \text{ tal}}{\text{frente}} = 106.93 \text{ min} / \text{frente} \text{ equivalente a } 107 \text{ min} /$$

- Tiempo promedio de perforación por mes de una perforadora.
- La longitud horizontal de la del subnivel es de 20 metros y la longitud de perforación de la chimenea es 1.7 metros tal como se muestra en la figura siguiente,

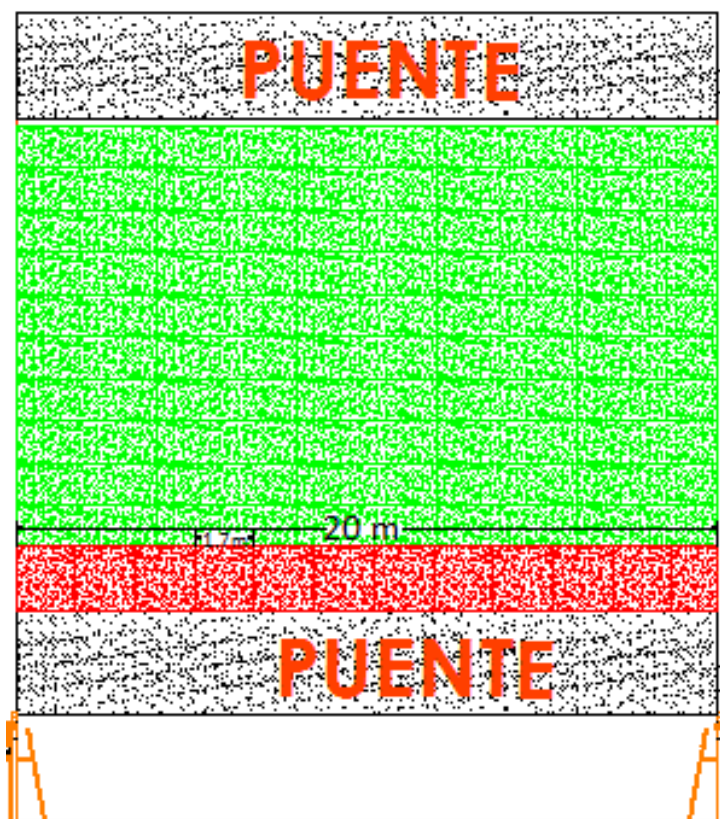


Figura 44 — Longitud del subnivel

Donde se calcula en número de block del subnivel.

$$\text{N}^\circ \text{ block en chimenea} = \frac{20 \text{ m}}{\frac{1.7 \text{ m}}{\text{block}}} = 11.76$$

Equivalente a 12 block

Se tienen diseñados 12 block de 1.7 metros por 1.8 metros. En toda la longitud del block de 20 metros, estos blocks deben de terminar de ser explotados en un mes aproximadamente.

Tiempo de perforación de los block de subniveles/mes ($T_{\text{sub/mes}}$)

$$T_{\text{sub/mes}} = \frac{12 \text{ block}}{\text{mes}} \times \frac{107 \text{ min}}{\text{block}} = 1284 \text{ min / mes}$$

D. Trabajos De Perforación Y Voladura En Tajeos

Conociendo los datos de perforación las cuales se detallan en el capítulo 5, se calcula el tiempo promedio de perforación por tajeo

Número de taladros promedio : 22 tal

Longitud de cada taladro : 1.7 m

Velocidad media de perforación : 0.27 m / min

Cálculo de tiempos durante la guardia:

- Tiempo total perforación/taladro ($T_{\text{p/tal}}$).

$$T_{\text{p/tal}} = \frac{1.7 \text{ m / tal}}{0.27 \text{ m / min}} = 6.29 \text{ min / taladro}$$

- Velocidad media de perforación (V_{mp})

$$V_{\text{mp}} = \frac{1.7 \text{ m}}{6.29 \text{ min}} = 0.27 \text{ m / min}$$

- Tiempo total perforación/frente $T_{\text{p/frente}}$

$$T_{\text{p/frente}} = \frac{6.29 \text{ min}}{\text{tal}} \times \frac{22 \text{ tal}}{\text{frente}} = 138 \text{ min / frente}$$

- Tiempo promedio de perforación por mes de una perforadora ($T_{\text{p/mes}}$).

$$T_{\text{p/mes}} = \frac{138 \text{ min}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 8302.8 \text{ min / mes}$$

- Voladuras o disparos por mes en un frente (D/mes)

$$D/\text{mes} = \frac{1 \text{ disp}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dias}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 60 \text{ disp. / Mes}$$

E. Trabajos De Ventilación

Se ventilara 30 minutos por cada voladura echa equivalente a 0.5 horas / guardia

- Tiempo de ventilación por frente ($T_{\text{v/frente}}$)

$$T_{\text{v/frente}} = \frac{0.5 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{frente}} = 1 \text{ horas / frente}$$



- Tiempo de ventilación por día (tv/d).
- $Tvd = \frac{1 \text{ hora}}{\text{frente}} \times \frac{2 \text{ frentes}}{\text{día}} = 2 \text{ horas / día}$
- Tiempo de ventilación por mes (tv/m).

$$Tvm = \frac{2 \text{ horas}}{\text{día}} \times \frac{30 \text{ días}}{\text{mes}} = 60 \text{ horas / mes}$$

F. Trabajos De Limpieza Y Carguío A Tolva Con Carretillas Bugí

Para los trabajos de limpieza y carguío se usarán lampas mineras y carretillas, estas carretillas llevaran la carga a la tolva de minerales, el total de material aproximado que tiene que llevar la carretilla es 8.4 TM.

La capacidad de carga de la carretilla es de 3 pies cúbicos equivalentes 0.126 TM de mineral, donde la eficiencia de carga de la carretilla es 70%, tiempo máximo en realizar esta actividad es de 5h, se tendrán 3 carretillas por frente, el tamaño del block es de 20 x 20 metros.

Entonces la carga real de la carretilla (Crc)

- $Crc = 0.126 \text{ TM} \times \frac{70}{100} = 0.0882 \text{ TM}.$

Cálculo de tiempos y número de viajes.

- Total de viajes por turno. (Tvt)
- $Tvt = \frac{8.4 \text{ TM}}{0.0882 \text{ TM / Viaje}} = 95 \text{ viajes}.$



Tabla 34 — Cálculo tiempo total de viaje (min)

Distancia (m)	Velocidad promedio de carretillas m/seg.		Tiempo de viaje con carga en min.	Tiempo de viaje sin carga en min.	Tiempo de cargado (min.)	tiempo de descarga (min)	tiempos muertos (min)	tiempo total por viaje (min)
	con carga	sin carga						
5	1.25	1.19	0.104	0.099	3	0.25	1.75	5.203
10	1.25	1.19	0.208	0.198	3	0.25	2	5.657
15	1.25	1.19	0.313	0.298	3	0.25	2.25	6.110
20	1.25	1.19	0.417	0.397	3	0.25	2.5	6.563

Tabla 35 — Cálculo acarreo de horas por mes

Distancia (m)	Número de viajes	Tiempo de viaje por tramo	Nº de carretillas por turno	Tiempo total de acarreo (horas/disp.)	horas de acarreo por día	horas de acarreo por mes
5	95	5.45	2	4.32	8.63	259.03
10	95	6.16	2	4.87	9.75	292.44
15	95	7.86	3	4.15	8.30	248.90
20	95	9.06	3	4.78	9.57	287.01

- Toneladas de material a cargar por las carretillas por día. (Tm/día)
- $Tm/día = \frac{8.4 TM}{guardia} \times \frac{2 guardias}{frente} \times \frac{2 frentes}{día} = 33.6 TM / día.$
- Toneladas a cargar por mes de las carretillas (Tm/mes).

$$Tm/mes = \frac{33.6 TM}{día} \times \frac{30 días}{mes} = 1008 TM / mes.$$

Consiste en el transporte de mineral que se volara del nivel 0 al nivel 1, este mineral trasportado será luego sacado a la plataforma de mineral que se ubicara

- Capacidad del balde de izaje, 200 kg = 0.2 TM
- Eficiencia de carguío, 0,90
- Tiempo carguío t1 = 2 min



- Tiempo de vaciado a la tolva de descarga, $t_2 = 1 \text{ min}$
- Tiempos muertos, $t_3 = 2 \text{ min}$
- Número de baldes por viaje, 1 balde
- Distancia de acarreo 50m
- Velocidad promedio del winche cargado. $V = 50 \text{ m/min}$
- Velocidad promedio del winche vacío. $V = 70 \text{ m/min}$

Entonces la carga real del balde (C.balde) es.

- $C. \text{ balde} = 0.2 \text{ TM} \times \frac{90}{100} = 0.18 \text{ TM.}$

Calculo número de viajes.

- Total de viajes por turno (Tvt).

El winche tendrá 2 baldes de cual se busca optimizar el número de viajes y el tiempo de transporte.

- $Tvt = \frac{8.4 \text{ TM}}{(1 \text{ balde/viaje}) \times (0.18 \frac{\text{TM}}{\text{balde}})} = 46.67$ Equivalente a 47

viajes/guardia

- Tiempo de viaje con carga (t_4).

- $t_4 = \frac{50\text{m}}{(50\text{m/min})} = 1 \text{ min.}$

- Tiempo de viaje sin carga (t_5).

- $t_5 = \frac{50\text{m}}{(70\text{m/min})} = 0.71 \text{ min}$ equivalente 1 min

- Tiempo de trabajo del winche por guardia (Ttw/guardia).

- Tiempo total de ciclo = $t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 = 7 \text{ min}$

$$Ttw/guardia = \frac{8.4 \frac{\text{TM}}{\text{guardia}} \times 7 \text{ min}}{1 \text{ balde} \times (0.18 \frac{\text{TM}}{\text{balde}}) \times (60 \frac{\text{min}}{\text{hora}})} = 5.44 \text{ horas/guardia}$$

Equivalente a 5.5 horas/ guardia

- Tiempo de trabajo del winche al mes (Ttw/mes)

$$Ttw/mes = \frac{5.44 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{Dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} \times = 326 \text{ horas/mes}$$

- Total de material transportado por día (Ttrans/dia)

- $Ttrans/dia = \frac{0.18 \text{ TM}}{\text{balde}} \times \frac{1 \text{ baldes}}{\text{viaje}} \times \frac{47 \text{ viajes}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} = 16.8$

TM/DIA

- Total de material transportado por mes (Ttrans/mes)

$$T_{\text{trans/mes}} = \frac{16.8 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 504 \text{ TM / mes}$$

H. Trabajos De Acarreo Con Carro Minero Z 20

Esta establecido por una disposición necesaria para desplazar los materiales mineros desde el punto de carga de mineral hasta su destino final en la cancha de mineral. Las funciones que debe realizar el transporte son las siguientes.

- Mover el mineral que se encuentra en la tolva de mineral, que es lo que en la mina se explota.
- Trasladar el material estéril producido como resultado de la explotación del yacimiento.
- Trasladar el material necesario generar las labores mineras: madera, cuadros, etc

Se tienen los siguientes datos para el trabajo de acarreo de mineral, para lo cual en la tolva se tendrá 8.4 TM de mineral.

Vagón minero con las dimensiones interiores siguientes:

Ancho = 0,70 m Altura = 1.20 m Longitud = 1,35 m

- Capacidad del carro minero, 1TM
- Eficiencia de carguío, 0,85
- Tiempo carguío – descarga de la tolva, $t_1 = 1 \text{ min}$
- Tiempo cambio de carro lleno por vacío, $t_2 = 2 \text{ min}$
- Tiempo transporte y vaciado, $t_3 = 12 \text{ min}$
- Tiempo de retorno sin carga. $t_4 = 10 \text{ min}$
- Número de carros, 2 carros
- Distancia de acarreo 155m

Entonces la carga real del carro (Cr. carro) es.

- $\text{Cr. carro} = 1 \text{ TM} \times \frac{85}{100} = 0.85 \text{ TM.}$

Calculo número de viajes.

- Total de viajes por turno (T_v/t).



$$Tv/t = \frac{8.4TM}{0.85 TM / Viaje} = 9.88 \quad \text{Equivalente a 10 viajes}$$

- Total de viajes por carro (Tv/c)

$$Tv/c = \frac{10 \text{ viajes}}{2 \text{ carros}} = 5 \text{ viajes/carro}$$

- Tiempo de trabajo de los dos carros por guardia (Ttcarr/guardia)

$$\text{Tiempo total de ciclo} = t1+t2+t3+t4 = 25\text{min}$$

$$tcg = \frac{10 \text{ viajes}}{2 \text{ carros}} = 5 \text{ viajes/carro}$$

$$Ttcarr/guardia = \frac{8.4 \frac{TM}{guardia} \times 25 \text{ min}}{(2 \text{ carros} \times 0.85 TM/carro) \times (60 \frac{\text{min}}{\text{hora}})} = 2 \text{ horas/ guardia}$$

- Tiempo de trabajo de los dos carros por mes (Ttcarr/mes)

$$Ttcarr/mes = \frac{2 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{Dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 120 \text{ horas/mes}$$

- Total de material transportado por día (Tmt/día)

$$Tmt/día = \frac{0.85 TM}{\text{carro}} \times \frac{2 \text{ carros}}{\text{viaje}} \times \frac{5 \text{ viajes}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} = 16.8$$

TM/DIA

- Total de material transportado por mes (Tmt/mes)

$$Tmt/mes = \frac{16.8 TM}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 504 TM / \text{mes}$$

I. Trabajos De Acarreo Externo Con Cable Carril

Consiste en el transporte de la tolva ubicada en la cacha de mineral que se encontrarán en las plataformas del nivel 1 y nivel 3, hacia la tolva de carga que se encontrara en la parte de la cuchilla, donde los camiones serán cargados con el mineral para transportarlos hasta la ciudad de curahuasi

- Capacidad del balde del cable carril, $500 \text{ kg} = 0.5 \text{ TM}$
- Eficiencia de carguío, $0,90$
- Tiempo carguío $t1 = 1 \text{ min}$
- Tiempo de vaciado a la tolva de descarga, $t2 = 1 \text{ min}$
- Tiempos muertos, $t3 = 2 \text{ min}$

- Número de baldes por viaje, 2 balde
- Distancia de acarreo 850m
- Velocidad promedio del cable carril cargado. $V = 50\text{m/min}$
- Velocidad promedio del cable carril vacío. $V = 70\text{m/min}$

Entonces la carga real del balde es (Cr. balde).

- $\text{Cr. balde} = 0.5 \text{ TM} \times \frac{90}{100} = 0.45 \text{ TM.}$

Calculo número de viajes.

- Total de viajes por turno (Tvt).

El cable carril tendrá 2 baldes de cual se busca optimizar el número de viajes y el tiempo de transporte.

- $\text{Tvt} = \frac{8.4\text{TM}}{(2 \text{ baldes/viaje}) \times (0.45 \frac{\text{TM}}{\text{balde}})} = 9.33$ Equivalente a 9 viajes

- Tiempo de viaje con carga (t4).

- $t4 = \frac{850\text{m}}{(50\text{m/min})} = 17 \text{ min.}$

- Tiempo de trabajo del cable carril por guardia (Tt.cbl/guardia).

Tiempo total de ciclo = $t1+t2+t3+t4 = 21\text{min}$

$$\text{Tt. cbl/guardia} = \frac{8.4 \frac{\text{TM}}{\text{guardia}} \times 21 \text{ min}}{2 \text{ baldes} \times (0.45 \frac{\text{TM}}{\text{balde}}) \times (60 \frac{\text{min}}{\text{hora}})} = 2.1 \text{ horas/guardia}$$

- Tiempo de trabajo del cable carril al mes (Ttcbl/mes)

$$\text{Ttcbl/mes} = \frac{2.1 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{Dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} \times = 126 \text{ horas/mes}$$

- Total de material transportado por día (Tmt/dia)

$$\text{Tmt/dia} = \frac{0.45 \text{ TM}}{\text{balde}} \times \frac{2 \text{ baldes}}{\text{viaje}} \times \frac{9 \text{ viajes}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{dia}} = 16.8$$

TM/DIA

- Total de material transportado por mes (tmt/mes)

$$\text{tmt/mes} = \frac{16.8 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ dias}}{\text{mes}} = 504 \text{ TM}$$

J. Trabajos De Transporte Con Mini Camiones



Consiste en el transporte de mineral con mini camiones, el camión será cargado en la zona denominada la cuchilla y el punto de descarga será en punta carretera.

- Capacidad de carga del camión 10 TM
- Eficiencia de carguío 0,85
- Tiempo carguío $t_1 = 4 \text{ min}$
- Tiempo de descara, $t_2 = 2 \text{ min}$
- Tiempos muertos, $t_3 = 8 \text{ min}$
- Número camines por viaje, 1 camión
- Distancia de acarreo 13 km
- Velocidad promedio del camión cargado. $V = 25 \text{ km/h}$
- Velocidad promedio del camión vacío. $V = 30 \text{ km/h}$

Entonces la carga real del camión (Cr. camión)

- $\text{Cr. camion} = 10 \text{ TM} \times \frac{85}{100} = 8.5 \text{ TM.}$

Calculo número de viajes.

- Total de viajes por turno. (Tvt)

$$\text{Tvt} = \frac{8.4 \text{ TM}}{8.5 \text{ TM/VIAJE}} = 0.988 \quad \text{Equivalente a 1 viaje}$$

La capacidad del camión el aproximadamente la producción del frente por una guardia, por lo tanto hará un viaje por guardia.

- Tiempo de viaje con carga (t_4).

$$t_4 = \frac{13 \text{ km}}{25 \frac{\text{km}}{\text{hora}}} = 0.52 \text{ horas equivalente a 31.2 minutos.}$$

- Tiempo de viaje sin carga (t_5).

$$t_5 = \frac{13 \text{ km}}{30 \frac{\text{km}}{\text{hora}}} = 0.43 \text{ horas equivalente a 26 minutos.}$$

- Tiempo de trabajo del camión por guardia (Ttcam/guardia).

$$\text{Ttcam/guardia} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 = 71.2 \text{ min/guardia igual a 1.187 horas}$$

El tiempo de trabajo por guardia del camión es 1 hora con 11 minutos aproximadamente

- Tiempo de trabajo del camión día (Ttcam/día).



$$T_{\text{cam}}/\text{dia} = \frac{1.187 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{Día}} \times = 2.374 \text{ horas/día}$$

- Tiempo de trabajo del camión al mes ($T_{\text{cam}}/\text{mes}$).

$$T_{\text{cam}}/\text{mes} = \frac{1.187 \text{ horas}}{\text{guardia}} \times \frac{2 \text{ guardias}}{\text{Día}} \times \frac{30 \text{ días}}{\text{mes}} \times = 71.22 \text{ horas/mes}$$

- Total de material transportado por día (T_{mt}/dia)

$$T_{\text{mt}}/\text{dia} = \frac{8.4 \text{ TM}}{\text{viaje}} \times \frac{2 \text{ viajes}}{\text{dia}} = 16.8 \text{ TM/DIA}$$

- Total de material transportado por mes (T_{mt}/mes)

$$T_{\text{mt}}/\text{mes} = \frac{16.8 \text{ TM}}{\text{dia}} \times \frac{30 \text{ días}}{\text{mes}} = 504 \text{ TM / mes}$$

4.7.9.4 Modelo De Bloques A Corto Plazo

Se planea explotar 1 block por guardia, 2 block por día, 60 block por mes, donde cada block tiene dimensiones aproximadamente de (4 x 1.7 x 0.50) m, donde el diseño de block a corto plazo es de la siguiente forma.

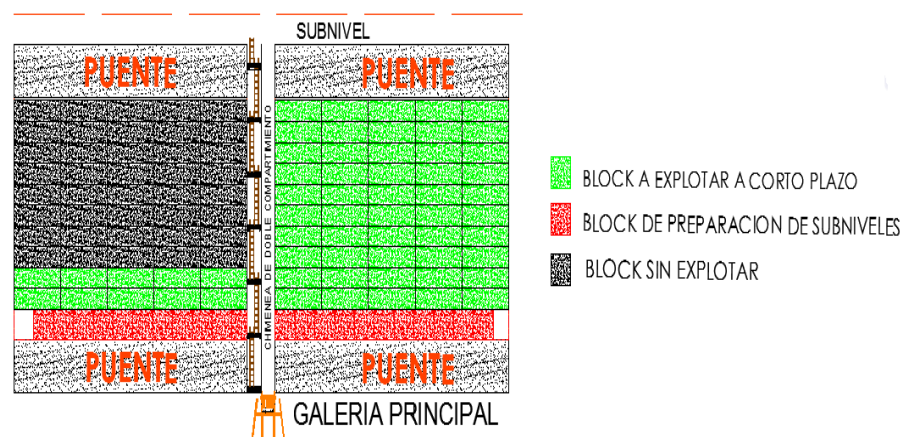


Figura 45 — Modelo de block a corto plazo

4.7.9.5 Planeamiento de Minado en el Mediano Plazo

Se realizan en tiempos anuales de producción proyectada, necesariamente se debe incorporar mayor detalle para establecer de qué forma avanzará la secuencia, para realizar los cálculos para el plan de minado en el mediano plazo se tendrán que recoger los resultados del planeamiento del corto plazo.



- A. Trabajos De Perforación Y Voladura Por Año
- Voladuras o disparos por mes en un frente (D/año).
- Se realizan 60 disp. / Mes

$$D/año = \frac{60 \text{ disp}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 720 \text{ disp. / Año}$$

- Trabajos de ventilación por año (Tv/año)

Se ventilarán 60 horas al mes aproximadamente.

$$Tv/año = \frac{60 \text{ horas}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 720 \text{ horas / año}$$

- C. Trabajos De Limpieza Y Carguío A Tolva Con Carretillas Bugí.

Tabla 36 — horas de acarreo por año

Distancia (m)	horas de acarreo por mes	horas de acarreo por año
5	259.03	3108.36
10	292.44	3509.28
15	248.9	2986.8
20	287.01	3444.12

- Toneladas a cargar por año de las carretillas (TM/año).

$$TM/año = \frac{1008 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 12096 \text{ TM / año.}$$

D. Trabajos De Izaje Del Nivel 0 Al Nivel 1

- Tiempo de trabajo del winche al año (Ttw/año)

$$Ttw/año = \frac{326 \text{ horas}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} \times = 3912 \text{ horas/año}$$

- Total de material transportado por año (Tmt/año)

$$Tmt/año = \frac{504 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ mese}}{\text{año}} = 6048 \text{ TM / año}$$

E. Trabajos De Acarreo Con Carro Minero Z 20

- Tiempo de trabajo de los dos carros por año (Ttcarr/año)



$$T_{tcarr/año} = \frac{120 \text{ horas}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{guardia}} = 1440 \text{ horas/año}$$

- Total de material transportado por año (Tmt/año)

$$T_{mt/año} = \frac{504 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 6048 \text{ TM / año}$$

F. Trabajos De Acarreo Externo Con Cable Carril.

- Tiempo de trabajo del cable carril al año (Tt.cbl/año)
- $t_{cg} = \frac{126 \text{ horas}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ mese}}{\text{año}} = 1512 \text{ horas/año}$
- Total de material transportado por año (Tmt/año)

$$T_{mt/año} = \frac{504 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = 6048 \text{ TM / año}$$

G. Trabajos De Transporte Con Mini Camiones.

- Tiempo de trabajo del camión al mes (Ttc/mes).
- $t_{cg} = \frac{71.22 \text{ horas}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ mese}}{\text{año}} = 854.64 \text{ horas/año}$
- Total de material transportado por año (tmt/año)

$$t_{mt/año} = \frac{504 \text{ TM}}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ mese}}{\text{año}} = 6048 \text{ TM / año}$$

4.7.9.6 Modelo De Bloques A Mediano Plazo.

Como se extrae aproximadamente 1 block de 20 por 20 metros al mes, el modelo de blocks a mediano plazo queda de la siguiente forma.

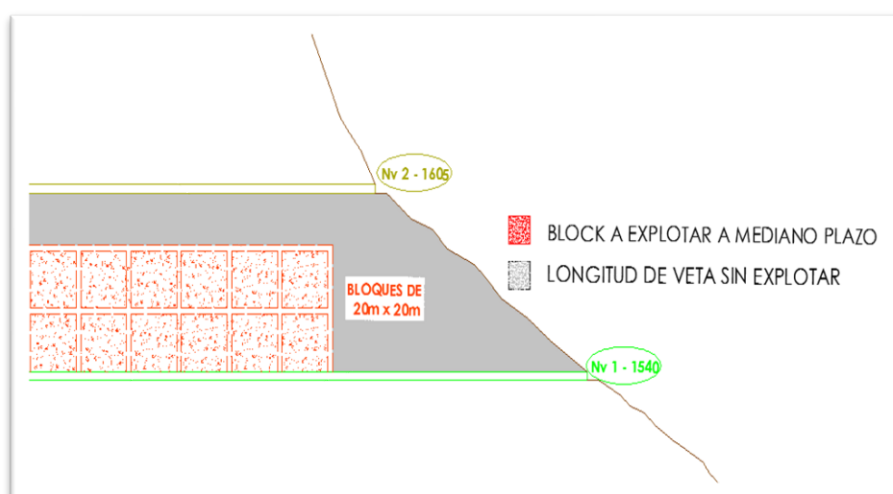


Figura 46 — Modelo de block a mediano plazo



4.7.9.7 Planeamiento De Minado A Largo Plazo

Se realizan en periodos de 5 a 10 años o durante la vida de la mina, consiste en efectuar la programación de la capacidad de la mina en el periodo de vida estimada, tomando en consideración las reservas y diseños de los tajeos del método corte y relleno ascendente y sus variantes, la capacidad de extracción y beneficio, periodos de tiempo y restricciones o variaciones bajo las cuales se desee efectuar la programación.

A. Trabajos De Perforación Y Voladura Durante La Vida Del Proyecto

- Voladuras o disparos durante la vida del proyecto. (D/vida proy)
Se realizan 720 disp. / Año

$$D/vida\ proy = \frac{720\ disp}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 18000\ disp. / Vida\ proy.$$

B. Trabajos De Ventilación. (Tv/ Vida Proy.)

Se ventilarán 720 horas/año aproximadamente.

$$Tv/ vida\ proy. = \frac{720\ horas}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 18000\ horas / vida$$

C. Trabajos De Limpieza Y Carguío A Tolva Con Carretillas Bugí.

Tabla 37 — horas de acarreo por año

Distancia (m)	horas de acarreo por mes	horas de acarreo por año
5	259.03	3108.36
10	292.44	3509.28
15	248.9	2986.8
20	287.01	3444.12

- Toneladas a cargar por mes de las carretillas. (TM/vida proy.)

$$TM/vida\ proy = \frac{12096\ TM}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 302400\ TM / vida$$

D. Trabajos De Izaje Del Nivel 0 Al Nivel 1



- Tiempo de trabajo del winche durante la vida del proyecto (Ttw/vida proy.)

- $tTtw/vida\ proy = \frac{3912\ horas}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} \times = 97800\ horas/vida\ proy.$

- Total de material transportado durante la vida del proyecto (Tmt/

$$Tmt/ vida\ proy = \frac{6048\ TM}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 151200\ TM / vida$$

E. Trabajos De Acarreo Con Carro Minero Z 20

- Tiempo de trabajo de los dos carros durante la vida de la mina (Ttcarr/ vida proy.)

- $Ttcarr/ vida\ proy = \frac{1440\ horas}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 36000\ horas/vida\ proy.$

- Total de material transportado durante la vida del proyecto (Tmt/vida proy.)

$$Tmt/vida\ proy.) = \frac{6048\ TM}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 151200\ TM / vida$$

F. Trabajos De Acarreo Externo Con Cable Carril.

- Tiempo de trabajo del cable carril al vida proy. (Ttcbl/vida proy.)

$$Ttcbl/vida\ proy = \frac{1512\ horas}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 37800\ horas/vida\ proy.$$

- Total de material transportado por vida proy (Tmt/vida proy.)

$$tcg = \frac{6048\ TM}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 251200\ TM / vida$$

G. Trabajos De Transporte Con Mini Camiones.

- Tiempo de trabajo del camión durante la vida proyecto (Ttc/vida proy.).

$$Ttc/vida\ proy = \frac{854.64\ horas}{año} \times \frac{25\ años}{vida\ proy.} = 21366\ horas/vida\ proy.$$



- Total de material transportado vida del proyecto (Tmt/vida proy.)

$$\text{Tmt/vida proy} = \frac{6048 \text{ TM}}{\text{año}} \times \frac{25 \text{ años}}{\text{vida proy.}} = 251200 \text{ TM} /$$

4.7.9.8 Modelo De Bloques A Largo Plazo.

Durante el tiempo de vida de la mina se llegará a extraer todos los blocks, el diseño de los blocks es de acuerdo a las reservas probadas de la mina, de manera que la disposición de estos se realizara y modificara constantemente a lo largo del tiempo de vida de la mina.

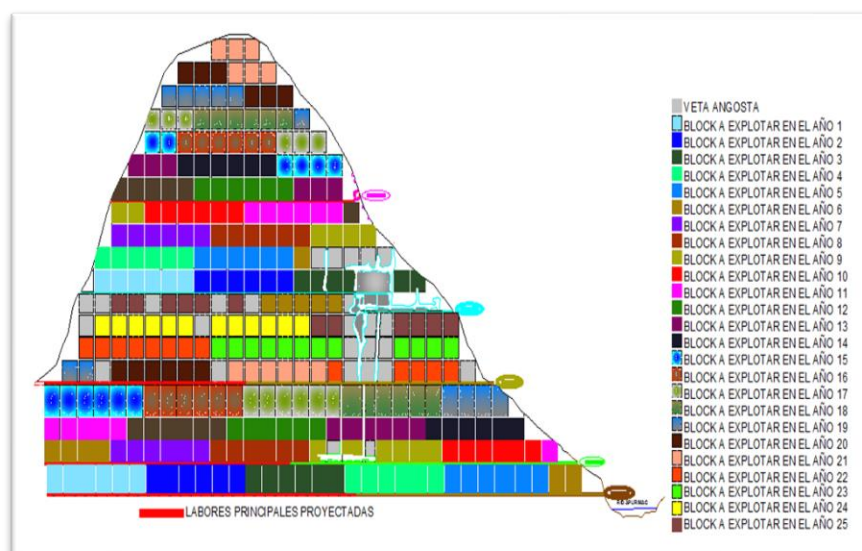


Figura 47 — Modelo de block a largo plazo

4.7.10 Seguridad Y Salud Ocupacional

La estrategia de salud y seguridad tienen como objetivo proporcionar a los trabajadores un entorno seguro y saludable, minimizar la pérdida de personas, propiedades, medio ambiente y trabajo, y cumplir con los límites de exposición al ruido en el lugar de trabajo de acuerdo a NIOSH (Instituto Nacional de Salud y Seguridad Ocupacional) y cada regulación establecida en el Reglamento de Seguridad y salud ocupacional aprobado por D.S. N° 055-2010-EM.

En estas obligaciones principales que el titular deberá cumplir, mencionaremos, las siguientes:

- Promover y mantener los más altos niveles de salud física y mental de los trabajadores.

- Proteger a los trabajadores del riesgo de efectos adversos como consecuencia de su trabajo.
- Disponer y mantener a los trabajadores en forma adecuada y de acuerdo con sus capacidades físicas y mentales.
- Evitar problemas de salud relacionados con el trabajo.

El Plan de Seguridad y Salud Ocupacional, deberá incluir el desarrollo y control de los temas siguientes:

- Requisitos de seguridad
- Sistemas mecánicos
- Combustibles
- Sustancias peligrosas
- Sustancias físicas, químicas y biológicas
- Dispositivos auxiliares
- Prevención de accidentes laborales
- Salud y bienestar en el trabajo,
- Recursos humanos Formación etc.

4.7.10.1 Reglamento Interno

- Dar prioridad a la promoción de la seguridad, protección de la salud y del ambiente.
- Priorizar la promoción de la seguridad, la salud y la protección del medio ambiente.
- Cumplir con cada ley, reglamento y norma aplicable relacionada con la salud, la seguridad y el medio ambiente en el trabajo.
- Desarrollar, implementar y mantener prácticas y procedimientos de trabajo seguros y capacitar a los trabajadores sobre ellos.
- Que todos los trabajadores, dentro de su control, mantengan condiciones de trabajo seguras y saludables, cumplan con todos los reglamentos y prácticas de seguridad, salud, seguridad y medio ambiente para un desempeño eficiente.

Para esto tienen que cumplir con lo siguiente:



A. Seguridad

- Acatar toda indicación del personal.
- Siempre llevar consigo sus documentos personales.
- El ingreso de personal no autorizado al área de operaciones u otra área restringida está prohibido.

B. Orden y Limpieza

- Mantener los accesos libres de retazos, materiales sueltos y desperdicios.
- Tener el área cercana al tajo y otros ambientes libre de mangueras, sogas, alambres y todo lo que pudiera enredarse en los pies y ocasionar caídas.
- En el trabajo, se mantendrán las áreas correctamente delimitadas o se tendrán contenedores especiales para desperdicios, para su diaria disposición.
- No se almacenarán materiales de que puedan representar peligro de caídas, choques, resbalones, o tropezones.
- Toda grada mayor de cuatro peldaños será protegida con barandas en todo el lado abierto y las cerradas, deberán contar con un pasamano al lado derecho.

C. Herramientas, Maquinaria y Equipos

Las herramientas y equipos deberán estar almacenadas en áreas adecuadas.

- Las barandas, cabinas, pasillos y guardas de los equipos deberán estar libres de grasas, aceites y cosas innecesarias.

D. Accesos

- No deberá haber riesgo de resbalones en la entrada y no hay obstáculos que dificulten la evacuación rápida en caso de emergencia.
- El área de evacuación debe estar señalizada y equipada con un extintor de incendios en caso de emergencia.
- En todos los apartados se adjuntan avisos de peligro en un lugar claramente visible que hace referencia al área de la aplicación.



E. Protección Personal

Ningún personal transitará en las instalaciones del proyecto sin usar el equipo de seguridad adecuado, como se detalla a continuación:

Cascos

- Es de uso obligatorio el casco en el área de operaciones, mantenerlos limpios.
- las siguientes recomendaciones respecto al uso del casco deberán seguirse:
 - Se reemplazarán las partes que muestren desgaste o daño, que en general afecten la funcionalidad del casco.
 - Se reemplazarán las partes desgastadas o dañadas que generalmente afectan la función del casco.
 - El casco se sustituirá en caso de impacto importante.
 - El casco está ajustado para mantenerse dentro del nivel adecuado de comodidad.
 - Ninguno de sus componentes deberá ser modificado.
 - Utilice únicamente agua y jabón para la limpieza.

Protectores de la Vista (Lentes)

- Es imperativo el uso de gafas de seguridad para la protección de los ojos en el área de operación.
- Las gafas de seguridad deben cubrir la vista de una manera que minimice la posibilidad de intrusión de materias extrañas.
- Es responsabilidad de todos los trabajadores usar adecuadamente los lentes de seguridad, mantenerlos en buen estado y mantenerlos limpios.

Mascarillas

- Los trabajadores deberán usar mascarillas que los protegerán de partículas en suspensión.



Zapatos de seguridad

- Todos los trabajadores deben usar zapatos de acero para proteger los pies en el área de trabajo.
- La suela es de goma y no debe ser conductora. Necesitan proporcionar suficiente tracción.
- Es responsabilidad de todos los trabajadores utilizar correctamente los zapatos de seguridad y mantenerlos en buen estado y limpios.

Higiene Personal

- Los sobrantes de alimentos u otros se dispondrán en basureros con tapa.
- Los trabajadores deberán usar los servicios higiénicos debidamente establecidos (letrinas).
- Se instalarán pilones de agua para el aseo del personal.

Sobre Consumo de Alcohol y Drogas

- Queda prohibida la venta y/o consumo de bebidas alcohólicas o drogas dentro de las instalaciones del proyecto.
- Los empleados están sujetos a una prueba de consumo de alcohol según sea necesario.

Sobre Uso de Armas

- Solo los guardias internos pueden usar y portar armas en el Teatro de Operaciones.
- Los trabajadores no pueden traer armas al trabajo sin el permiso del administrador. Si viola esta regla, será despedido.

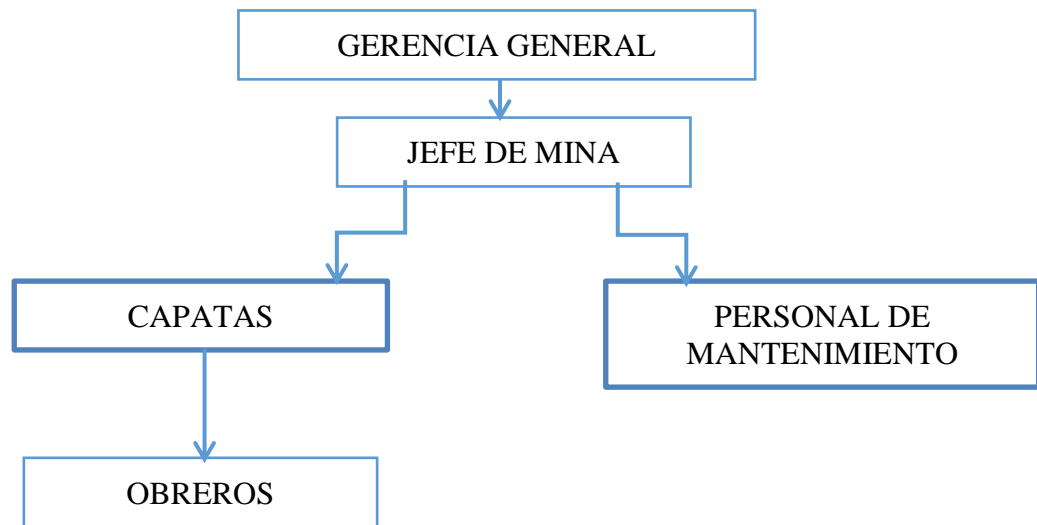
Los trabajadores que utilicen o amenacen con utilizar herramientas, navajas u otros objetos como armas serán despedidos de inmediato.

Políticas Disciplinarias

- Una conducta segura deberá ser mantenido.
- Se reportará al supervisor acerca de una violación a las normas de seguridad.



4.7.10.2 Organigrama



4.7.10.3 Manual De Organización Y Funciones

A. GERENCIA GENERAL

- Liderar el proceso de planificación estratégica de la organización, identificar los factores clave de éxito y establecer objetivos y metas específicos para la organización.
- Desarrollar una estrategia general para alcanzar las metas y objetivos propuestos.
- A través de sus subordinados, implemente objetivos, metas y estrategias, y desarrolle planes de acción a corto, mediano y largo plazo.
- Minimizar la inversión en tiempo, dinero y materiales, es decir, optimizar los recursos disponibles para crear un ambiente donde las personas puedan alcanzar las metas del grupo.
- Implementar una estructura de gobierno que incluya los elementos necesarios para desarrollar un plan de acción.
- Preparar descripciones de puestos y objetivos individuales para cada área funcional a cargo del gerente.
- Definir las necesidades de personal de acuerdo con los objetivos y planes de su empresa.
- Seleccionar personas con talento y desarrollar programas de formación para mejorar sus habilidades.

- Liberar un liderazgo dinámico para ser operativo y ejecutar los planes y estrategias establecidos.
- Desarrollar un ambiente de trabajo que motive activamente a los individuos y grupos organizacionales.
- Medición continua de la ejecución y comparación de los resultados reales contra los planes y criterios de ejecución (auto seguimiento y control).

B. JEFE DE MINA

- Asegurar que la guardia haya alcanzado sus metas y objetivos operativos.
- Planificar, dirigir y coordinar su rutina de distribución de guardia.
- Coordinar y evaluar el trabajo de empresas profesionales como: B. Un proveedor de servicios técnicos o de asesoramiento y apoyo.
- Coordinar comportamientos y conductas para prevenir y corregir condiciones peligrosas de trabajo.
- Promover la prevención y gestión ambiental.
- Informar los hallazgos y la seguridad, el progreso a su gerente.
- Crear un plan de minería a corto plazo que sea consistente con el plan a largo plazo para la mina.
- Preparar y administrar el presupuesto de su departamento.
- Estimar la inversión requerida para adquirir los equipos necesarios para las operaciones productivas.
- Cumplir con la planificación de la producción al menor costo y optimizar el uso de recursos para este fin..

En caso del “proyecto minero “DEL GIL”” se trata de una mina pequeña (convencional), donde el jefe de mina también se encargará de la parte de seguridad.

- Hacer cumplir las normas de salud, seguridad y medio ambiente en el proyecto minero. Hacer visitas e inspecciones



de continuamente a las operaciones para constatar el cumplimiento de las normas de Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente (SSOMA) en las operaciones mineras.

- Coordinar programas de seguridad; Programa de Intervención de actos y condiciones inseguras/ seguras, Programa de Seguridad basada en el Comportamiento, etc.
- Establecer y promover el uso de controles operativos como: IPERC, PTAR, PETS, OPT, CHECKLIST, etc.
- Inspeccionar las instalaciones, puestos de trabajo, equipos, materiales, métodos y procesos.
- Seguir y orientar a los empleados en temas SSOMA (Análisis y valoración de riesgos, políticas, correcto uso de los equipos de protección personal, etc.)
- Inspeccionar continuamente las operaciones para verificar el cumplimiento de las normas de SSOMA en las operaciones minera.
- Familiarizar a través de seminarios y/o entrenamientos teóricos/prácticos a los empleados con relación a las normas de seguridad en materia de prevención de accidentes, procedimiento de trabajo.
- Asistir en auditorias, Inspecciones y fiscalizaciones externas. Clientes y otros organismos en materia de SSOMA.
- Elaborar, actualizar y realizar el seguimiento para el cumplimiento a la matriz de entrenamiento, identificando las necesidades de entrenamiento del personal, haciendo cumplir las actividades, plazos, etc.

C. CAPATAZ

- El capataz será uno de los obreros el cual se encargue del cumplimiento efectivo de los trabajos realizados en guardia.
- Informará al jefe de mina sobre cualquier tipo de irregularidad, fallas en la herramientas o equipos de trabajo, accesorios de seguridad, producción, etc.

D. PERSONAL DE MANTENIMIENTO

- El personal de mantenimiento tiene a su cargo el mantenimiento de todos los bienes en la operación minera.
- El personal de mantenimiento no realizara trabajos que no estén contemplados dentro del contrato entre ambas partes.
- Mantener y velar por el buen funcionamiento de los equipos de operación minera.
- Informar sobre cualquier desperfecto que ocurra en las instalaciones o equipo de operación mina.
- Realizar el inventario de los manuales de la maquinaria (manual de partes, mantenimiento, operación y de servicio). Hacer pedido y seguimiento.
- La codificación correcta, de la ubicación, estado y operatividad de los equipos en campo.
- Aplicar los procedimientos de operación respectiva.
- Hacer el inventario de repuestos, herramientas y accesorios.
- Ser partícipe y colaborador en la programación del mantenimiento preventivo y correctivo de los vehículos, equipos, herramientas.

E. OBREROS

Su función principal en la operación minera es llevar a cabo las tareas encomendadas por su jefe superior, teniendo en consideración las obligaciones contenidas en el artículo 44 del reglamento de seguridad y salud ocupacional que son:

- Cumplir con los estándares establecidos como parte de los sistemas de gestión de salud y seguridad, PETS y prácticas laborales seguras.
- Asumir la responsabilidad de su seguridad personal y la seguridad de sus empleados.



- No altere ni manipule máquinas, válvulas, tuberías o cableado eléctrico a menos que esté debidamente capacitado y autorizado.
- Reportar cualquier accidente o accidente inmediatamente.
- Participar en investigaciones de incidentes y accidentes.
- Utilizar correctamente las máquinas, equipos, herramientas y medios de transporte.
- No vaya a trabajar ni lleve estos productos a estos lugares bajo la influencia del alcohol o las drogas. Si se detecta el uso de estas sustancias en uno o más trabajadores, el concesionario minero realizará una prueba toxicológica y/o de alcohol.
- Cumplir estrictamente las normas y reglamentos internos de seguridad establecidos.
- Participación obligatoria en todos los cursos de formación previstos.

4.7.10.4 Procedimientos Escritos De Trabajo Seguro

Su objetivo es Modificar los procedimientos de trabajo para evitar accidentes y accidentes para orientar la coordinación laboral segura entre supervisores y trabajadores y tener patrones. La gerencia general y el jefe de mina del proyecto minero “DEL GIL” proseguirán efectuando e implementando elaborar estándares y procedimientos de trabajos seguros, que serán aprobadas en primero por la Gerencia General y sensibilizarlos a los trabajadores para su conocimiento y cumplimiento; debiendo revisarse y actualizarse constantemente.

Este documento tiene descripción específica de cómo desarrollar una tarea correctamente de inicio a fin, dividida en pasos consecutivos o sistemáticos. Resuelve la pregunta: ¿Cómo trabajar correctamente?

Considerando que en todas las mineras, socavones u open pits, uno de los factores más relevantes y preocupantes para los ingenieros y las empresas en general, es **mantener niveles de accidentes lo más bajos posibles por las siguientes razones:**



- Por motivos de salud personal.
- Por el alto tiempo y costo de los daños ocasionados por accidentes relacionados con personas, equipos, vehículos mineros y áreas de trabajo.
- Respetar y considerar la vida y salud de nuestros trabajadores en la imagen que una empresa minera transmite a la comunidad empresarial, financiera y civil en relación al nivel técnico de su negocio.

En casos extremos, un accidente en una empresa minera puede incluso cerrar las operaciones, lo que, por supuesto afecta negativamente la imagen de la empresa y, en última instancia, conduce a una severa depreciación de las acciones en los mercados financieros.

Por otro lado, a medida que avanza la tecnología minera y las minas crecen en tamaño, cada operación que conforma el sistema minero requiere y provoca cada vez más mecanización en las áreas de mejora de la productividad y reducción de costos mineros, lo entiendo. Estas tareas aumentan en complejidad y aceleran la ejecución.

Los accidentes que se ocasionan, son también por las siguientes condiciones:

- Desconocimiento de los **procedimientos de trabajo** por parte del personal.
- Desconocimiento del **uso apropiado de los equipos mineros** por parte del personal.
- No tomar medidas básicas para la **prevención de accidentes en sus respectivas labores**.

Una razón común por la que trabajadores llegan a cometer errores graves y peligrosos en el lugar de trabajo es la presión que enfrentan desde la sede central para alcanzar las metas de producción



planificadas. Por ello, una de las principales preocupaciones y responsabilidades de una empresa minera es la gestión de siniestros de todo el personal, equipos, vehículos y áreas de trabajo que laboran en la mina.

Con el afán de reducir el efecto de lo mencionado, la empresa minera ha buscado desarrollar nuevos métodos de prevención de accidentes y control de pérdidas en las operaciones mineras y actualizar periódicamente.

Por las razones antes descritas, en el proyecto minero “DEL GIL” se implementara los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS). Una forma eficiente y económica que se está imponiendo en la actualidad para prevenir y controlar las pérdidas debido a accidentes.

En el proyecto minero “DEL GIL” en caso de los PETS de voladura, para minería subterránea, se detallan los procedimientos más importantes que se deben tomar siempre en cuenta:

- Almacenamiento de explosivos y accesorios de voladura en polvorines en el interior mina.
- Movilización de explosivos a zona de voladura.
- Movilización de accesorios de voladura a zona de voladura.
- PETS de perforación (Desde el momento de observación de la máquina perforadora hasta la perforación de todos taladros establecidos en la malla de perforación en el frente de trabajo)
- PETS de voladura. (Desde carguío de explosivo hasta el disparo)
- PETS de sostenimiento
- PETS de instalación para winches de evacuación del mineral

4.7.10.5 Programa De Capacitación Al Personal

El proyecto minero “DEL GIL” tendrá programas para la capacitación en salud y seguridad con aplicación a todo el personal de la empresa. Personal recibirá instrucciones, capacitación en procedimientos



seguros de trabajo, uso de equipo de protección personal y respuesta a emergencias, las medidas específicas son las siguientes:

- a) En caso de ser necesario, se colocarán carteles y carteles en la zona de despliegue indicando que es obligatorio el uso de equipos de protección individual (EPP) especiales.
- b) Obligación de uso de EPP en el área de trabajo.
- c) Sólo el personal autorizado oficialmente por el Departamento de Seguridad podrá ingresar al área de trabajo.
- d) Sistema Integrado de Gestión de Riesgos- A través de la implementación del SIGER, crear las condiciones necesarias para que exista un ambiente de trabajo seguro y saludable.
- e) Cumplimiento de las leyes peruanas vigentes y demás requisitos que la organización tenga suscritos en materia de seguridad, salud y medio ambiente.
- f) Incorporar avances tecnológicos para promover la mejora continua de las actividades productivas y los sistemas de gestión.
- g) g) Prevenir y controlar todos los efectos que puedan afectar la seguridad, la salud y el medio ambiente.
- h) De acuerdo al Artículo 69° del D.S 055-2010-EM- en cumplimiento del Artículo 215° de la Ley deberán desarrollarse Programas de Capacitación integral permanente enfatizando la capacitación técnica y la seguridad, con un enfoque sobre el desarrollo de las habilidades, destrezas y el comportamiento. Estos programas consideraran las siguientes disposiciones:

- Un trabajador nuevo cuando ingresa a la empresa, recibirá la siguiente capacitación:
 - Inducción u orientación general no menor de 8 horas, durante (02) días.
 - En caso de las visitas, se deberá realizar una inducción general no menor a una (01) hora.
 - La capacitación en el área de trabajo consistirá en el aprendizaje teórico – práctico. Esta capacitación en ningún

caso podrá ser menor de ocho (08) horas diarias durante cuatro (04) días.

- Efectuada la capacitación antes mencionada, los trabajadores deberán obtener una certificación de calificación de competencia, la misma que será otorgada dentro de los (06) meses de experiencia acumulada en el puesto de trabajo asignado.
 - Si los empleados son trasladados a la empresa, deben recibir la formación adecuada antes de realizar cualquier trabajo o tarea.
 - Cuando se introduzcan nuevos métodos de trabajo, equipos, máquinas y materiales en la aplicación de los PETS y las normas laborales.
 - Si necesita realizar trabajos que requieran un permiso de trabajo como B.: Trabajos en caliente, espacio limitado, trabajos aéreos, picas y chimeneas.
 - Al manipular sustancias peligrosas y sustancias como ácidos y explosivos.
- i) De acuerdo al Artículo 257° del D.S 055-2010-EM. Todo trabajo de perforación y voladura cumplirá las siguientes reglas de seguridad:
- Antes de perforar, se debe inflar, regar, amarrar, limpiar y sujetar.
 - Compruebe si hay clips o tiros perdidos en el frente. En ese caso, se deben tomar todas las medidas de seguridad necesarias para recargar y disparar el taladro. No perfore en o cerca de una grabación cortada.
 - Asegurarse de que en el plano anterior no se hayan quitado elementos de apoyo como puntales, capiteles, puntales, tacos, madera anular, cubiertas, barandillas, anclajes de cerradura, etc. Si es así, deben ser asegurados inmediatamente.
 - Antes de que el ayudante abra la válvula de la línea de aire, el perforador debe mantener cerradas todas las válvulas de

perforación para evitar levantar la máquina a la fuerza o causar un accidente.

- Antes de comenzar a perforar, asegúrese de que todas las conexiones de agua y aire al taladro estén instaladas correctamente.
 - Fijar y perforar siempre: Patero, destornillador, pasador.
 - Al perforar, colóquelo siempre firmemente en un lado de la máquina para que no quede en el medio y tenga cuidado de que no se escapen las partículas cuando golpee el taladro.
 - Al final de la sesión de ejercicios, deje el enchufe de la máquina "tapón" conectado a la bocina. Por lo general, es necesario sostener todos los cuernos de perforación con sus respectivos tapones, con la boca de la "pata de garra" hacia abajo.
 - El excavador y su ayudante deben usar todo el equipo de protección necesario para esta actividad. No se permite ropa holgada ni cabello largo.
 - Durante el proceso de perforación, el excavador y sus ayudantes están obligados a verificar constantemente la presencia de rocas sueltas para removerlas.
 - Al perforar agujeros que separen excavaciones: Los techos y hastiales deben estar paralelos a las pendientes de galerías, sótanos, chimeneas, cuartos y otras obras similares.
- j) De acuerdo al Artículo 260° del D.S 055-2010-EM. En caso que la voladura no sea eléctrica se cumplirá lo siguiente:
- El encapsulado del cebador y del fusible de seguridad debe realizarse en una máquina de encapsulado de fábrica. Tenga cuidado de usar cuchillas afiladas de acero de fábrica y utilícelas dentro de la durabilidad estándar para evitar futuros cortes en caso de explosión.
 - Para este fin, es obligatorio preparar los alimentos sólo con sellos de madera o cobre o herramientas especiales. Se debe tener cuidado para asegurarse de que la tapa del cebador mire

hacia la columna explosiva, coincidiendo con el eje vertical del cartucho lo más cerca posible.

- Los parámetros de rotura del fusible de acción lenta de 1 metro son 150-200 segundos o 50-60 segundos/pie. No utilice mechas defectuosas o que excedan estos límites.
- Se debe usar una longitud de plomo suficiente para disparar todo el paquete de perforación para garantizar que la persona responsable de disparar el tiro tenga suficiente tiempo para evacuar de manera segura. En ningún caso se utilizarán guías de menos de 1,50 m.
- El uso de conectores y fósforos es obligatorio después de 20 perforaciones en drywall y cuando se trabaja con fugas de agua por chispas de perforaciones. También debe usar conectores y sujetadores de liberación rápida para chimeneas de más de 5 metros.
- Los ataques de taladro sólo pueden realizarse con palos de madera y está prohibido el uso de herramientas de metal. El enchufe debe ser de material incombustible.
- Los disparos deben activarse a la hora especificada. Solo está presente la persona responsable de la ignición y todas las entradas al lugar donde ocurre la explosión deben estar resguardadas por guardias responsables. En caso de una serie de incendios, el responsable siempre estará acompañado por al menos un asistente experimentado.
- Antes de perforar una nueva área perforada, debe enjuagarse con agua e inspeccionarse cuidadosamente para detectar errores.
- Si uno o más disparos fallan, no se le permitirá ingresar al lugar hasta que hayan pasado al menos 30 minutos.
- Está prohibido extraer cargas de tiros fallados debiendo explotarlos con la cantidad necesaria de cargas nuevas colocadas en el mismo agujero. Está prohibido perforar tiros casi fallados o tiros de clip.

- Está prohibido perforar un “tapón” de un taladro previamente disparado.
- k) De acuerdo al Artículo 266° del D.S 055-2010-EM: Está prohibido el ingreso a las labores de reciente disparo hasta que las concentraciones de gases y polvo se encuentren por debajo de los límites establecidos en el artículo 103 del presente reglamento.

De acuerdo al Artículo 267° del D.S 055-2010-EM: en las operaciones mineras subterráneas, los disparos primarios solo se harán al final de cada guardia, con un máximo de (03) disparos en 24 horas y, para reducir los efectos nocivos de la voladura, debe evaluarse el uso de las técnicas de precorte.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Descripción de los resultados

5.1.1 Cálculos De Perforación

5.1.1.1 Galerías

Datos

- Sección de galería o cortada : 1.80 m x 2.00 m
- Característica de la roca : Semi-Dura
- Peso específico de la roca : 2.7 TM/m³
- Perforadora : Jack leg
- Longitud de Perforación : 1.70 m
- Tipo de arranque : Corte quemado
- Diámetro de taladro : 38 mm
- Eficiencia de operación : 90 %

a) Calculamos el área de la sección

$$\text{Área} = 1.80 \text{ m} \times 2.00 \text{ m}$$

$$\text{Área} = 3.60 \text{ m}^2$$

b) Cálculo del número de taladros.

$$\text{Nro. taladros} = \frac{4\sqrt{S}}{E} + k * S, \text{ donde}$$

$$S = \text{área de la sección (m}^2\text{)}$$

$$E = \text{distancia entre taladros (m)}$$

$$K = \text{Coeficiente de roca}$$

$$\text{Valores para la roca, } E = 0.60 \text{ y } k = 1.5$$

$$\text{Nro. taladros} = \frac{4\sqrt{7.5}}{0.60} + 1.5 * 7.5$$



$Nro. taladros = 18.05 \approx 20$ taladros por seguridad

- “la cantidad de taladros podrá ser disminuida o aumentada de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso”

c) Cálculo de la cantidad de dinamita por disparo (densidad de carga Lineal).

$$dc = \frac{(SG_{\text{explosivo}})(D_{\text{taladro}})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

D_c = densidad de carga lineal (Kg/m)

$SG_{\text{explosivo}}$ = Densidad del explosivo (g/cm^3) 1.12 g/cm^3

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Factor de carga lineal para SEMEXSA 65:

$$dc = \frac{(1.12)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$
$$dc = 0.4343 \text{ Kg/m}$$

d) Cálculo de la cantidad de ANFO por disparo (densidad de carga Lineal).

$$dc = \frac{(SG_{\text{explosivo}})(D_{\text{taladro}})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

D_c = densidad de carga lineal (Kg/m)

$SG_{\text{explosivo}}$ = Densidad del explosivo (g/cm^3) = 0.8 g/cm^3

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Densidad de carga para ANFO:



$$dc = \frac{(0.8)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.3102 \text{ Kg/m}$$

e) Cálculo del volumen total volado:

Volumen volado =

(seccion del frente)(avance)(eficiencia de la perforacion)(Eficiencia de disparo)

$$Volumen volado = (3.6 \text{ m}^2)(1.7 \text{ m})(0.95)(0.95)$$

$$Volumen volado = 5.52 \text{ m}^3$$

f) Cálculo del total de movimiento de material:

Toneladas totales

$$= (volumen volado)(Peso especifico de roca)$$

$$Toneladas totales = (5.52 \text{ m}^3)(2.7 \text{ TM/m}^3)$$

$$Toneladas totales = 14.91 \text{ TM}$$

DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS POR TALADRO

A. Calculamos la carga de explosivo por cada taladro:

- Para SEMEXSA 65%

$$Q \text{ prom. 65\%} = (dc)(Lonitud de taladro a caragar)$$

Dónde:

dc= densidad de carga lineal = 0.4343 Kg/m

Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de ANFO 40 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar con semexa 65 % es de 90 cm.

Lar carga promedio con semexa 65% es:

$$Q \text{ prom. 65\%} = (0.4343 \text{ Kg/m})(0.9 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. 65\%} = 0.3909 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}} = 390.9 \text{ g/taladro}$$

- Para ANFO.

$$Q \text{ prom. ANFO} = (dc)(Lonitud de taladro a caragar)$$

Dónde:

dc= densidad de carga = 0.3102 Kg/m



Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de carga para dinamita 90 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar ANFO es de 40 cm.

La carga promedio de ANFO es:

$$Q \text{ prom. ANFO} = (0.3102 \text{ Kg/m})(0.4 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. ANFO} = 0.1241 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}} = 124.1 \text{ g/taladro}$$

B. Cálculo de la cantidad de cartuchos para cada taladro

Para SEMEXSA 65%:

Datos del cartucho de SEMEXSA 65%:

- Diámetro del cartucho : 22 mm (7/8")
- Longitud del cartucho : 180 mm (7")
- Densidad del explosivo : 1.12 g/cm³
- Masa de cada cartucho : 81 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom. 65\%}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{390.9 \text{ g/taladro}}{81 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 4.83 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \approx 5 \text{ cartuchos/taladro}$$

Para ANFO.

Datos

- Masa de cada cartucho : 62 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom. 65\%}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{124.1 \text{ g/taladro}}{62 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 2.0016 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \approx 2 \text{ cartuchos/taladro}$$

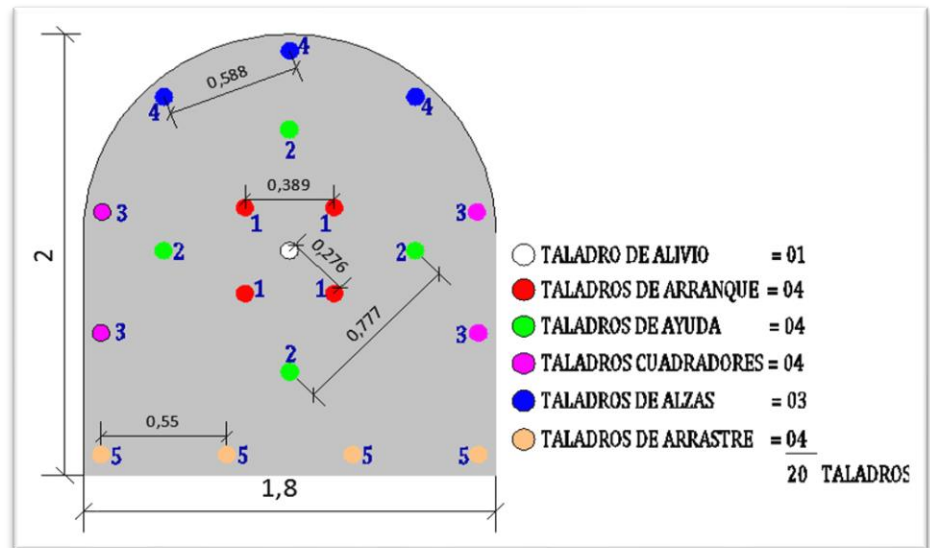


Figura 48 — Diseño de malla de perforación en Galerías

Numero de cartuchos para la dinamita SEMEXA 65%

TALADRO DE ALIVIO (0 cartuchos/taladro)	= 1 x 0
= 0 cartuchos	
TALADROS DE ARRANQUE (5 cartuchos/taladro)	= 4 x 5
=20 cartuchos	
TALADROS DE AYUDA (5 cartuchos/taladro)	= 4 x 5
= 20 cartuchos	
TALADROS CUADRADORES (5 cartuchos/taladro)	= 4 x 5
= 20 cartuchos	
TALADROS DE ALZAS (5 cartuchos/taladro)	= 3 x 5
= 15 cartuchos	
TALADROS DE ARRASTRE (5 cartuchos/taladro)	= 4 x 5
= 20 cartuchos	
TOTAL DE CARTUCHOS	= 95 cartuchos

Numero de cartuchos para ANFO

TALADRO DE ALIVIO (0 cartuchos/taladro)	= 1 x 0
= 0 cartuchos	



TALADROS DE ARRANQUE (2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
= 8 cartuchos	
TALADROS DE AYUDA (2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
= 8 cartuchos	
TALADROS CUADRADORES (2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
= 8 cartuchos	
TALADROS DE ALZAS (2 cartuchos/taladro)	= 3 x 2
= 6 cartuchos	
TALADROS DE ARRASTRE (2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
= 8 cartuchos	
<hr/>	
TOTAL DE CARTUCHOS	= 38 cartuchos

C. Consumos de explosivos

- Para SEMEXA 65%

Caja SEMEXSA 7/8" x 7"	=	308 cartuchos/caja
Peso Neto	=	25 Kg
Peso Bruto	=	26.3 Kg
Dimension de la caja	=	35 cm x 45 cm x 28 cm
Material	=	Caja de cartón corrugado

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{N^{\circ} \text{ cartuchos/Disparo}}{N^{\circ} \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{95 \text{ cartuchos/Disparo}}{308 \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{Cajas}}{\text{disparo}} = 0.383 \text{ cajas/disparo}$$

- Para ANFO

Peso Neto del saco de ANFO	=	25 Kg
N° cartuchos por disparo	=	38
Kilogramos por cada taladro	=	0.1241 kg/2cartuchos
Material	=	Caja de cartón corrugado



$$\begin{aligned} & \text{N}^\circ \text{ sacos por disparo} \\ & = \frac{\text{N}^\circ \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \text{Kilogramos por cada taladro}}{\text{Peso Neto del saco de ANFO}} \end{aligned}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cajas/disparo} = \frac{38 \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \frac{0.1241 \text{ kg}}{2 \text{ cartuchos}}}{25 \text{ kg/saco}}$$

$$\text{N}^\circ \frac{\text{Cajas}}{\text{disparo}} = 0.094 \text{ sacos/disparo}$$

FACTOR DE CARGA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{\text{N}^\circ \text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times \text{n}^\circ \text{ cartuchos de anfo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{95 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{124.1 \text{ g}}{\text{tal}} \times 19 \text{ tal.}}{14.91 \text{ TM}}$$

$$\text{Factor de Carga} = 0.674 \text{ Kg/TM}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{\text{N}^\circ \text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times \text{n}^\circ \text{ cartuchos de anfo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{95 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{124.1 \text{ g}}{\text{tal}} \times 19 \text{ tal.}}{5.51 \text{ m}^3}$$

$$\text{Factor de Carga} = 1.824 \text{ Kg/m}^3$$

5.1.1.2 Chimeneas

Perforaciones en chimeneas se emplean un solo tipo de arranque llamado “pata de gallo” por lo mismo que son secciones pequeñas, la sección de la chimenea es de 1.20 m x 1.20 m.

Diseño De Malla

Para este tipo de perforaciones, se lleva una sección pequeña por la dificultad de posicionamiento durante la perforación, el diseño de la malla es similar tanto para chimenea y pique un promedio de 11 taladros; las perforaciones se hacen paralelo al buzamiento de la veta, ascendente para chimeneas y descendente para piques, existen dos maneras de extraer el mineral; en chimeneas solo se puede colgar la veta, mientras en pique se puede hacer el zanjeo o también colgado de veta según la dureza de la roca encajonante y la dureza de la veta.

DATOS

- Sección de galería o cortada : 1.20 m x 1.20 m
- Característica de la roca : Semi-Dura
- Peso específico de la roca : 2.7 TM/m³
- Perforadora : Stoper
- Longitud de Perforación : 1.20 m
- Tipo de arranque : Corte quemado
- Diámetro de taladro : 38 mm
- Eficiencia de operación : 90 %

a) Calculamos el área de la sección

$$\text{Área} = 1.20 \text{ m} \times 1.20 \text{ m}$$

$$\text{Área} = 1.44 \text{ m}^2$$

b) Calculamos el número de taladros con la formula practica

$$\text{Nro. taladros} = \frac{4\sqrt{S}}{E} + k * S, \text{ donde}$$



S = área de la sección (m²)

E = Espaciamiento (m)

K = Coeficiente de roca

Valores para la roca, E = 0.60 y k = 1.5

$$Nro. taladros = \frac{4\sqrt{1.44}}{0.60} + 1.5 * 1.44$$

Nro. taladros = 10.16 ≈ 11 taladros por seguridad

“la cantidad de taladros podrá ser disminuida si las condiciones del campo lo permiten”

c) Calculamos la cantidad de dinamita por disparo (densidad de Carga).

$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = densidad de carga (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³)

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“Como el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces usamos este explosivo para calcular el factor de carga lineal y posteriormente el factor de potencia”.

Densidad de carga SEMEXSA 65:

$$dc = \frac{(1.12)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.4343 \text{ Kg/m}$$

d) Cálculo de la cantidad de ANFO por disparo (densidad de carga Lineal).

$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = Densidad de carga (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³) = 0.8 g/cm³

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)



“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Densidad para ANFO:

$$dc = \frac{(0.8)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$
$$dc = 0.3102 \text{ Kg/m}$$

e) Cálculo del volumen total volado:

Volumen volado = (seccion del frente)(avance)(eficiencia de la perforacion)

$$Volumen volado = (1.44 \text{ m}^2)(1.2 \text{ m})(0.90)$$

$$Volumen volado = 1.56 \text{ m}^3$$

f) Cálculo del total de movimiento de tierra:

Toneladas totales

$$= (volumen volado)(Peso especifico de roca)$$

$$Toneladas totales = (1.56 \text{ m}^3)(2.7 \text{ TM/m}^3)$$

$$Toneladas totales = 4.21 \text{ TM}$$

DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS POR TALADRO

A. Calculamos la carga de explosivo por cada taladro:

- Para SEMEXSA 65%

$$Q \text{ prom. 65\%} = (dc)(Lonitud de taladro a caragar)$$

Dónde:

dc= densidad de carga lineal = 0.4343 Kg/m

Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de ANFO 20 cm, como la longitud del taladro es de 1.20 m entonces la longitud a cargar con semexa 65 % es de 60 cm.

Lar carga promedio con semexa 65% es:

$$Q \text{ prom. 65\%} = (0.4343 \text{ Kg/m})(0.6 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. 65\%} = 0.2606 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}} = 260.6 \text{ g/taladro}$$



- Para ANFO.

$$Q \text{ prom. ANFO} = (dc)(\text{Longitud de taladro a cargar})$$

Dónde:

$$dc = \text{densidad de carga lineal} = 0.3102 \text{ Kg/m}$$

Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de carga para dinamita 90 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar ANFO es de 40 cm.

La carga promedio de ANFO es:

$$Q \text{ prom. ANFO} = (0.3102 \text{ Kg/m})(0.2 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. ANFO} = 0.062 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}} = 62 \text{ g/taladro}$$

B. Cálculo de la cantidad de cartuchos para cada taladro

Para SEMEXSA 65%:

Datos del cartucho de SEMEXSA 65%:

- Diámetro del cartucho : 22 mm (7/8")
- Longitud del cartucho : 180 mm (7")
- Densidad del explosivo : 1.12 g/cm³
- Masa de cada cartucho : 81 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom. 65\%}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{260.6 \text{ g/taladro}}{81 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 3.21 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$
$$\approx 4 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \text{ por seguridad}$$

Para el caso de los tajeos se tienen 4 escenarios, por ello el número de taladros será diferente

Para ANFO.

Datos

- Masa de cada cartucho : 62 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom.65\%}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} =$$

$$\frac{62 \text{ g/taladro}}{62 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 1 \frac{\text{cartucho}}{\text{taladro}}$$

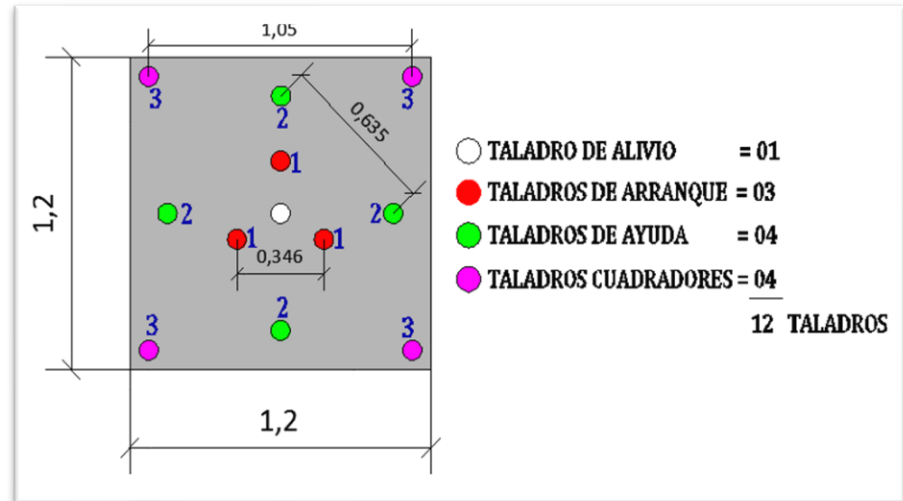


Figura 49 — Diseño de mallas de perforación en chimeneas

Total de cartuchos de dinamita.

Taladro de alivio (0 cartuchos/taladro) = 1 x 0 = 0
cartuchos

Taladros de arranque (5 cartuchos/taladro) = 3 x 5 = 15
cartuchos

Taladros de ayuda (5 cartuchos/taladro) = 4 x 5 = 20
cartuchos

Taladros cuadradores (5 cartuchos/taladro) = 4 x 5 = 20
cartuchos

TOTAL DE CARTUCHOS = 55 cartuchos

Total de cartuchos de ANFO

Taladro de alivio (0 cartuchos/taladro) = 1 x 0 = 0
cartuchos

Taladros de arranque (5 cartuchos/taladro) = 3 x 2 = 6
cartuchos

Taladros de ayuda (5 cartuchos/taladro) = 4 x 2 = 8
cartuchos



Taladros cuadradores (5 cartuchos/taladro) = 4 x 2 = 8
 cartuchos

TOTAL DE CARTUCHOS = 22 cartuchos

C. Consumos de explosivos

- Para SEMEXA 65%

Caja SEMEXSA 7/8" x 7" = 308 cartuchos/caja
 Peso Neto = 25 Kg
 Peso Bruto = 26.3 Kg
 Dimension de la caja = 35 cm x 45 cm x 28 cm
 Material = Caja de cartón corrugado

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{N^{\circ} \text{ cartuchos/Disparo}}{N^{\circ} \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{55 \text{ cartuchos/Disparo}}{308 \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{Cajas}}{\text{disparo}} = 0.1786 \text{ cajas/disparo}$$

- Para ANFO

Peso Neto del saco de ANFO = 25 Kg
 N° cartuchos por disparo = 22
 Kilogramos por cada taladro = 0.1241 kg/2cartuchos
 Material = Caja de cartón corrugado

N° sacos por diparo

$$= \frac{N^{\circ} \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \text{Kilogramos por cada taladro}}{\text{Peso Neto del saco de ANFO}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{22 \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \frac{0.1241 \text{ kg}}{2 \text{ cartuchos}}}{25 \text{ kg/saco}}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{sacos}}{\text{disparo}} = 0.055 \text{ sacos/disparo}$$



FACTOR DE CARGA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ}\text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + g. \text{ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{55 \text{ cartuchos} \times \frac{81g}{\text{cartucho}} + \frac{124.1g}{\text{tal}} \times 11 \text{ tal.}}{5.949 \text{ TM}}$$

$$\text{Factor de Carga} = 1.145 \text{ Kg/TM}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{m^3} \text{ Factor de Carga}$$

$$= \frac{N^{\circ}\text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + g. \text{ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{m^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{55 \text{ cartuchos} \times \frac{81g}{\text{cartucho}} + \frac{124.1g}{\text{tal}} \times 11 \text{ tal.}}{2.203 \text{ m}^3}$$

5.1.1.3 Subniveles

DATOS

- Sección de galería o cortada : 1.5 m x 1.80 m
 - Característica de la roca : Semi-Dura
 - Peso específico de la roca : 2.7 TM/m³
 - Perforadora : Jack leg
 - Longitud de Perforación : 1.70 m
 - Tipo de arranque : Corte quemado
 - Diámetro de taladro : 38 mm
 - Eficiencia de operación : 90 %
- a) Calculamos el área de la sección



$$\text{Área} = 1.50 \text{ m} \times 1.80 \text{ m}$$

$$\text{Área} = 2.70 \text{ m}^2$$

b) Calculamos el número de taladros con la formula practica

$$\text{Nro. taladros} = \frac{4\sqrt{S}}{E} + k * S, \text{ donde}$$

S = área de la sección (m²)

E = distancia entre taladros (m)

K = Coeficiente de roca

Valores para la roca, E = 0.60 y k = 1.5

$$\text{Nro. taladros} = \frac{4\sqrt{2.7}}{0.60} + 1.5 * 2.7$$

Nro. taladros = 15.00 ≈ 17 taladros por seguridad

“la cantidad de taladros podrá ser disminuida si las condiciones del campo lo permiten”

c) Cálculo de la cantidad de dinamita por disparo (densidad de carga).

$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = densidad de carga (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³) 1.12 g/cm³

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Factor de carga lineal para SEMEXSA 65:

$$dc = \frac{(1.12)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.4343 \text{ Kg/m}$$

d) Cálculo de la cantidad de ANFO por disparo (densidad de carga).



$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = densidad de carga lineal (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³) = 0.8 g/cm³

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Densidad de carga para ANFO:

$$dc = \frac{(0.8)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.3102 \text{ Kg/m}$$

e) Cálculo del volumen total volado:

$$\text{Volumen volado} = (\text{seccion del frente})(\text{avance})(\text{eficiencia de la perforacion})$$

$$\text{Volumen volado} = (2.7 \text{ m}^2)(1.7 \text{ m})(0.90)$$

$$\text{Volumen volado} = 4.131 \text{ m}^3$$

f) Cálculo del total de movimiento de tierra:

Toneladas totales

$$= (\text{volumen volado})(\text{Peso especifico de roca})$$

$$\text{Toneladas totales} = (4.131 \text{ m}^3)(2.7 \text{ TM/m}^3)$$

$$\text{Toneladas totales} = 11.154 \text{ TM}$$

DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS POR TALADRO

A. Calculamos carga de explosivo por taladro:

- Para SEMEXSA 65%

$$Q \text{ prom. } 65\% = (dc)(\text{Lonitud de taladro a caragar})$$

Dónde:

$$dc = \text{densidad de carga lineal} = 0.4343 \text{ Kg/m}$$



Para cada taladro se considerará un taco de longitud de 40 cm y longitud de ANFO 40 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar con semexa 65 % es de 90 cm.

Lar carga promedio con semexa 65% es:

$$Q \text{ prom. } 65\% = (0.4343 \text{ Kg/m})(0.9 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. } 65\% = 0.3909 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}} = 390.9 \text{ g/taladro}$$

- Para ANFO.

$$Q \text{ prom. ANFO} = (dc)(\text{Lonitud de taladro a caragar})$$

Dónde:

dc= densidad de carga lineal = 0.3102 Kg/m

Para cada taladro se considerará un taco de longitud de 40 cm y longitud de carga para dinamita 90 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar ANFO es de 40 cm.

Lar carga promedio de ANFO es:

$$Q \text{ prom. ANFO} = (0.3102 \text{ Kg/m})(0.4 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. ANFO} = 0.1241 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}} = 124.1 \text{ g/taladro}$$

B. Cálculo de la cantidad de cartuchos para cada taladro

Para SEMEXSA 65%:

Datos del cartucho de SEMEXSA 65%:

- Diámetro del cartucho : 22 mm (7/8'')
- Longitud del cartucho: 180 mm (7'')
- Densidad del explosivo : 1.12 g/cm³
- Masa de cada cartucho : 81 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom. } 65\%}{\text{Peso del explosivo}} \qquad N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{390.9 \text{ g/taladro}}{81 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 4.83 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \approx 5 \text{ cartuchos/taladro}$$

Para ANFO.

Datos



- Masa de cada cartucho : 62 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom. } 65\%}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{124.1 \text{ g/taladro}}{62 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 2.0016 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \approx 2 \text{ cartuchos/taladro}$$

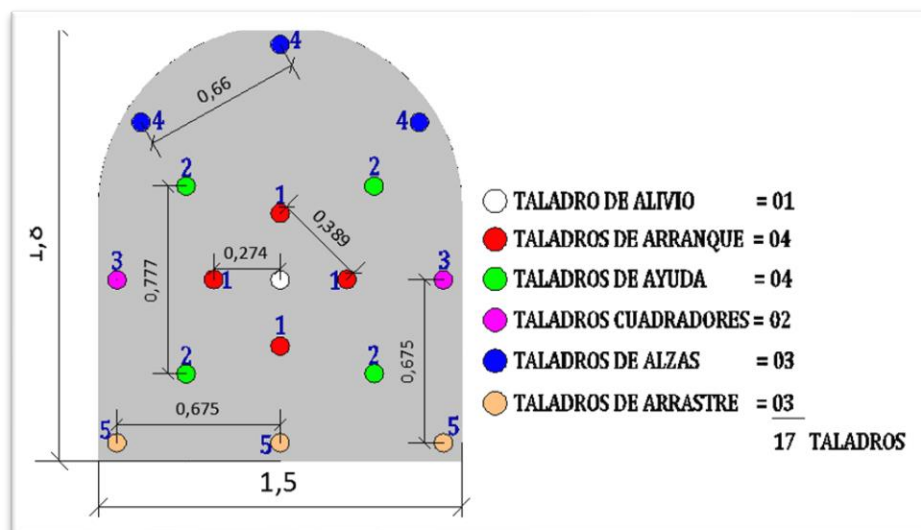


Figura 50 — Diseño de malla de perforación en subniveles

Total de cartuchos de dinamita.

TALADRO DE ALIVIO (0 cartuchos/taladro) = 1 x 0
= 0 cartuchos

TALADROS DE ARRANQUE (5 cartuchos/taladro) = 4 x 5
= 20 cartuchos

TALADROS DE AYUDA (5 cartuchos/taladro) = 4 x 5
= 20 cartuchos

TALADROS CUADRADORES (5 cartuchos/taladro) = 2 x 5
= 10 cartuchos

TALADROS DE ALZAS (5 cartuchos/taladro) = 3 x 5
= 15 cartuchos

TALADROS DE ARRASTRE (5 cartuchos/taladro) = 3 x 5
= 15 cartuchos

TOTAL DE CARTUCHOS = 80 cartuchos



Total de cartuchos de ANFO.

TALADRO DE ALIVIO (0 cartuchos/taladro)	= 1 x 0
= 0 cartuchos	
TALADROS DE ARRANQUE (2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
= 8 cartuchos	
TALADROS DE AYUDA(2 cartuchos/taladro)	= 4 x 2
=8 cartuchos	
TALADROS CUADRADORES (2 cartuchos/taladro)	= 2 x 2
= 4 cartuchos	
TALADROS DE ALZAS (2 cartuchos/taladro)	= 3 x 2
= 6 cartuchos	
TALADROS DE ARRASTRE (2 cartuchos/taladro)	= 3 x 2
= 6 cartuchos	

TOTAL DE CARTUCHOS = 32 cartuchos

C. Consumos de explosivos

- Para SEMEXA 65%

Caja SEMEXSA 7/8" x 7"	=	308 cartuchos/caja
Peso Neto	=	25 Kg
Peso Bruto	=	26.3 Kg
Dimension de la caja	=	35 cm x 45 cm x 28 cm
Material	=	Caja de cartón corrugado

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{N^{\circ} \text{ cartuchos/Disparo}}{N^{\circ} \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{80 \text{ cartuchos/Disparo}}{308 \text{ cartuchos/caja}}$$

- Para ANFO

Peso Neto del saco de ANFO	=	25 Kg
N° cartuchos por disparo	=	22
Kilogramos por cada taladro	=	0.1241
kg/2cartuchos		
Material	=	Caja de cartón corrugado



N° sacos por disparo

$$= \frac{N^{\circ} \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \text{Kilogramos por cada taladro}}{\text{Peso Neto del saco de ANFO}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{32 \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \frac{0.1241 \text{ kg}}{2 \text{ cartuchos}}}{25 \text{ kg/saco}}$$

FACTOR DE CARGA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ} \text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{80 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{124.1 \text{ g}}{\text{tal}} \times 32 \text{ tal.}}{11.154 \text{ TM}}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ} \text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{80 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{124.1 \text{ g}}{\text{tal}} \times 32 \text{ tal.}}{4.131 \text{ m}^3}$$

5.1.1.4 Tajeos

La perforación de tajeos se realiza a partir de un subnivel donde los puentes se usan como piso o plataforma, para luego hacer taladros inclinados con ángulo 75°-85° hacia el techo paralelamente al buzamiento de la veta evitando así debilitar las cajas y la dilución, tajeos de 30 a 40 m de altura, 20 a 30 m de largo por 1.50 m de ancho, solamente la veta tiene un ancho promedio de 0.50 m. En esta operación el control es indispensable, por lo que se usaran los guidores, evitando sobrerotura y una posible dilución del mineral,

asimismo una adecuada distribución de energía del explosivo en la voladura.

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

DATOS

- Sección de galería o cortada : 1.5 m x 4.0 m
- Característica de la roca : Dura
- Peso específico de la roca : 2.7 TM/m³
- Perforadora : Jack leg
- Longitud de Perforación : 1.20 m
- Tipo de arranque : Corte quemado
- Diámetro de taladro : 38 mm
- Eficiencia de operación : 90 %

a) Calculamos el área de la sección

$$\text{Área} = 1.50 \text{ m} \times 4.00 \text{ m}$$

$$\text{Área} = 6.00 \text{ m}^2$$

b) Calculamos el número de taladros con la formula practica

$$Nro. taladros = \frac{4\sqrt{S}}{E} + k * S, \text{ donde}$$

S = área de la sección (m²)

E = distancia entre taladros (m)

K = Coeficiente de roca

Valores para la roca, E = 0.8 m y k = 1.5

$$Nro. taladros = \frac{4\sqrt{6.00}}{0.80} + 1.5 * 6.00$$

$$Nro. taladros = 21.25 \approx 21 \text{ taladros.}$$

“la cantidad de taladros podrá ser disminuida si las condiciones del campo lo permiten”

c) Cálculo de la cantidad de dinamita por disparo (densidad de carga).



$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = densidad de carga (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³) 1.12 g/cm³

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Factor de carga lineal para SEMEXSA 65:

$$dc = \frac{(1.12)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.4343 \text{ Kg/m}$$

d) Cálculo de la cantidad de ANFO por disparo (densidad de carga Lineal).

$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo})(D \text{ taladro})^2(\pi)}{4000}, \text{ donde}$$

Dc = densidad de carga lineal (Kg/m)

SG_{explosivo} = Densidad del explosivo (g/cm³) = 0.8 g/cm³

D_{Taladro} = Diámetro del taladro (mm)

“el explosivo con que se cargara la mayoría de los taladros es SEMEXSA 65, entonces para calcular el factor de carga lineal y el factor de potencia”.

Densidad de carga para ANFO:

$$dc = \frac{(0.8)(22.22)^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = 0.3102 \text{ Kg/m}$$

e) Cálculo del volumen total volado:



$Volumen\ volado = (seccion\ del\ frente)(avance)(eficiencia\ de\ la\ perforacion)$

$$Volumen\ volado = (6.00\ m^2)(1.2\ m)(0.90)$$

$$Volumen\ volado = 6.48\ m^3$$

f) Cálculo del total de movimiento de tierra:

$Toneladas\ totales = (volumen\ volado)(Peso\ especifico\ de\ roca)$

$$Toneladas\ totales = (6.48\ m^3)(2.7\ TM/m^3)$$

$$Toneladas\ totales = 17.496\ TM$$

DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS POR TALADRO

A. Calculamos la carga de explosivo por cada taladro:

- Para SEMEXSA 65%

$$Q\ prom.\ 65\% = (dc)(Lonitud\ de\ taladro\ a\ caragar)$$

Dónde:

dc= densidad de carga lineal = 0.4343 Kg/m

Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de ANFO 20 cm, como la longitud del taladro es de 1.20 m entonces la longitud a cargar con semexa 65 % es de 60 cm.

Lar carga promedio con semexa 65% es:

$$Q\ prom.\ 65\% = (0.4343\ Kg/m)(0.6\ m)$$

$$Q\ prom.\ 65\% = 0.2606 \frac{Kg}{Taladro} = 260.6\ g/taladro$$

- Para ANFO.

$$Q\ prom.\ ANFO = (dc)(Lonitud\ de\ taladro\ a\ caragar)$$

Dónde:

dc= densidad de carga lineal = 0.3102 Kg/m

Para los taladros se considerará una longitud de taco de 40 cm y longitud de carga para dinamita 90 cm, como la longitud del taladro es de 1.70 m entonces la longitud a cargar ANFO es de 40 cm.



Lar carga promedio de ANFO es:

$$Q \text{ prom. ANFO} = (0.3102 \text{ Kg/m})(0.2 \text{ m})$$

$$Q \text{ prom. ANFO} = 0.062 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}} = 62 \text{ g/taladro}$$

B. Cálculo de la cantidad de cartuchos para cada taladro

Para dinamita semexsa

Datos del cartucho de SEMEXSA 65%:

- Diámetro del cartucho : 22 mm (7/8")
- Longitud del cartucho: 180 mm (7")
- Densidad del explosivo : 1.12 g/cm³
- Masa de cada cartucho : 81 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom.65\%}}{\text{Peso del explosivo}} \quad N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{260.6 \text{ g/taladro}}{81 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 3.21 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \approx 4 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} \text{ por seguridad}$$

Para el caso de los tajeos se tienen 4 escenarios, por ello el número de taladros será diferente

Para ANFO.

Datos

- Masa de cada cartucho : 62 g/UN

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q \text{ prom.65\%}}{\text{Peso del explosivo}} \quad N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{62 \text{ g/taladro}}{62 \text{ g/cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 1 \frac{\text{cartucho}}{\text{taladro}}$$



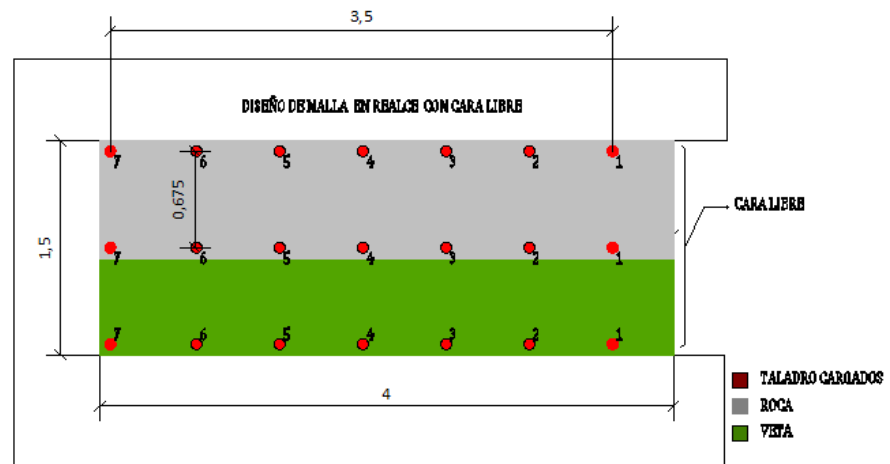


Figura 51 — Diseño de malla de perforación en tajeos caso 01: tajeos– sin circado

Total de cartuchos de dinamita.

$$\begin{aligned} \text{TALADROS DE PRODUCCIÓN (4 cartuchos/taladro)} &= 21 \times 4 \\ &= 84 \text{ cartuchos} \end{aligned}$$

TOTAL DE CARTUCHOS	=	84
--------------------	---	----

cartuchos

Total de cartuchos de ANFO.

$$\begin{aligned} \text{TALADROS DE PRODUCCIÓN (1 cartuchos/taladro)} &= 21 \times 1 \\ &= 21 \text{ cartuchos} \end{aligned}$$

TOTAL DE CARTUCHOS	=	21
--------------------	---	----

cartuchos

Consumos de explosivos.

D. Consumos de explosivos

- Para SEMEXA 65%

Caja SEMEXSA 7/8” x 7”	=	308 cartuchos/caja
------------------------	---	--------------------

Peso Neto	=	25 Kg
-----------	---	-------

Peso Bruto	=	26.3 Kg
------------	---	---------

Dimension de la caja	=	35 cm x 45 cm x 28 cm
----------------------	---	-----------------------



Material = Caja de cartón corrugado

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{N^{\circ} \text{ cartuchos/Disparo}}{N^{\circ} \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{84 \text{ cartuchos/Disparo}}{308 \text{ cartuchos/caja}}$$

- Para ANFO

Peso Neto del saco de ANFO = 25 Kg

N° cartuchos por disparo = 22

Kilogramos por cada taladro = 0.1241 kg/2cartuchos

Material = Caja de cartón corrugado

N° sacos por disparo

$$= \frac{N^{\circ} \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \text{Kilogramos por cada taladro}}{\text{Peso Neto del saco de ANFO}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{21 \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \frac{0.064 \text{ kg}}{1 \text{ cartucho}}}{25 \text{ kg/saco}}$$

FACTOR DE CARGA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Toneladas}} \text{ Factor de Carga}$$

$$= \frac{N^{\circ} \text{ Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{Toneladas}}$$

$$\text{Factor de Carga} = \frac{84 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{64 \text{ g}}{\text{tal}} \times 21 \text{ tal.}}{17.496 \text{ TM}}$$

FACTOR DE POTENCIA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ} \text{ Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{84 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{64 \text{ g}}{\text{tal}} \times 21 \text{ tal.}}{6.48 \text{ m}^3}$$

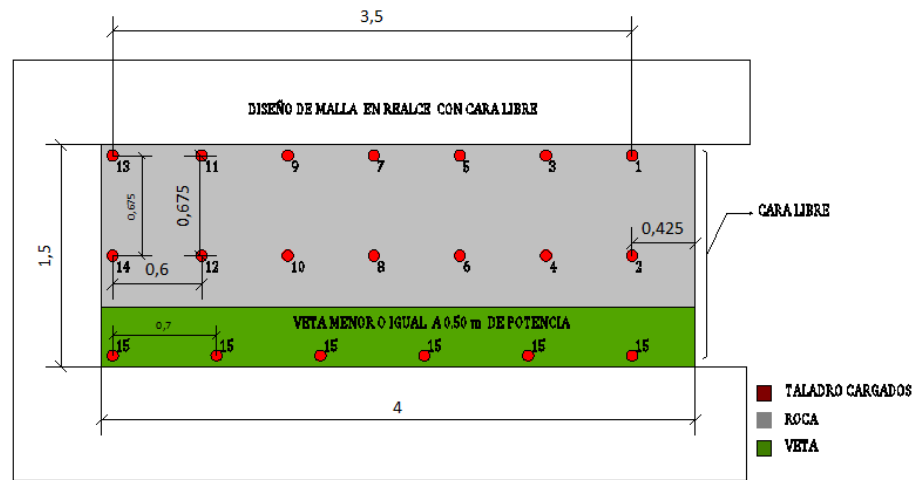


Figura 52 — Diseño de malla de perforación en tajeros caso 02: con circado

Total de cartuchos de dinamita.

$$\begin{aligned} \text{TALADROS DE PRODUCCIÓN (4 cartuchos/taladro)} &= 20 \times 4 \\ &= 80 \text{ cartuchos} \end{aligned}$$

TOTAL DE CARTUCHOS	=	80
--------------------	---	----

cartuchos

Total de cartuchos de ANFO.

$$\begin{aligned} \text{TALADROS DE PRODUCCIÓN (4 cartuchos/taladro)} &= 20 \times 1 \\ &= 20 \text{ cartuchos} \end{aligned}$$

TOTAL DE CARTUCHOS	=	20
--------------------	---	----

cartuchos

Consumos de explosivos.

E. Consumos de explosivos

- Para SEMEXA 65%

Caja SEMEXSA 7/8" x 7"	=	308 cartuchos/caja
------------------------	---	--------------------

Peso Neto	=	25 Kg
-----------	---	-------



Peso Bruto	=	26.3 Kg
Dimension de la caja	=	35 cm x 45 cm x 28 cm
Material	=	Caja de cartón corrugado

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{N^{\circ} \text{ cartuchos/Disparo}}{N^{\circ} \text{ cartuchos/caja}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{80 \text{ cartuchos/Disparo}}{308 \text{ cartuchos/caja}}$$

- Para ANFO

Peso Neto del saco de ANFO	=	25 Kg
N° cartuchos por disparo	=	22
Kilogramos por cada taladro	=	0.1241 kg/2cartuchos
Material	=	Caja de cartón corrugado

N° sacos por disparo

$$= \frac{N^{\circ} \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \text{Kilogramos por cada taladro}}{\text{Peso Neto del saco de ANFO}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cajas/disparo} = \frac{20 \frac{\text{cartuchos}}{\text{Disparo}} \times \frac{0.064 \text{ kg}}{1 \text{ cartucho}}}{25 \text{ kg/saco}}$$

FACTOR DE CARGA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ} \text{ Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + \text{g. ANFO} \times n^{\circ} \text{ cartuchos de anfo}}{\text{Toneladas}}$$

Factor de Carga

$$= \frac{80 \text{ cartuchos} \times \frac{81 \text{ g}}{\text{cartucho}} + \frac{64 \text{ g}}{\text{tal}} \times 20 \text{ tal.}}{17.496 \text{ TM}}$$



FACTOR DE POTENCIA

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{N^{\circ}\text{Cartuchos} \times \text{cant. de explosivo por cartucho} + g.\text{ANFO} \times n^{\circ}\text{ cartuchos de anfo}}{\text{m}^3}$$

Factor de Carga

$$= \frac{84 \text{ cartuchos} \times \frac{81g}{\text{cartucho}} + \frac{64g}{\text{tal}} \times 21 \text{ tal.}}{6.48 \text{ m}^3}$$

5.1.1.5 Recursos Humanos

Para la fase de construcción se contará con la participación de personal de la zona de influencia indirecta que estará bajo la dirección de un ingeniero residente quien dirigirá los trabajos de excavación, desbroce ampliación de vías, generación de plataformas y construcción de componentes del proyecto.

Para la fase de operación la mano de obra estará organizada por cuadrillas para las operaciones unitarias se contará con un ingeniero supervisor quien organizara las cuadrillas y supervisara el avance, aspectos de seguridad y control del plan de manejo ambiental.

Tabla 38 — Personal proyectado para dos frentes de producción

DESCRIPCION DE PERSONAL	EMPLEADOS	OBREROS	TOTAL
JEFE DE MINA	2		2
CAPATAS	2		2
PERFORISTA		2	2
AYUDANTE DE PERFORISTA		2	2
PERSONAL DE ACARREO		8	8
ENMADERADOR		2	2
WINCHERO		6	6
TOTAL	4	20	24

5.1.1.6 Servicios Auxiliares

A. SUMINISTRO DE AGUA

Para el desarrollo del proyecto minero “DEL GIL” se requerirá agua para uso industrial en los frentes perforación, regado de frentes y regados de vías; y agua de consumo humano en el área de campamentos.

Haciendo diferentes análisis como; distancia, condiciones, topográficas, etc. respecto al punto de captación de agua para el desarrollo de operaciones en la mina “DEL GIL” se ha determinado que el recurso hídrico será captado del río Lucmos, a unos 300 m de la bocamina nivel 3 Lucmos, este río tiene un caudal promedio de 0.39 m³/seg para la época de estiaje.

La conducción desde el punto de captación será utilizando manguera de polietileno de 1” de diámetro hasta un depósito ubicado en la bocamina Lucmos del nivel 3, desde donde será distribuida a los niveles inferiores utilizando mangueras de polietileno y aprovechando la diferencia de cotas entre cada nivel y subnivel, donde sea necesario se hará uso de un sistema de bombeo.

Tabla 39 — Coordenadas del punto de captación de agua Río Lucmos

Nº	Descripción	Coordenadas (PSAD 56) 19 S			Q(m ³ /s)
		Norte	Este	Cota (msnm)	
1	Qda. Lucmos	8507357	747915	1740	0.39

El agua para consumo en campamentos provendrá del distrito de Curahuasi, que será transportado en tanques de polietileno aprovechando el ingreso de los camiones volquetes, que será descargada en un tanque elevado estacionario ubicado en la zona de campamentos.



DEMANDA DE AGUA INDUSTRIAL

El agua industrial, será utilizada principalmente en la perforación, regado de frentes y regado de accesos en el proyecto de mina ““DEL GIL””. El volumen requerido será de 1.42 m³/día.

El área de campamentos considerando el promedio de número de trabajadores en 24 personas, y además teniendo en cuenta que el promedio de agua por persona según la Organización Mundial de la Salud (OMS), es de 50 l/hab-día el requerimiento será de 1.5m³/día, que se descargará y almacenará en un tanque de Rotoplast de 5.0. m³, acondicionado con su respectivo sistema de cloración.

B. ENERGÍA ELÉCTRICA

La energía necesaria, tanto para el área de campamentos, como para el sistema de ventilación será suministrado por un generador eléctrico de 10000 watts de potencia el que servirá para iluminar las habitaciones de los campamentos mineros, oficinas, talleres, almacén y estará ubicado en un pequeño modulo construido cerca del área de campamentos.

ESPECIFICACIONES DEL GENERADOR

- Motor: 20.0 HP cilindro único, válvulas a la cabeza, refrigerado por aire
- Desplazamiento: 337cc.
- Salida de CA: 120/240V 5000W máx. (41.7/20.8A) 10000W nominal (37.5/18.8A)
- Receptáculos: C, E (2), F, G *.
- Salida de CC: N / A.
- Sistema de arranque: Retroceso
- Capacidad del depósito de combustible: 1,9 litros
- Capacidad operativa en un tanque lleno: Aprox. 2.3 hrs.
- Dimensiones (L x W x H): 25.8 "x 18.9" x 19.1 "
- Nivel de ruido: 76 dB



C. SISTEMA DE VENTILACIÓN

Para el suministro de aire fresco al interior de las se contara con ventiladores denominados impelentes, que se localizaran en las bocaminas del nivel I y nivel III, conectado con mangas de ventilación.

5.1.1.7 Insumos

A. Combustibles, Lubricantes, Aceites Y Grasas

El proyecto minero “DEL GIL”, para el cumplimiento de sus objetivos, requerirá de combustible, lubricantes, aceites y grasas, que serán utilizados principalmente por el generador de energía eléctrica y el sistema de izaje por winche.

Tabla 40 — Insumos requeridos para proyecto de Mina “DEL GIL”.

N°	INSUMO	TIPO	CANTIDAD	FORMA DE USO
1	Petróleo.	Diésel	40 gl/día	Combustión del compresor
2	Aceites.	Multigrado	10 gl/mes	Lubricación de Piezas
3	Lubricantes.	Grado 40	5 Kg/mes	Lubricación de equipos
4	Grasas.	Fina.	4 Kg /mes	Engrase de equipos de perforación

B. Explosivos, Mecha Lenta Y Fulminantes

Tabla 41 — Explosivos proyectados para la operación

NRO	CANTIDAD	HERRAMIENTAS	CARACTERISTICA
1	45 UND/DIA	DINAMITA	estándar al 80%
2	52 M/DIA	MECHA LENTA	Estándar 1pie/min
3	32 UND/DIA	FULIMINANTES	Nro. 8

5.1.1.8 Equipos Y Herramientas Para La Operación Del Proyecto

Para dar inicio a las operaciones unitarias en el proyecto de mina “DEL GIL”, será necesario implementar equipos y herramientas, que serán transportados hasta la punta carretera en el lugar denominado LA CUCHILLA, desde donde serán transportados utilizando el sistema de cable carril hasta el nivel III y desde ahí a los frentes de explotación. Los cuadros siguientes muestran el requerimiento de equipos y herramientas necesarios.

Tabla 42 — Equipos Proyectados para la Operación

N	CANTIDAD	EQUIPO	CARACTERISTICA
1	1	compresor	360 cfm
2	2	perfora neumática	120 psi
3	2	ventilador impelente	motor 10 hp
4	4	carros mineros tipo u35 adaptados con chasis	300 kg
5	1	winche	de cables 10 hp
6	2	generador	5000 watts
7	10	lámparas de cabeza con cargador	lumix
8	20	equipos de protección personal	equipo completo

Herramientas Proyectadas Para La Operación

Tabla 43 — Herramientas proyectadas para la operación

NRO	CANTIDAD	HERRAMIENTAS	CARACTERISTICA
1	6	palas	estándar
2	6	carretillas	estándar
3	4	buguis	estándar
4	2	juego de herramientas	estándar
5	4	barretillas	estándar
6	4	combas	estándar
7	6	cinceles	estándar
8	2	engarzalador	estándar
9	2	engrasadores	estándar

5.2 Evaluación Económica Financiera

La evaluación financiera permite determinar los beneficios del proyecto incluido el financiamiento. Tendrá que demostrarse la rentabilidad económica y financiera de la inversión a través de los indicadores del VAN (Valor actual neto), TIR (Tasa interna de retorno).

Las operaciones en la mina DEL GIL serán analizadas a través de los Costos directos e Indirectos proyectados y teniendo en cuenta la realidad del mercado en el año 2018.

5.2.1 Costos Directos

5.2.1.1 Costos Mensuales De Supervisión Y Operación

Tabla 44 — Costos mensuales de supervisión y operación

DESCRIPCION	CATEGORIA	Nº	costo unitario S/.mes	costo total en S/. Mes
Jefe de Mina	Ing	2	4500	9000
Capataz	Supervisor	2	2500	5000
Técnico en voladura	técnico	2	2500	5000
Operador de camiones	técnico	2	2500	5000
Maestro perforista	operador	3	2000	6000
Ayudante de perforista/Palero	Obrero	4	1500	6000
Personal de limpieza y acarreo	Obrero	4	1500	6000
Operador de cable carril	Operador	3	1500	4500
Costo total en operación				46500

Expresando en dólares por mes

$$\frac{\text{US\$}}{\text{Mes.}} = \frac{46500 \text{ S/.}}{\text{Mes}} \times \frac{\text{US\$}}{3.16\text{S/.}} = 14715.19 \text{ US\$/ mes}$$

Expresando en dólares por disparo

$$\frac{\text{US\$}}{\text{disp.}} = \frac{14715.19 \text{ US\$}}{\text{Mes}} \times \frac{1 \text{ Mes}}{30 \text{ dias}} \times \frac{1 \text{ dia}}{2 \text{ Frentes}} \times \frac{1 \text{ Frente}}{2 \text{ disparos}}$$

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{122.63 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 14.60 \text{ US\$/ TM}$$



5.2.2 Costos Mensuales De Servicios

Tabla 45 — Costos mensuales de servicios

DESCRIPCION	DESCRIPCION	Nº	costo unitario S/.mes	Costo total en S/. Mes
Mecánico de perforadoras y compresor	técnico	1	2000	2000
Electromecánico	técnico	1	1800	1800
Cocinero campamento	Cocina	2	1500	3000
Servicio de limpieza-campamento	cisterna	2	1500	3000
Servicio de agua potable	Tanque cisterna	1	150	150
Costo total				9950

Expresado en dólares

$$\frac{\text{US\$}}{\text{Mes.}} = \frac{9,950.00 \text{ S/.}}{\text{Mes}} \times \frac{\text{US\$}}{3.16\text{S/.}} = 3,148.73 \text{ US\$/ mes}$$

$$\frac{\text{US\$}}{\text{disp.}} = \frac{3,148.73 \text{ US\$}}{\text{Mes}} \times \frac{1 \text{ Mes}}{30 \text{ días}} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ Frentes}} \times \frac{1 \text{ Frente}}{2 \text{ disparos}}$$

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{26.24 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 3.12 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.2.1 Costo Horario De Los Epp

Este costo está relacionado con factores encaminados a proteger o aislar diversas partes del ser humano (cabeza, manos, ojos, sistema respiratorio, etc.) y los daños (accidente o enfermedad) en el trabajo o en el medio ambiente en general.) que pueda ocasionar.

El PPE incluye todos los diversos diseños de dispositivos, accesorios y ropa que los trabajadores usan para protegerse de lesiones.

El equipo de protección personal (EPP) es uno de los conceptos más básicos en la seguridad de los trabajadores y se necesita cuando los siguientes peligros no se pueden eliminar o controlar por completo: Ejemplo: Controles de ingeniería. Nuestro caso minero detalla el costo del siguiente accesorio de seguridad:

Tabla 46 — Costos de los siguientes accesorios de seguridad

Implementos de Seguridad	Unid.	Cantidad	Precio unitario (US\$)	Vida útil en disp.	Costo /disp. (US\$/disp.)
Guantes de jebe	Par	6	6.75	30.00	1.35
Respiradores	Pza.	6	27.8	300	0.56
Lentes Uvex	Pza.	6	8.45	150	0.34
Cartucho para respirador	Pza.	12	3.38	30	1.35
Filtro para respirador	Pza.	12	0.26	5	0.62
Cascos	Pza.	6	10.55	300	0.21
Botas de jebe	Par	6	11.26	75	0.90
Pantalón de jebe	Pza.	6	22.39	75	1.79
Saco de jebe	Pza.	6	25.25	75	2.02
Mameluco	Pza.	6	22	180	0.73
Correa Portalámpara	Pza.	6	5.45	180	0.18
Lámpara eléctrica	Pza.	6	400	900	2.67
Total, costo por disparo					12.72

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{12.72 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM}} = 1.51 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.2.2 Costo Horario De Las Herramientas Empleadas

Tabla 47 — Costo horario de las herramientas empleadas

Herramientas	Unidad	Cant.	Precio unitario (US\$)	Vida útil	Costo/disp. (US\$/disp.)
Lampa minera	Pieza	2	6.74	50	0.27
Pico	Pieza	2	7.33	75	0.20
Llave Stilson 14"	Pieza	1	29.8	200	0.15
Barretilla de 5'	Pieza	2	2.5	25	0.20
Barretilla de 8'	Pieza	2	3.5	25	0.28
Combo de 6 Lb	Pieza	1	5.6	90	0.06
Saca barreno	Pieza	2	4.8	50	0.19
Sub total					1.35
Otros 5%					0.25
Total, costo por disparo					1.60

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{1.60 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM}} = 0.19 \text{ US\$/ TM}$$



5.2.2.3 Costo Por Equipos Materiales E Insumos

Tabla 48 — Costo por equipos materiales e insumos

Costo por equipos materiales e insumos					
Unidades	costo unitario \$	Vida útil. hrs	Tiempo de uso por disparo hrs/ disp.	costo por horas \$/hrs	Costo por disparo \$/disp.
Equipo compresor	40000	50000	3	0.80	2.4
Equipo scraper	3500	25000	0.5	0.14	0.07
Equipo ventilador	2170	40000	2	0.054	0.11
Equipo generador eléctrico	3499	25000	11	0.14	1.54
aceites y grasas	250	4320	3	0.058	0.17
Combustibles	250	50	6	5.000	30.00
Aditivos	300	4320	3	0.069	0.21
cables eléctricos	500	172800	10	0.003	0.03
Lámparas luminarias.	170	8000	11	0.021	0.23
Costo total por \$/disp.					34.76

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{34.76 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 4.14 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.2.4 Cálculo Del Costo De Perforadora Y Accesorios

- Perforadora

Tabla 49 — Costos de perforadora

Perforadora	
Precio de una perforadora - US\$ /	4200
Mantenimiento - US\$ /	1358.82
Costo de financiamiento - US\$ /	226.47
Costo total - US\$ /	5785.29
vida útil en Pies	45000
Costo por pie perforado - US\$ / pie	0.128562
Longitud de tal. / Pies	7.21776
numero de tal promedio por disparo	22
Longitud total perforado pies / disp.	158.79072
Costo total por disparo	US\$ / disparo
	20.41445254

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{20.41 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} \times 2 \text{ perforadores} = 4.86 \text{ US\$/ TM}$$



- Manguera y accesorios

Tabla 50 — Costos de mangueras y accesorios

Mangueras y Accesorios		
30 m de manguera de 1" de □	US\$	135
30 m de manguera de 1/2" de f	US\$	60
Accesorios	US\$	9.74
Total	US\$	204.74
Vida útil en disparos		300
Costo de manguera	US\$/disparo	0.68

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{0.68 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} \times 2 \text{ Acc. y mangu.} = 0.162 \text{ US\$/ TM}$$

- Barrenos y accesorios

Tabla 51 — Costos de barrenos y accesorios

Barrenos y Accesorios		
Barrenos		
Precio de barreno de 6'	US\$	83.85
Vida útil	Pies	1000
Costo de barreno	US\$/pie	0.084
Longitud total perforado por Disp. en Pies		158.79
Costo por disparo	US\$/disparo	13.31
Afilado del barreno		
Precio del afilador	US\$ /	1200
Mantenimiento	US\$ /	96
total	US\$ /	1296
Vida util pies perforados		300000
Costo por pie perforado	US\$/pie	0.00432
Longitud total perforado por Disp. en Pies		158.79
Costo por disparo	US\$/disparo	0.69
Piedra esmeril		
Precio	US\$	14.79
ANGEVida útil	N° afiladas	60
Vida útil en pies		5040
Costo por pie perforado	US\$/pie	0.003
Longitud total perforado por Disp. en Pies		158.79
Costo por disparo	\$/disparo	0.47

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{(13.31 + 0.69 + 0.47) \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} \times 2 \text{ barr. y acc}$$

$$= 3.45 \text{ US\$ / TM}$$

5.2.2.5 Costo Por Explosivo

Tabla 52 — Costo por explosivo

COSTO POR EXPLOSIVO				
Material	Unidad	Cantidad	Precio Unitario	\$/disparo
SEMEXSA 65%	Unidad	105	0.279	29.295
EXAMON-P (ANFO)	Kg	45	0.12	5.4
MECHA DE SEGURIDAD	Pza.	21	0.23	4.83
MECHA RAPIDA	Mts	21	0.246	5.166
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	Pza.	21	0.787	16.527
TOTAL EN \$ / disparo				61.218

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{61.218 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 7.29 \text{ US\$ / TM}$$

5.2.2.6 Costos Por Transporte De Mineral

Tabla 53 — Costos por transporte de mineral

costo por transporte de mineral						
Transporte interno						
Unidades	N°	costo unitario \$	vida útil (hrs)	Tiempo de uso hrs./disp.	costo por horas \$/hrs	Costo por disparo \$/disp.
izaje	1	4720	2500	5	1.89	9.44
Carros mineros	2	1475	40000	5	0.04	0.18
Carretillas	1	40	1500	5	0.03	0.13
Transporte externo						
cable carril	1	12500	3000	7	4.17	29.17
camiones	2	30000	6000	3	5	15
Costo total por \$/disp.						53.92

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{53.92 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{\text{Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 6.42 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.2.7 Costo Por Rehabilitación De Accesos

Tabla 54 — Costo por rehabilitación de accesos

Tramos a rehabilitar	costo por rehabilitación US\$/ Km	distancia total Km	Tiempo total de trabajo en meses	costo total US\$/ mes
Acceso principal (Punta carretera-cuchilla)	2531.65	9	2	11392.425
Acceso a frentes de trabajo	379.745	3	1	1139.235
costo total por rehabilitación US\$/ mes				12531.66

Expresando en dólares por disparo

$$\frac{\text{US\$}}{\text{disp.}} = \frac{12531.66 \text{ US\$}}{\text{Mes}} \times \frac{1 \text{ Mes}}{30 \text{ días}} \times \frac{1 \text{ día}}{2 \text{ Frentes}} \times \frac{1 \text{ Frente}}{2 \text{ disparos}} = 104.43 \text{ US\$/ Disp}$$

Expresando en US\$ / TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \frac{104.43 \text{ US\$}}{\text{Disp}} \times \frac{1 \text{ Disp.}}{8.4 \text{ TM.}} = 12.43 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.2.8 Total Costos Directos

Tabla 55 — Total costos directos

Costos directos	
Descripción	Costo US\$/TM
Supervisión y operación.	14.6
Servicios	3.12
EPP	1.51
Herramientas empleadas	0.19
Equipos materiales e insumos	4.14
Perforadora	4.86
Mangueras y accesorios	0.162
Barrenos y accesorios	3.45
Explosivo	7.28
Transporte de mineral	6.42
Rehabilitación de accesos	12.43
total costo directos	58.16

5.2.3 Costos Indirectos

Tabla 56 — Costos indirectos

Gastos indirectos		
Descripción	porcentaje del total de costo directos	costo en Costo US\$/TM
Contingencias	3%	1.74
Gastos generales	10%	5.816
total		8.15

Gasto total por TM

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = \text{COSTOS DIRECTOS} + \text{COSTOS INDIRECTOS}$$

$$\frac{\text{US\$}}{\text{TM.}} = = (58.16 + 8.15) = 66.31 \text{ US\$/ TM}$$

5.2.3.1 Costo de Venta Del Mineral Por TM

Como ya contamos con las leyes de mineral, podemos prever un ingreso tentativo el cual pueda dar una utilidad aproximada.

A. CASO 1

En el primer caso se tiene uno ideal, el cual considera todos 4 elementos presente en el mineral, como lo son: plata, cobre, zinc y plomo. En los cálculos realizados se ha tenido en cuenta la recuperación metalúrgica y el porcentaje pagable por planta, estos datos han sido recolectados de casos similares encontrados en fuentes bibliográficas y corroborados por docentes y especialistas del área.

Tabla 57 — Reservas Probables - Caso 1

RESERVAS PROBABLES						
RESERVAS MINERALES CON CORTE Y RELLENO	TM DE RESERVAS PROBABLES	Oz Ag/TC	%Cu	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$)
	302,141.04	12.5	2.50%	2.00%	3.00%	
	Recuperación por método minado:	90.00%				\$71,598,929.67
		Ag	Cu	Pb	Zn	CONVERSION
	Recuperación metalúrgica	74%	80%	90%	68%	1 TM = 1.1023 TC
	Porcentaje pagable	70%	70%	60%	60%	
	Precio metal en el Mercado	15.71	5912	2036	2646	
		US\$/Oz	US\$/TC	US\$/TC	US\$/TC	
	Utilidad por Tonelada de Mineral Extraído	112.1	91.24	24.24	35.7	263.302
		US\$/Oz	US\$/TM	US\$/TM	US\$/TM	Valor Mineral (US \$/TM)

Como se observa la ganancia obtenida por tonelada de mineral es de 263.30 \$. A esto debemos hacer un descuento del 30% en el cual se contemplan diferentes gastos y pérdidas generadas en el transcurso del transporte del mineral a planta.

$$\text{Valor real del Mineral} = 263.30 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} * 70\% = 184.31 \text{ US\$/ TM}$$

B. CASO 2

En el segundo caso se considera un caso teniendo en cuenta la recuperación de minerales polimetálicos, el cual considera solo 3 elementos presente en el mineral, como lo son: plata, zinc y plomo. En los cálculos realizados se ha tenido en cuenta la recuperación metalúrgica y el porcentaje pagable por planta, estos datos han sido recolectados de casos similares encontrados en fuentes bibliográficas y corroborados por docentes y especialistas del área.



Tabla 58 — Reservas Probables - Caso 1

RESERVAS PROBABLES						
RESERVAS MINERALES CON CORTE Y RELLENO	TM DE RESERVAS PROBABLES	Oz Ag/TC	%Cu	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$)
	302,141.04	12.5	2.50%	2.00%	3.00%	
	Recuperación por método minado:	90.00%				\$46,789,630.82
	Recuperación metalúrgica	Ag 74%	Cu 80%	Pb 90%	Zn 68%	CONVERSION 1 TM = 1.1023 TC
	Porcentaje pagable	70%	80%	60%	60%	
	Precio metal en el Mercado	15.71 US\$/Oz	5912 US\$/TC	2036 US\$/TC	2646 US\$/TC	
	Utilidad por Tonelada de Mineral Extraído	112.128 US\$/Oz	104.27 US\$/TM	24.24 US\$/TM	35.7 US\$/TM	172.067 Valor Mineral (US \$/TM)

Como se observa la ganancia obtenida por tonelada de mineral es de 172.07 \$. A esto debemos hacer un descuento del 30% en el cual se contemplan diferentes gastos y pérdidas generadas en el transcurso del transporte del mineral a planta.

$$\text{Valor real del Mineral} = 172.07 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} * 70\% = 120.45 \text{ US\$ / TM}$$

5.2.4 Determinación de Factibilidad Económica Mediante Costos Unitarios

Teniendo todos los gastos en los que incurrida la mina además de tener calculado el precio de la tonelada de mineral, se puede realizar económico y posteriormente determinar la factibilidad económica del mismo.

$$\text{Margen} = \text{Precio De Tonelada De Mineral} - (\text{Costos Directos} + \text{Costos Indirectos})$$

Donde:

Margen > 0: Existe utilidad y el proyecto es económicamente rentable



Margen = 0: No existe perdidas ni ganancias y el proyecto no es económicamente rentable

Margen < 0: Existe perdidas y el proyecto no es económicamente rentable

A. CASO 1

$$\text{Margen} = \text{Precio De Tonelada De Mineral} - (\text{Costos Directos} + \text{Costos Indirectos})$$

$$\text{Margen} = 184.31 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} - 66.31 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}}$$

$$\text{Margen} = 118.00 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}}$$

De este resultado concluimos que el proyecto en mención es económicamente rentable, además de generar una utilidad significativa.

B. CASO 1

$$\text{Margen} = \text{Precio De Tonelada De Mineral} - (\text{Costos Directos} + \text{Costos Indirectos})$$

$$\text{Margen} = 120.45 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}} - 66.31 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}}$$

$$\text{Margen} = 54.14 \frac{\text{US\$}}{\text{TM}}$$

De este resultado concluimos que el proyecto en mención es económicamente rentable, además de generar una utilidad considerable.

5.2.5 Determinación de Factibilidad Económica Mediante el VAN y TIR

De acuerdo al análisis de los flujos de caja en los primeros 5 años, se realizó el análisis de VAN y TIR de la mina DEL GIL. Considerando una inversión inicial de 200,000.00 \$ y una tasa de descuento del 15% y 20% (la cual se tomó de referencia de diferentes casos prácticos) para contrastar la rentabilidad del proyecto. Los cálculos de flujos de caja para el primer año, segundo año y de los primeros cinco años se encuentran en Anexos.

5.2.6 Caso N° 01

Para el presente caso se ha considerado una tasa de descuento del 15% y los flujos de caja de los primeros cinco años del proyecto. En el siguiente cuadro



se muestran los datos en mención y los cálculos respectivos para el análisis del VAN y del TIR.

Tabla 59 — Flujo de Caja

FLUJO DE CAJA						
Descripción	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Ingresos						
Ventas		S/. 1,092,722.40	5/. 1,456,963.20	5/. 1,456,963.20	S/. 1,456,963.20	S/. 1,456,963.20
Total de Ingresos	S/.	S/. 1,092,722.40	S/. 1,456,963.20	5/. 1,456,963.20	S/. 1,456,963.20	5/. 1,456,963.20
Egresos						
Inversión Inicial	S/. 300,000.00					
Total de Egresos	S/. 300,000.00	5/. 608,838.49	S/. 770,520.51	5/. 770,520.51	5/. 770,520.51	5/. 770,520.51
Flujo de caja	S/. - 300,000.00	5/. 483,883.91	S/. 686,442.69	5/. 686,442.69	5/. 686,442.69	5/. 686,442.69

Tabla 60 — Cálculo del Van y TIR – Caso N° 01

CÁLCULO del VAN y la TIR

La presente hoja calcula el Valor Actual Neto (V.A.N.) y la Tasa Interna de Retorno (T.I.R.) de un proyecto de inversión. Teniendo en consideración los principales aspectos del mismo, como los son: La inversión inicial, flujo de caja neto anual, y la tasa de descuento.

1 Datos para el análisis

	importe					
Inversión	300,000					
		AÑOS				
	inversión	1	2	3	4	5
Flujo de caja (neto anual)	-300,000	483,884	686,443	686,443	686,443	686,443

2 Cálculo del V.A.N. y la T.I.R.

	%	
Tasa de descuento	15.00%	◀ Pon la tasa de descuento aquí
V.A.N a cinco años	2,929,654.67	Valor positivo, inversión (en principio) factible
T.I.R a cinco años	183.84%	Valor inferior a la tasa, inversión a analizar con detalle.

5.2.7 Caso N° 02

Para el presente caso se ha considerado una tasa de descuento del 20% y los flujos de caja de los primeros cinco años del proyecto. En el siguiente cuadro se muestran los datos en mención y los cálculos respectivos para el análisis del VAN y del TIR.

Tabla 61 — Cálculo del Van y TIR – Caso N° 02

CÁLCULO del VAN y la TIR						
<p>La presente hoja calcula el Valor Actual Neto (V.A.N.) y la Tasa Interna de Retorno (T.I.R.) de un proyecto de inversión. Teniendo en consideración los principales aspectos del mismo, como los son: La inversión inicial, flujo de caja neto anual, y la tasa de descuento.</p>						
1 Datos para el análisis						
Inversión	importe					
	300,000					
		AÑOS				
Flujo de caja (neto anual)	inversión	1	2	3	4	5
	-300,000	483,884	686,443	686,443	686,443	686,443
2 Cálculo del V.A.N. y la T.I.R.						
Tasa de descuento	%	◀ Pon la tasa de descuento aquí				
	20.00%					
V.A.N a cinco años	1,584,084.86	Valor positivo, inversión (en principio) factible				
T.I.R a cinco años	183.84%	Valor inferior a la tasa, inversión a analizar con detalle.				

5.3 Discusión de resultados

Como se muestra en la descripción de resultados, es posible afirmar:

- De acuerdo a las condiciones geográficas y climatológicas tiene una gran influencia en el desarrollo del proyecto, pero a través de los trabajos de rehabilitación proyectados durante el año se conseguirá la viabilidad de la re-apertura de las operaciones en la mina.
- De acuerdo a los resultados del estudio de la evaluación de todos los factores geológicos, técnicos y operacionales del proyecto de reapertura de operaciones en la mina DEL GIL, se puede afirmar que técnicamente el proyecto es factible y las razones se muestran a continuación:



- La ubicación del proyecto no representa problema para el transporte del mineral, ya que el tipo de transporte planteado y los costos estimados hacen posible la viabilidad del proyecto.
- Las dimensiones, características y condiciones del mineral, asimismo, las características geomecánicas de la roca, permiten el desarrollo del método de explotación planteado cumpliendo con los estándares y decretos legislativos vigentes.
- Los recursos necesarios para la reapertura y operación de la mina han sido estimados tomando en cuenta los estándares nacionales y condiciones del área del proyecto. El uso de estos recursos (agua, fluido eléctrico, herramientas, insumos, etc) no tiene un impacto negativo en el proyecto.
- De acuerdo a la valorización del proyecto utilizando el análisis de Costos Directos e Indirectos, además de, indicadores económicos como lo son el VAN y la TIR; se afirma que la re-apertura de la mina DEL GIL es factible por ser económicamente rentable en los casos analizados, los cuales se discuten a continuación.
 - Caso N° 01
Como se muestra en la tabla N° 09 Interpretación del VAN. Al obtener un VAN mayor a 0, para los primeros 5 años, el proyecto de inversión en principio es factible. Por otro lado, ya que la TIR es mayor a la tasa de descuento, la inversión para la reapertura de la mina DEL GIL es VIABLE, ya que, la TIR representa una tasa de interés (tasa de descuento) más alta que un inversor puede pagar sin llegar a perder dinero.
 - Caso N° 02
Como se muestra en la tabla N° 09 Interpretación del VAN. Al obtener un VAN mayor a 0, para los primeros 5 años, el proyecto de inversión en principio es factible. Por otro lado, ya que la TIR es mayor a la tasa de descuento, la inversión para la reapertura de la mina DEL GIL es VIABLE, ya que, la TIR representa la tasa de interés (tasa de descuento) más alta que un inversionista puede pagar sin llegar a perder dinero.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- La minería al ser una actividad de alto riesgo, debe ser evaluada desde diferentes perspectivas, siendo la factibilidad técnica y económica las que juegan un papel determinante en la viabilidad de este tipo de proyectos de inversión.
- El método de minado predominante es el de corte y relleno; debido fundamentalmente a que se cuenta con una mayor selectividad, aspecto fundamental de la potencia de las vetas en mina.
- Las condiciones y características del yacimiento, así como las consideraciones geomecánicas del macizo rocoso, determinan toda la etapa de operación.
- El análisis de la factibilidad de un proyecto de inversión mediante el uso de indicadores económicos como lo son el VAN y la TIR nos permitirán tomar decisiones al momento de invertir en proyectos.

6.2 Recomendaciones.

- Es importante compartir y sensibilizar los trabajos proyectados en el área de planeamiento mina hacia las otras áreas involucradas. Para poder así de esta forma cumplir con los objetivos trazados y presupuestos.
- Es importante estar al día con el flujo de los precios de los metales en el mercado mundial, ya que de este depende la rentabilidad que las minas puedan obtener, y además tener planes de contingencia que permitan enfrentar situaciones adversas.
- A la hora de considerar los gastos en los que se va incurrir, se debe considerar un porcentaje considerable para las contingencias que puede afrontar el proyecto.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ALFARO GARCIA, Pedro Dario. 2011.** *Estudio De Factibilidad Para La Instalacion De Una Empresa Minera Aurífera En La Localidad De Huangabal, Distrito De Curgos, Provincia De Sanchez Carrion, Departamento La Libertad.* Trujillo : s.n., 2011.
- DARLING, Peter. 2011.** *SME Mining Engineering Handbook, Third Edition.* s.l. : Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011.
- KUDELKO, Jan. 2013.** *Economic Evaluation Of Mineral Extraction Projects From Fields Of Exploitation During Operational Periods.* Poland : Journal of Sustainable Mining, 2013, Vol. 12.
- EXSA.** *Manual práctico de voladura.*
- GUJ, Pietro. 2013.** *Mineral Project Evaluation: Dealing with Uncertainty and Risk.* s.l. : Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2013.
- HOEK, E. y BROWN, E.T. 1980.** *Excavaciones Subterráneas En Roca.* Londres : McGraw-Hill, 1980.
- HUAMAN FARFÁN, Edgar. 1997.** *Proyecto de Ampliación de la Mina Candelaria de 250 T.M.D. – La Libertad.* La Libertad : s.n., 1997.
- JONES, J. 2012.** *Mine Project Risk Management.* Melbourne : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2012.
- MARTINEZ, L. y WATSON, S. 2012.** *ncertainty – An important source of (additional) value.* Melbourne : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2012.
- MAXWELL, Philip y GUJ, Pietro. 2012.** *Mineral Economics.* Victoria : Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2012.
- MENA SALAS, Alejandro Enrique. 2012.** *Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: caso práctico; mina “Esperanza de Caravelí” de Compañía Minera Titán S.R.L.* Lima : s.n., 2012.
- MERES VARGAS, Alí Ivan. 2014.** *Evaluacion De Riesgos Asociados A Proyectos De Inversion Minera: Caso Mina Cuprosa.* Lima : s.n., 2014.
- MILLÁN, Augusto. 1996.** *Evaluación y Factibilidad de Proyectos Mineros.* Santiago de Chile : Editorial Universitaria, 1996.
- M.G., Park H.M. and Nelson. 2013.** *Mining project evaluation process for investment decisions: Risk Variables in mining projects.*s.l. : SME, 2013.
- RAMIREZ OYANGUREN, P., y otros. 1991.** *Mecánica De Rocas aplicada a la minería metálica subterránea.* España : Instituto Geologico y Minero de España, 1991.
- RAMOS GARNICA, Efrén Rodolfo. 2005.** *Estudio de Factibilidad del yacimiento Aurífero Abigail- Estefania.* Lima : s.n., 2005.
- RIVERA ACUÑA, Alonso Diego. 2011.** *Evaluación Económica Del Proyecto Minero San Antonio Óxidos.* Santiago de Chile : s.n., 2011.



SAGUAY DUTÁN, Carlos Giovanni. 2016. *Factibilidad Técnica Económica Minera De La Explotación De Feldespato En La Concesión Minera Rosario Ii Código 100217.1.* Ecuador : s.n., 2016.

SOTO MESTANZA, Marco Antonio y Chávez Rodríguez, Miguel Ángel. 2016. *Estudio De Factibilidad Técnica Económica De Explotación De Mármol, Para Optimizar La Rentabilidad Económica En La Concesión Minera Cantera San Rita 2010, Cajamarca 2016.* Cajamarca : s.n., 2016.

VANN, J., y otros. 2012. *Scenario Thinking – A Powerful Tool for Strategic Planning and Evaluation of Mining Projects and Operations.* Melbourne : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2012.



