

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**“SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO
INTERMEDIO EN LA U.M. PACHAPAQUI – CÍA.
MINERA ICM PACHAPAQUI S.A.C.”**

PRESENTADO POR:

Bach. HUAYTA QUISPE, Carlos Humberto

· PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – PERÚ

2015

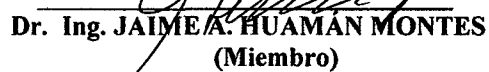
Tesis
M752
Hua
F. 1

“SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO EN LA U.M. PACHAPAQUI – CÍA. MINERA ICM PACHAPAQUI S.A.C.”

RECOMENDADO : 24 DE NOVIEMBRE DEL 2015

APROBADO : 18 DE DICIEMBRE DEL 2015


MSc. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)


Dr. Ing. JAIME A. HUAMÁN MONTES
(Miembro)


MSc. Ing. JULIO R. CHÁVEZ CASTILLO
(Miembro)


Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)

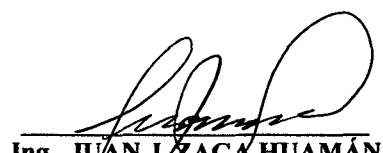

Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 18 de diciembre del 2015, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Carlos Humberto HUAYTA QUISPE, con el Borrador de Tesis Titulado “SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO EN LA U.M. PACHAPAQUI – CÍA. MINERA ICM PACHAPAQUI S.A.C.”, fue calificado con la nota de **DIECISÉIS (16)** por lo que se da la respectiva **APROBACIÓN**.


MSc. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)


Dr. Ing. JAIME A. HUAMAN MONTES
(Miembro)


MSc. Ing. JULIO R. CHAVEZ CASTILLO
(Miembro)


Ing. JUAN J. ZAGA HUAMAN
(Miembro)


Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

Con mucho cariño a mis padres Valerio y Norma; y a mis hermanos Rony, Abel, Guillermo y Fernando; por su apoyo incondicional durante mi formación profesional.

AGRADECIMIENTOS

Mi más sincero agradecimiento a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, en especial a la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas y a la plana de docentes por haber compartido sus conocimientos y experiencias durante mi formación académica.

Al Ingeniero Javier Verástegui Tolentino, Superintendente de Mina de la Cía. Minera International Consolidated Minerals (ICM) Pachapaqui S.A.C. por haberme brindado la oportunidad de trabajar en las instalaciones de la Unidad Minera a su cargo, y con ello poder realizar diferentes estudios que me permitieron incrementar mis aptitudes y actitudes como Ingeniero de Minas.

INDICE

	Pag.
DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO S	3
ÍNDICE	4
RESUMEN	11
ABSTRAC	13
INTRODUCCIÓN	15

CAPÍTULO I

FUNDAMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	17
1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.2.1.DELIMITACIÓN ESPACIAL	18
1.2.2.DELIMITACIÓN TEMPORAL	18
1.2.3.DELIMITACIÓN SOCIAL	18
1.2.4.DELIMITACIÓN CONCEPTUAL	18
1.3. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	19
1.3.1.PROBLEMA PRINCIPAL	19
1.3.2.PROBLEMAS SECUNDARIOS	19
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	20
1.4.1.OBJETIVO GENERAL	20
1.4.2.OBJETIVOS ESPECÍFICOS	20
1.5. HIPÓTESIS	20
1.5.1.HIPÓTESIS GENERAL	20

1.5.2.HIPÓTESIS SECUNDARIOS	20
1.6. VARIABLES E INDICADORES	21
1.6.1.VARIABLE INDEPENDIENTE	21
1.6.2.VARIABLE DEPENDIENTE	21
1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	22
1.7.1.JUSTIFICACIÓN	22
1.7.2.IMPORTANCIA	22
1.8. LIMITACIONES	23
1.9. METODOLOGÍA	23
1.9.1.TIPO DE INVESTIGACIÓN	23
1.9.2.DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	23
1.9.3.POBLACIÓN Y MUESTRA	23
1.9.4.MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN	23
1.9.5.TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	24
1.9.6.TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	24
1.9.7.TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	24

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1. INTRODUCCIÓN	25
2.2. UBICACIÓN	25
2.3. ACCESIBILIDAD	26
2.4. ANTECEDENTES DE LA MINA	27
2.5. CLIMA Y VEGETACIÓN	27
2.6. RECURSOS	28
2.6.1. HÍDRICOS	28
2.6.2. HUMANOS	28
2.6.3. ENERGÉTICOS	28
2.6.4. FINANCIEROS	29
2.7. FISIOGRAFÍA	29
2.8. ORGANIZACIÓN	29
2.9. MÉTODO DE TRABAJO	31

2.9.1. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN BÁSICA	31
2.9.2. TRABAJOS DE CAMPO	31
2.9.3. TRABAJOS DE GABINETE	31

CAPITULO III

GEOLOGÍA

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL	32
3.1.1. ESTRATIGRAFÍA	32
3.2. GEOLOGÍA LOCAL	35
3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	37
3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA	38
3.4.1. TIPOS DE YACIMIENTOS	38
3.4.2. MINERALIZACIÓN	39
3.4.3. RESERVAS MINERALES	42
3.4.3.1. CRITERIOS DE CUBICACIÓN	42
3.4.3.2. RESERVAS MINERALES Y VIDA PROBABLE DE LA MINA	45
3.4.3.3. CATEGORIZACIÓN SEGÚN VALOR ECONÓMICO	46
3.4.3.4. DELIMITACIÓN DE BLOCKS	46
3.4.3.5. CÁLCULO DE ÁREAS	47
3.4.4. RESUMEN DE RESERVAS	49

CAPÍTULO IV

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA ZONA DE MANTOS

4.1. INTRODUCCIÓN	50
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	50
4.2.1. ASPECTOS LITOLÓGICOS	50
4.2.2. DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES	51
4.2.3. ASPECTOS ESTRUCTURALES	56
4.2.3.1. FALLAS	56
4.2.3.2. ESTRATOS	56
4.2.3.3. DIACLASAS	57
4.2.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	57
4.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	59

4.4. ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA	64
4.4.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	64
4.4.2. RESISTENCIA AL CORTE DE LAS DISCONTINUIDADES	66
4.4.3. RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO	66
4.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA	67
4.6. ESTIMACIONES DEL ESTADO TENSIONAL	68
4.7. DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO DE LAS LABORES	68
4.7.1. GENERALIDADES	68
4.7.2. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES Y SOSTENIMIENTOS	69
4.7.2.1. EXCAVACIONES PERMANENTES	69
4.7.2.2. EXCAVACIONES TEMPORALES	73
4.7.2.3. TAJEOS	74
4.7.3. DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJEOS EN EL MANTO INTERMEDIO MEDIANTE EL SOFTWARE PHASES	75
4.7.3.1. PRIMERA SIMULACIÓN	75
4.7.3.2. SEGUNDA SIMULACIÓN	78
4.7.4. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS EN EL MANTO INTERMEDIO MEDIANTE EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD	82
4.7.4.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA Q'	82
4.7.4.2. FACTOR DE ESFUERZO "A" DE LA ROCA	82
4.7.4.3. FACTOR DE AJUSTE "B" POR ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDAD CRÍTICA	85
4.7.4.4. FACTOR DE AJUSTE "C" POR EFECTO DE LA GRAVEDAD	88
4.7.4.5. CÁLCULO DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD N'	89
4.7.4.6. CÁLCULO DEL RADIO HIDRÁULICO	90
4.7.5. ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA	93

CAPITULO V

SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO

5.1. INTRODUCCIÓN	95
5.2. ANTECEDENTES	95
5.2.1. BOSHKOV AND WRIGHT	95

5.2.2. HARMAN	97
5.2.3. MORRISON	98
5.2.4. LAUBSCHER	99
5.2.5. NICHOLAS	99
5.3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	100
5.3.1. CLASIFICACIÓN DE MÉTODOS	100
5.3.1.1. MÉTODOS DE CLASIFICACIÓN A CIELO ABIERTO	100
5.3.1.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA	101
5.4. FACTORES DETERMINANTES EN LA SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	102
5.4.1. CONDICIONES GEOLÓGICAS DEL YACIMIENTO	103
5.4.2. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO	103
5.4.3. DISTRIBUCIÓN DE LEYES	104
5.4.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS	105
5.4.5. ELECCIÓN DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA RESPECTO A CIELO ABIERTO	107
5.5. PROCEDIMIENTO NUMÉRICO DE SELECCIÓN DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	108
5.5.1. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	108
5.5.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL	109
5.5.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO	109
5.5.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO	110
5.5.5. CUT OFF	110
5.5.5.1. CUT OFF OPERACIONAL DE LA MINA PACHAPAQUI	111
5.6. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINANDO DEL MANTO INTERMEDIO	112
5.6.1. GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES DEL MANTO INTERMEDIO	112
5.6.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL	113
5.6.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO	113
5.6.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO	114
5.6.5. PROCESO DE ANÁLISIS PARA LA DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	114
5.6.5.1. GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	114
5.6.5.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL	115

5.6.5.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO	115
5.6.5.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO	116
5.6.6. RESULTADOS	116
5.6.6.1. ESTUDIO GEOMECÁNICO	117
5.6.6.2. PORCENTAJE DE DILUCIÓN Y DE RECUPERACIÓN	118
5.6.6.3. COSTO OPERATIVO	119
5.6.6.4. PRODUCTIVIDAD	120
5.6.7. SELECCIÓN FINAL DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	120
5.7. ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO	120
5.7.1. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO	121
5.7.2. VENTAJAS Y DESVENTAJAS	121
5.7.3. CONDICIONES DE APLICACIÓN DEL MÉTODO	122
5.7.4. LABORES DE DESARROLLO	123
5.7.5. LABORES DE PREPARACIÓN	124
5.7.5.1. PERFORACIÓN	124
5.7.5.2. VOLADURA	126
5.7.5.3. LIMPIEZA	127
5.7.5.4. SOSTENIMIENTO	129
5.7.6. LABORES DE EXPLOTACIÓN	130
5.7.7. OPERACIONES UNITARIAS	131
5.7.7.1. PERFORACIÓN	131
5.7.7.2. VOLADURA	138
5.7.7.3. LIMPIEZA	145
5.7.7.4. RELLENO	149

CAPITULO VI

EVALUACIÓN ECONÓMICA – FINANCIERA

6.1. INTRODUCCIÓN	150
6.2. RESERVAS MINABLES	150
6.2.1. DILUCIÓN PORCENTUAL	151
6.2.2. ANCHO DE MINADO	152
6.2.3. RESERVAS MINABLES	152

6.3. CÁLCULO DEL COSTO DE PRODUCCIÓN SEGÚN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	153
6.3.1. COSTO DE OPERACIÓN MINA (USD/TM)	153
6.3.1.1. COSTO DE OPERACIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO	154
6.3.2. COSTO DE PRODUCCIÓN (USD/TM)	156
6.4. EVALUACIÓN ECONÓMICA, SEGÚN LOS CRITERIOS DEL "VAN" Y LA "TIR"	156
6.4.1. EVALUACIÓN SEGÚN EL CRITERIO DEL VAN Y TIR EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO	158
6.4.1.1. TIEMPO DE DURACIÓN DEL PROYECTO	158
6.4.1.2. TOTAL COSTO DE PRODUCCIÓN	159
6.4.1.3. BALANCE METALÚRGICO	159
6.4.1.4. DETERMINACIÓN DEL VALOR DEL MINERAL	160
6.4.1.5. INVERSIÓN Y CAPITAL DE TRABAJO	160
6.4.1.6. FINANCIAMIENTO	161
6.4.1.7. EVALUACIÓN FINANCIERA	161
6.4.1.8. VALOR ACTUAL NETO (VAN)	162
6.4.1.9. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)	162
6.5. RELACIÓN B/C	163
6.6. BANQUEO Y RELLENO	163
6.7. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	164
 CAPITULO VIII	
RESULTADOS Y DISCUCIONES	
7.1. RESULTADOS	166
7.2. DISCUCIONES	171
 CONCLUSIONES	176
RECOMENDACIONES	178
BIBLIOGRAFÍA	180
ANEXOS	181

RESUMEN

El presente proyecto de tesis es científica aplicada debido a que sus alcances son prácticos y se podrán aplicar en otros proyectos mineros; se realiza debido a que el principal problema que se tiene en la Unidad Minera Pachapaqui es seleccionar un método óptimo de minado para el Manto Intermedio así como de las demás estructuras presentes en la unidad, dentro del cual se tiene como problemas secundarios verificar en que medida un estudio geomecánico de la zona que permitirá una adecuada selección del método de explotación; analizar de que forma un análisis del método de explotación seleccionado servirá como base para la posterior aplicación en el Manto Intermedio; además verificar como un adecuado análisis económico - financiero garantiza la aplicabilidad del método que se seleccionará.

Como objetivo principal se busca seleccionar un método de explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui, a través del análisis geomecánico del área del proyecto; buscar una base técnica que nos permita aplicar el método de minado seleccionado en el Manto Intermedio y finalmente realizar un análisis económico financiero que nos permita verificar la rentabilidad del proyecto.

La selección del método de minado se basa principalmente en la aplicación de técnicas de análisis numérico que se basan en parámetros geológicos y geomecánicos, luego al realizar un adecuado análisis del método de minado basándonos en experiencias de otras operaciones mineras se recolectará información que nos servirá de base para la explotación del Manto Intermedio, y finalmente al realizar un análisis económico – financiero se obtendrá un soporte que nos indique en qué medida es rentable la aplicación del método de explotación seleccionado.

ABSTRACT

The present project of thesis is scientist and practical, they will be able to be applicable in other mining projects; It comes because the principal problem in the U.M. Pachapaqui is to select an optimal method of mining for the Intermediate Mantle as well as of the rest of the present structures in the unit, inside of this has problems is to verify in than measure a study geomechanic of the zone that will enable an adequate selection of the method of exploitation; examining how an analysis of the method of selected exploitation will be like base useful for the later application in the Intermediate Mantle; besides verifying like an adequate cost-financier - analysis to guarantees the applicability of the method that will be selected.

As principal objective seeks to select an optimal method of exploitation for the mining of the Intermediate Mantle in the U.M. Pachapaqui, through analysis itself geomecchanic of the area of the project; looking for a technical base that you allow us applying the method of mining selected in the Intermediate Mantle and finally accomplishing a cost - financial analysis that allows us verifying the profitability of the project.

The selection of the method of mining is based on the application of techniques of numerical analysis that are based in geological parameters and geomechanic principally, next when accomplishing an adequate analysis of the method of mining basing us mining operations on experiences of another mines that will serve us as base for the exploitation of the Intermediate Mantle, and finally when accomplishing a cost - financier analysis to will obtain a support that indicates us himself in what measure is profitable the application of the method of selected exploitation.

KEY WORDS: Geology, Geomechanics, Values, Cost.

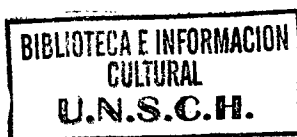
INTRODUCCIÓN

Durante las últimas décadas la minería ha experimentado un creciente desarrollo a nivel nacional y mundial, es por ello que se ha venido invirtiendo en investigación, así como en la búsqueda de nuevas técnicas que contribuyan a una disminución del tiempo de desarrollo y una disminución en los costos operacionales, por esa razón se ha venido buscando y aplicando técnicas de selección de métodos de explotación que garanticen la selección óptima del método de minado a través del uso de parámetros geológicos, geomecánicos y económicos, debido a que anteriormente se usaba la experiencia en yacimientos de similares características para la selección del método de explotación.⁽¹⁾

La razón por la que se realiza el presente trabajo de investigación, es por la importancia que tiene la selección del método de explotación óptimo; pues de esta manera se reducirán los costos operativos con el consiguiente aumento de la producción; ya que de acuerdo a la experiencia del personal de ingeniería de la Cía. Minera International Consolidated Minerals (ICM) Pachapaqui S.A.C. se aplicaría un método de explotación que si bien era factible, no garantizaba la aplicabilidad óptima desde el punto de vista técnico y económico en el Manto Intermedio.

Actualmente en la Mina Pachapaqui se viene buscando un método óptimo de minado para la explotación de las diferentes estructuras mineralizadas debido a que los métodos de explotación que se seleccionaron para cada una de ellas no garantizan ser óptimos desde el punto de vista técnico y económica, debido a ello se buscaron diferentes técnicas para la selección adecuada del método de minado, que tengan en cuenta las diferentes características propias del yacimiento.⁽¹⁾

Es por ello que el objetivo principal que persigue el siguiente proyecto de investigación es seleccionar el método óptimo de minado para el Manto Intermedio en la Mina Pachapaqui, considerando aspectos técnicos y económico-financieros.



CAPÍTULO I

FUNDAMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

La Empresa Minera ICM Pachapaqui S.A.C. miembro del grupo Koreano KZ Group; desde el año 2011 viene iniciando las operaciones en el yacimiento minero Pachapaqui en forma mecanizada, concretamente en la zona de mantos y zona de brechas. Por ello se ejecutaron los trabajos de desarrollo y diferentes estudios para determinar el método más eficiente técnica y económicamente para poder realizar la extracción del mineral en las diferentes zonas del yacimiento.

Es por ello la importancia de trabajar con nuevas técnicas que nos permitan realizar una selección adecuada del método de explotación teniendo en cuenta las características del yacimiento así como su viabilidad económica y seguridad, para así de esta manera incrementar la producción y reducir los costos de operación. Además analizar los trabajos de preparación y explotación del método de explotación seleccionado, para así poder aplicar los conocimientos obtenidos para futuros proyectos en la U.M. Pachapaqui.

1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1.DELIMITACIÓN ESPACIAL

El trabajo de investigación se realizara en torno a la mina de la Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C., específicamente la U.M. Pachapaqui, que se ubica en la provincia de Bolognesi, departamento de Ancash.

1.2.2.DELIMITACIÓN TEMPORAL

El estudio se realiza durante el año 2013 donde se implementaron los métodos de explotación en las diferentes zonas de la U.M. Pachapaqui.

1.2.3.DELIMITACIÓN SOCIAL

El estudio se realiza en torno a mejorar el nivel de las operaciones, mejorar la calidad del ambiente de trabajo para los trabajadores y reducir los costos; para así incrementar la producción y por ende las utilidades de la empresa minera.

1.2.4.DELIMITACIÓN CONCEPTUAL

La selección del método de explotación en el pasado se basaba en las técnicas aplicadas en otras minas y en experiencias conseguidas en yacimientos similares, obtenidas en un entorno próximo. Hoy en día es necesario contar con la información económica – financiera; es necesario así mismo ejecutar un proceso de selección del método de explotación mediante un análisis sistemático global de parámetros específicos del yacimiento como son: geometría del yacimiento, distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y la roca encajonantes, aspectos económico, etc. (EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA – MÉTODOS Y CASOS PRÁCTICOS, 1999).

La aplicación de teoría de cráteres para voladura de chimeneas y en general en la voladura de taladros largos, es la más práctica a la hora de realizar y optimizar estos trabajos. (RENE OJEDA, 2010).

1.3. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.3.1.PROBLEMA PRINCIPAL

¿De qué manera la selección óptima del Método de Explotación influye en el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui?

1.3.2.PROBLEMAS SECUNDARIOS

- ¿En qué medida un estudio geomécanico adecuado de la zona influye en la selección del método de explotación para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui?
- ¿En qué medida el análisis del método de explotación seleccionado servirá para la recolección de información y su posterior aplicación en el minado del Manto Intermedio y en otros proyectos dentro del yacimiento?
- ¿De qué forma un adecuado análisis económico - financiero determinará en qué medida es viable la ejecución del método de explotación seleccionado para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1.OBJETIVO GENERAL

Seleccionar un método de explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

1.4.2.OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar en qué medida un buen estudio geomecánico de la zona influye en la selección del método de explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.
- Evaluar en qué medida un buen análisis del método de explotación seleccionado servirá para la recolección de información y su posterior aplicación en el minado del Manto Intermedio y en otros proyectos dentro del yacimiento.
- Determinar de qué forma un adecuado análisis económico – financiero determinará en qué medida es viable la ejecución del método de explotación seleccionado para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1.HIPÓTESIS GENERAL

Aplicando nuevas técnicas se puede seleccionar un Método de Explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

1.5.2.HIPÓTESIS SECUNDARIOS

- Al realizar un buen estudio geomecánico de la zona se puede realizar una selección óptima del método de explotación para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

- Al efectuar un buen análisis del método de explotación se recolectará información que se podrá aplicar en el minado del Manto Intermedio y en otros proyectos dentro del yacimiento.
- Al realizar un adecuado análisis económico - financiero se determinará en qué medida es viable la ejecución del método de explotación seleccionado para el minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1.VARIABLE INDEPENDIENTE

Selección y análisis del método de explotación.

INDICADORES

- 1. Procedimiento Numérico de selección (valor numérico):** Técnica que se utiliza para poder realizar una adecuada selección del método de explotación teniendo en cuenta criterios geológicos, geomecánicos y de costos.

1.6.2.VARIABLE DEPENDIENTE

Minado del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui.

INDICADORES

- 1. Modelamiento geomécanico (RMR):** Recolección de datos de campo y diferentes ensayos a fin de determinar los índices geomecánicos de la zona de estudio.
- 2. Dimensionamiento de labores (m):** Dimensionamiento geomécanico de las labores que nos permite realizar la explotación de una manera segura y eficiente.

3. Producción (TM/día): Toneladas métricas rotas por día.

4. Costos (USD/TM): Es el costo por tonelada métrica rota.

1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1.JUSTIFICACIÓN

Que, debido a la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada y su entorno físico, el estudio geomecánico, el dimensionamiento geomecánico y la aplicación de los criterios económicos, se debe seleccionar y analizar un método de explotación óptimo que nos permita obtener una alta producción a un bajo costo además de que nos permita mantener la seguridad en las operaciones; y que el análisis de la aplicación de éste, resulte en la obtención de información y experiencias que sirvan para trabajar futuros proyectos dentro del yacimiento.

1.7.2.IMPORTANCIA

La importancia de la investigación radica en la aplicación de una metodología sistematizada fundamentada en la aplicación de estudios geomecánicos, además de criterios económicos orientados a seleccionar un método de explotación óptimo y seguro.

Luego realizar un análisis del método de selección seleccionado y aplicado en la estructura mineralizada que nos sirva de experiencia para poder trabajar futuros proyectos.

1.8. LIMITACIONES

La limitación principal es el poco conocimiento y capacitación al personal, tanto calificado como no calificado, en la aplicación de métodos de explotación que utilicen las técnicas de perforación y voladura de taladros largos.

1.9. METODOLOGÍA

1.9.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Es una investigación científica aplicada ya que sus alcances son prácticos, se planea aplicar las teorías y experiencias obtenidas en los diferentes proyectos a realizarse dentro de la unidad minera.

1.9.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Es una investigación experimental – longitudinal.

1.9.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

La población seleccionada se refiere a la unidad minera perteneciente a la Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Los trabajos se realizarán primeramente en la zona de mantos de la Unidad Minera Pachapaqui concretamente en el Manto Intermedio.

1.9.4. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

Se utilizará el método analítico.

1.9.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas utilizadas en la recolección de datos es el Análisis Documental, ya que se tomaron ejemplos de la aplicación del método de otras minas en operación.

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos son las Guías de Análisis Documental, que nos permiten realizar un mejor trabajo de recolección de datos permitiéndonos centrar el estudio en factores relevantes del sistema estudiado.

1.9.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Los datos obtenidos serán procesados mediante computadoras permitiéndonos seleccionar de manera adecuada los datos que necesitamos para realizar el trabajo, además de facilitar la interpretación de estos datos. Para nuestro caso tenemos:

- Análisis Numérico.
- Índices geomecánicos.
- Índices operativos.
- Análisis de sensibilidad, etc.

1.9.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

Para este caso se realizará un estudio estadístico de las experiencias en diferentes casos de la aplicación del sistema en otras minas del Perú mediante la aplicación de medias aritméticas, etc.

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

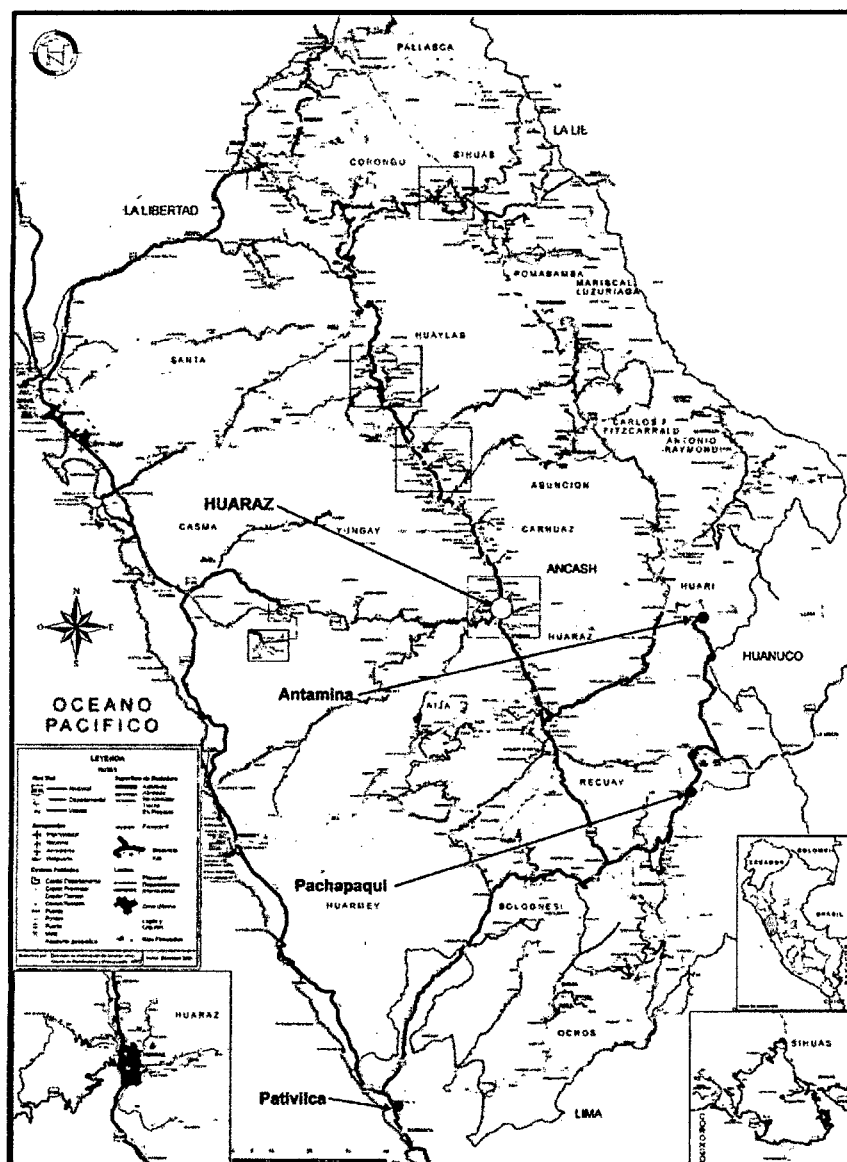
2.1. INTRODUCCIÓN

ICM Pachapaqui S.A.C. perteneciente al grupo Koreano KZ Group, viene desarrollando el Proyecto Pachapaqui, el cual contempla, entre otros, la explotación subterránea de minerales con contenido de Zn, Pb, Cu y Ag, a un ritmo de producción inicial de 675 tpd, para después ampliar la producción a 2500 tpd en el año 2017 y a 5000 tpd en el 2020.

2.2. UBICACIÓN

La Mina Pachapaqui se ubica en la Cordillera de los Andes, en un cinturón de rocas conocido como Provincia del Mioceno Metalogénico o Cinturón Mineral Central, en las coordenadas 275,600E y 8°9'02,200N, a una altitud de 4 300 msnm. A 6 km hacia el SW se encuentra el campamento y la planta a una altitud de 3900 msnm. Políticamente se sitúa en el distrito de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash.⁽¹⁾

Figura 1: Plano de ubicación de la Mina Pachapaqui.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

2.3. ACCESIBILIDAD

Se puede acceder a Pachapaqui siguiendo la siguiente ruta:

Lima - Pativilca	(204 km)
Pativilca - Conoccocha	(120 km)
Conoccocha – Pachapaqui	(40 km)
Pachapaqui – Unidad Minera	(8 Km)

Toda la ruta está asfaltada hasta el centro poblado de Pachapaqui, de allí a la mina se tiene una carretera afirmada. El tiempo de viaje aproximado desde la ciudad de Lima es de 7 horas.

2.4. ANTECEDENTES DE LA MINA

La plata en Pachapaqui fue probablemente descubierta por los Incas y luego explotada a pequeña escala por los españoles en 1535. Luego en 1971 la concesión fue adquirida por Jorge Bustamante de Minera Pachapaqui S.A. y empezó a producir en 1981. Las operaciones terminaron 1994 como resultado de la actividad terrorista dejando una deuda de 16 millones de dólares. Luego de ello los activos de la empresa cambiaron cuatro veces de dueño (Plata Perú Resources Inc. en 1997, Haviland International Resources Inc., Empresa Minera Pachapaqui, Havilan International Resources Inc.), para finalmente ser adquirido por la International Consolidated Minerals en 2006 (ICM). En todas estas transacciones parece que la falta de manejo adecuado de las finanzas impidió el logro de los ritmos de producción y obtención de tasas favorables. Lo mismo sucedió con la empresa ICM que finalmente sede la propiedad a una compañía registrada en USA como Pachapaqui S.A.C. En el 2010 la Cía Minera ICM Pachapaqui S.A.C. sede la Unidad Minera al grupo Koreano KZ Group que empieza nuevamente las operaciones de manera mecanizada en la Zona de Mantos y de Brechas en el Nv. 4260.⁽¹⁾

2.5. CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima en la zona de Pachapaqui es típico de la Región Sierra. Las temperaturas típicas varían de -7 a 21 ° C. La temporada de lluvias normalmente se extiende desde finales de Diciembre hasta Abril.

La vegetación es escasa y consiste principalmente de pastos, arbustos, musgos y pequeños bosques del área protegida, con flores de cactus Puya Raimondi junto a la carretera de grava que conduce a la mina. ⁽¹⁾

2.6. RECURSOS

2.6.1. HIDRICOS

El agua utilizada en las operaciones proviene de la laguna “El Burro” ubicada en la parte alta del valle, esta es trasladada por gravedad a través de tuberías y tanques de acumulación hacia el interior de la mina y hacia la planta concentradora.

2.6.2. HUMANOS

El personal que labora en la mina como mano de obra no calificada pertenece al caserío de Pachapaqui, así como del distrito de Aquia, ambos pertenecientes a la provincia de Bolognesi, departamento de Ancash. Con respecto a la mano de obra calificada y profesionales provienen de diferentes partes del Perú como son los departamentos de Lima, Huancayo, etc.

2.6.3. ENERGÉTICOS

El agua para la mina proviene de los ríos de la localidad y estos también son usados para la generación de energía eléctrica, pero el volumen de agua baja o sube de acuerdo a la temporada por lo tanto es insuficiente. Una línea de 220 Kv pasa cerca de la Unidad Minera y se está aprovechando esta para satisfacer las necesidades energéticas de la mina y planta concentradora.

2.6.4. FINANCIEROS

El financiamiento de las operaciones proviene del grupo Koreano KZ Group en su totalidad debido a que esta adquirió la mina de la Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

2.7. FISIOGRAFÍA

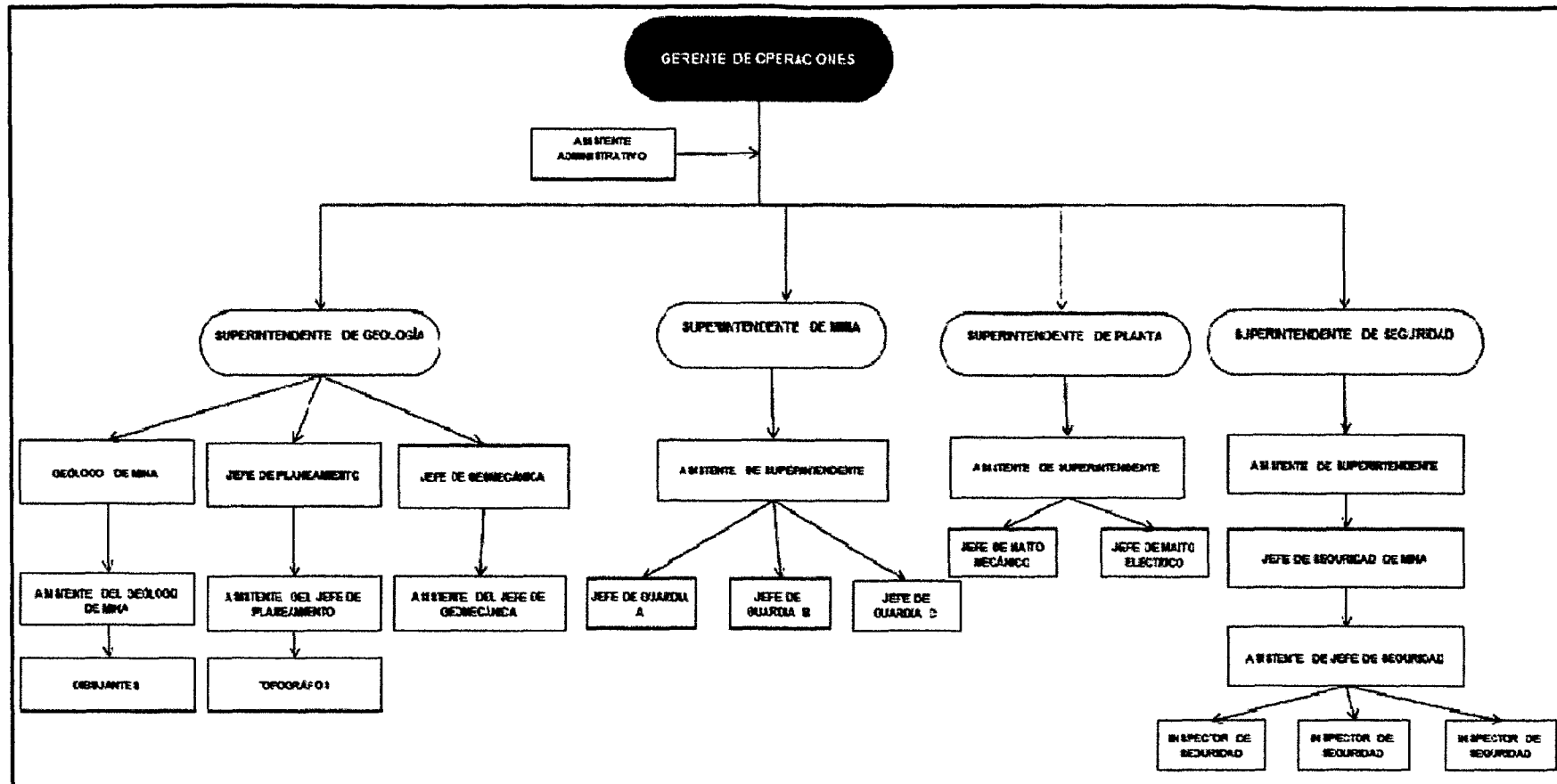
El área de Pachapaqui es típica de la Cordillera Blanca de los Andes, con superficies escarpadas y accidentadas. El valle Minaspata, donde se ubica Pachapaqui corresponde a la Región Puna, con un ancho que varía entre 300 a 500 m y es relativamente plana.

Las montañas que rodean este valle son muy empinadas con picos en la cabecera del valle llegando a más de 5.000 msnm, donde se aprecian glaciares y depósitos glaciares que forman morrenas. Así también la zona involucrada con el proyecto presenta lagunas de origen glacial.⁽¹⁾

2.8. ORGANIZACIÓN

La organización de las jefaturas dentro de la Unidad Minera Pachapaqui es como sigue:

Esquema 1: Organigrama de la Cía. Minera ICM Pachapaqui.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

2.9. MÉTODO DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo de investigación tuvo las siguientes etapas:

2.9.1. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN BÁSICA

Comprende la recopilación de información geológica y geomecánica de la zona de estudio, toma de muestras rocosas, experiencias de otras operaciones mineras dentro de la unidad minera y de diferentes operaciones dentro del país.

2.9.2. TRABAJOS DE CAMPO

Se realizaron trabajos de mapeo geológico y geomecánico de la zona de estudio, se realizaron controles de las operaciones unitarias a fin de obtener información relevante del desarrollo de las operaciones.

2.9.3. TRABAJOS DE GABINETE

Verificación de los ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de las muestras tomadas, procesamiento de los datos obtenidos, elaboración de cuadros geotécnicos, dimensionamiento geomecánico de las labores, diseño del tajeo, elaboración de planos, determinación de los costos de producción, así como los análisis económicos – financieros para finalmente realizar la redacción de la tesis.

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL

Litológicamente se puede apreciar que predominan las unidades sedimentarias con una orientación NW-SE, contando además con la presencia de intrusivos a modo de diques dioríticos y félsicos, así como brechas, cuyos contactos han originado rocas metamórficas.⁽²⁾

3.1.1. ESTRATIGRAFÍA

La estratigrafía de las rocas sedimentarias expuestas en la mina Pachapaqui ha sido tomada de la apreciación de campo, de la Columna Estratigráfica Regional, de la Columna Estratigráfica Generalizada del Perú Central - Cordilleras Occidental y Oriental; y de Merino (2002), quien reconoce cinco unidades litoestratigráficas. Estas unidades son las siguientes:

CRETÁCEO INFERIOR

Formación Carhuaz (Cr) – Grupo Goyllar

Constituida de lutitas fosilíferas con intercalaciones de areniscas, yeso y capas delgadas de calizas en la parte inferior. Contiene fósiles que indican una edad Valanginiano Superior. Tiene una potencia aproximada de 450 m.

Formación Farrat (Fr) – Grupo Goyllar

Constituida por bancos de areniscas y cuarcitas grises blanquecinas con estratificación cruzada, intercaladas con lutitas grises a pardo rojizas. Su edad corresponde al Aptiano. Tiene una potencia aproximada de 35 m.

Formación Pariahuanca (Ph)

Constituida por calizas arenosas, gris pardas, intercalados con lutitas y areniscas de colores pardo amarillentas y rojizas. Existe un cambio de facie sedimentario en sentido Oeste a Este, pasando a secuencias más continentales que se adelgazan hacia la Cordillera Oriental donde desaparecen lateralmente. Edad: Albiano inferior. Potencia aproximada de 370 m.

Formación Chulec (Ch)

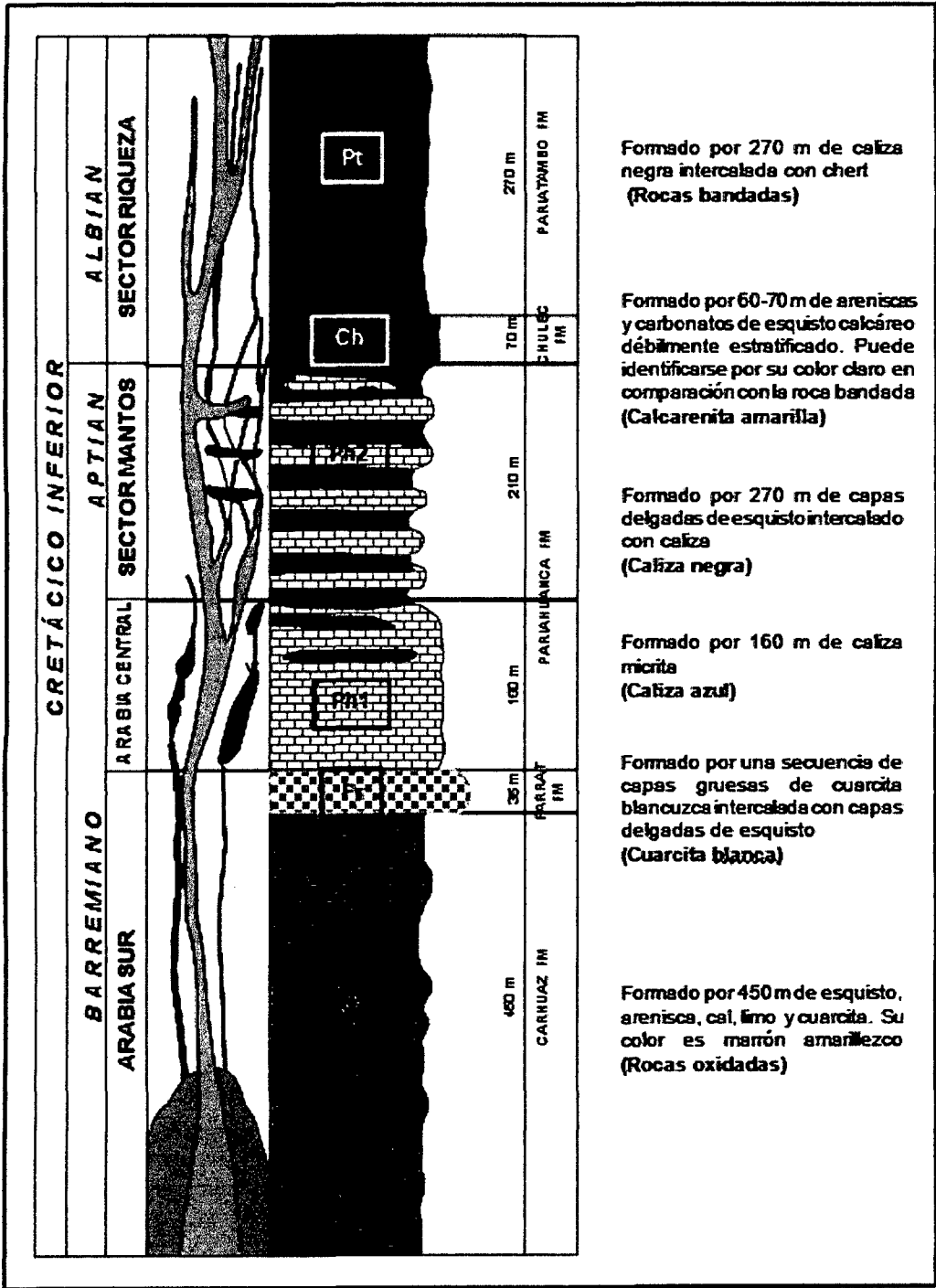
Constituido por calizas, areniscas calcáreas, margas y lutitas de color blanquecino a gris parduzco y calizas margosas de color pardo amarillento en la parte superior. Su edad corresponde al Albiano Medio. Tiene una potencia aproximada de 70 m.

Formación Pariatambo (Pt)

Constituida por calizas de color oscuro a negras, bituminosas, fétidas, intercaladas con margas y lutitas calcáreas de color gris oscuro.

Su edad corresponde al Albiano Superior. Tiene una potencia aproximada de 270 m. Predominante en la zona Riqueza.⁽²⁾

Figura 2: Estratigrafía del yacimiento Pachapaqui.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

3.2. GEOLOGÍA LOCAL

Se tiene horizontes de caliza gris, caliza negra, caliza gris skarnizada, skarn, brecha calcárea y brecha volcánica; estas calizas se presentan como gradaciones sin orientación preferencial alguna. Se aprecia también que la zona está muy fallada debido al tectonismo compresivo que ha sufrido toda la zona. Muchas de estas fallas mineralizadas y mantos mineralizados presentan alteraciones como sericitización, cloritización, argilización y oxidación.

Estos horizontes han controlado el emplazamiento de los mantos Esperanza (al techo), Intermedio (parte central), Matter (al piso) y el Cuerpo de Brecha, los cuales se encuentran intercalados con las capas sedimentarias. Los mantos presentan una composición litológica heterogénea a modo de pequeñas capas con espesor de centímetros, pudiéndose ver roca estéril intercalada con fallas, estructuras mineralizadas y material bituminoso hasta tramos donde se estrangulan los mantos. Así también la alteración es variable presentando en algunas argilización, cloritización, sericitización, oxidación, hasta ninguna en las zonas donde se estrangula. El Cuerpo de Brecha presenta composición calcárea con alteración tipo oxidación a nula.

Hay dos formaciones de caliza: Pariahuanca y Pariatambo, las que están separadas por lutitas menores discontinuas y areniscas de la Formación Chulec. Todas estas formaciones son consideradas contemporáneas con el carbonato gris del Pariahuanca, que representa una facie proximal a la más oscura y más distal, Formación Pariatambo.

Este contraste litológico parece tener relación con la mineralización, que es más concentrada y con presencia de vetas en la caliza gris más clara y disminuyen al pasar al carbón más rico y caliza negra.

Rodeado por las varias zonas mineralizadas esta un cuerpo ovoide de brechas de unos 900 m de largo y 500m de ancho, comprende fragmentos gruesos (de hasta 30 cm) a finos, en su mayoría angular, de litología distinta en el área (incluyendo algunos fragmentos de pirita mineralizada) dentro de una matriz de lo que parece ser el mismo material. Esto ha sido identificado por los geólogos como una diatrema o brecha volcánica.

De las observaciones de campo estas brechas parecen ser en parte de origen tectónico y sedimentario, con algunos fragmentos litificados. Los contactos observados están cizallados pero la edad de esta cizalla es incierta, y en particular si es posterior a la brecha o es parte del evento de brechamiento o ambas cosas. En uno de los socavones la composición de los clastos cambia de predominantemente intrusivo félsico a caliza, lo que refleja la litología a ambos lados de este cuerpo y las vetas intrusivas de la brecha, también se ha observado que toda esta evidencia apoya un origen tectónico. En otros lugares los contactos sugieren discontinuidad con el relleno sedimentario de topografía kárstica en la caliza, con pináculos de caliza que sobresalen de 1 a 2 m en la brecha, los cuales también podrían atribuirse al colapso del techo de una cavidad de solución. En esta zona los contactos están afilados y sin alteración evidente. Finalmente en superficie, la brecha tiene la apariencia de guijarros de caliza cementada. Todo esto se puede atribuir a la litología en el cuerpo de brecha asignada.

Hay una serie de intrusiones félsicas del Terciario cortando a través de las calizas que han generado zonas de skarn y aureolas termales alrededor de otras litologías. Estos diques intrusivos de forma irregular y los cuerpos de poca profundidad están expuestos en superficie y bajo tierra en los socavones, particularmente alrededor de la zona mineralizada Mantos. La mayoría de las intrusiones vistas están casi desprovistas de minerales máficos y es probable que sean tonalitas o cuarzo granodioritas. Una amplia zona de skarn se ha definido alrededor de una gran intrusión al noreste de los yacimientos Mantos.⁽²⁾

3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Los paquetes de rocas sedimentarias están plegados a lo largo de un eje N a W (N30°W) con un cierre a veces muy visible en el NE de la Zona de Arabia. Se ha mapeado solo una falla a nivel regional pero a nivel local se tiene mayor información estructural, especialmente en la Zona de Mantos y Zona de Brechas.

A pesar de esto hay cizallas principales pasando a través del área con una amplia zona de lo que parece ser una deformación frágil en el Este del plano axial. Esta cizalla también parece ser cortada por una falla posterior que parece ser mineralizada. Parece probable que la zona este ampliamente fallada, lo cual es de esperar dada la historia tectónica de la zona. La zona del proyecto actual de la Mina Pachapaqui (Manto Esperanza, Manto Intermedio, Manto Matter y el Cuerpo Brecha), presenta una orientación N30°-50°W/40°-70°SW, correspondiendo los valores más altos de buzamiento a los niveles superiores y los bajos a los niveles inferiores, coincidente con la estratificación de las capas sedimentarias y controladas fuertemente por el plegamiento de la zona que dio origen al Sinclinal de la Mina Pachapaqui, típico de mineralizaciones tipo manto.

El sistema principal de fracturamiento es el determinado por la estratificación con orientación N30°-50°W/40°-70°SW, la cual tiene asociada vetas-fallas, fallas y diques, también se tiene el sistema de fracturamiento con orientación E-W/50°-70°N, el cual tiene asociado fallas.

La estructura mineralizada tipo manto presenta un comportamiento tipo “rosario” estrangulándose o disminuyendo su potencia en algunos tramos y ampliándose esta en otros, alcanzando potencias que varían de 0.0 m a 7.0 m en los Mantos y 48.0 m en la Brecha.⁽²⁾

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La actividad del prospecto en el área es conocida desde tiempos coloniales, según cálculos estimados, una cantidad aproximada de 2 millones de toneladas de mineral han sido minadas desde 1950, produciendo concentrados de Ag-Cu, Ag-Pb y Zn. Los cuerpos minados son vetas llenas de fallas, chimeneas de mineral y mantos.

Se han reconocido 55 estructuras mineralizadas, aproximadamente, entre vetas llenas de fallas, chimeneas y mantos en un área de 4 km por 6 km, ubicadas en roca oxidada, caliza azul, caliza negra, calcarenitas amarillas y rocas bandadas.⁽²⁾

3.4.1. TIPOS DE YACIMIENTOS

Los depósitos son de origen hidrotermal y abarcan desde vetas que parecen ser fracturas tensionales (Arabia, Julmar y Riqueza), depósitos de reemplazamiento alargados con menor vetilleo (Sección Mantos) hasta semi-estratoligados tabulares. Además, existen zonas de brecha recientemente descubiertas, con

alteración extensa, brechas gruesas que se presentan con buzamiento menor que los depósitos tipo Mantos que tienen un buzamiento de entre 55° a 65° SW. En todos ellos, hay generalmente una estrecha relación entre la mineralización y las aureolas metamórficas / metasomáticas alrededor de cuerpos intrusivos. Las zonas económicas parecen estar restringidas principalmente a la caliza gris de la Formación Pariahuanca.

En Arabia, Julmar y Riqueza las vetas muestran dos orientaciones principales, pero otras también están presentes. Además, hay cuerpos tipo chimenea o zonas brechosas donde estas vetas se intersectan. Las vetas individuales pueden ser de hasta 450 m en la estratificación (Riqueza) y tienen aún mayores dimensiones en las zonas de bajo buzamiento. Las vetas tienden a ser fuertemente inclinadas y tienen un ancho muy variable, la intensidad y grado de la mineralización son irregulares, típico de la actividad epitermal polimetálica. La excepción es la sección Mantos que buza alrededor de 55° a 65° SW.⁽²⁾

3.4.2. MINERALIZACIÓN

La asociación mineral típica consiste de galena+esfalerita+Ag+tetrahedrita+sulfosales+ calcopirita en ganga de cuarzo, calcita, rodocrosita, rhodonita, pirita, pirrotita y marcasita. Los contenidos de los distintos cuerpos de mineral parece ser dependientes de la roca huésped, la proximidad a cuerpos intrusivos y el tipo de estructura huésped. La proximidad a los intrusivos (o la fuente de la mineralización) es también una función de la elevación y estas vetas y cuerpos de reemplazamiento tienden a mostrar una zonificación de los minerales metálicos y de ganga. Sin embargo, esto aún no se ha definido en detalle. Las zonas mineralizadas se agrupan en cuatro áreas: San Antonio, Arabia, Riqueza / Julmar y Mantos, los cuales ocurren en la vecindad al cuerpo de Brecha.

Estas agrupaciones se definen por las rocas huésped, las estructuras portantes de mineral y su ubicación relativa.

San Antonio

Consiste en vetas-fallas rellenadas, hospedadas en calizas de grano fino. Las vetas van desde 0.2 a 1.8 m de ancho y de 30 a 200 m de largo, tienen orientaciones variables en función de las orientaciones de las fallas y se inclinan abruptamente. Están ubicadas a lo largo del flanco Sur del sinclinal de la Mina Pachapaqui, en la parte SW de la zona minera y aproximadamente 2 km al SSE de Arabia.

Arabia

Se ubica en el flanco occidental del sinclinal Pachapaqui, en el lado W del valle Minaspata. El área incluye vetas-falla rellenadas y chimeneas o diatremas brechadas mineralizadas e incluye 34 zonas individuales, todas con diferente contenido de metal. El Promedio de contenido de metal esta alrededor de 8.2 oz / ton Ag, 4.6% Pb, 5.8% Cu y Zn 1.0%. Las vetas están típicamente asociadas con varias generaciones de estructuras de fallas en la caliza. Las vetas son de 0.5 a 5.8.m de ancho y de 50 a 400 m de largo.

Sinchi Roca

Se ubica en el lado Sur del valle Minaspata, a unos 900 m de Arabia y al W del eje del sinclinal Pachapaqui. Es una veta de alrededor de 1 m de ancho, casi vertical, y rumbo al SE. Cuando se cruza la veta intersecta fallas locales donde se desarrollan cuerpos mineralizados de forma tubular denominados "bolsonadas" brechadas.

Tres bolsonadas, el # 6, # 8 y el tajo abierto, se han extraído con éxito hasta la fecha por el método de minado shrinkage, con leyes promedio 5 oz/Ag por tonelada, 5% Zn y 5% Pb.

Riqueza

Está situado en el flanco NE del sinclinal Pachapaqui y parte SE del valle de Minaspata, a unos 2 km al SE de Arabia. Riqueza contiene varias vetas-fallas rellenadas, verticales, con orientación E-W, en calizas. Sus dimensiones oscilan entre 0.2 y 2.0 m de ancho y más de 450 m en el rumbo. Es relativamente rica en Ag (19.45 oz / ton) y Cu (1.33%), y menor en Pb (2.16%) y Zn (3.37%).

Mantos

Se encuentra en el lado SE del valle de Minaspata, a 1,000 m al SSE de Arabia y a 700 m al N de Riqueza. Se compone de mantos de forma tabular semi-estratoligados de reemplazamiento, hospedados en una unidad de caliza color negro. Estas zonas son de espesores variables y con orientación NW y con buzamiento entre 55°- 65° SW. Los contenidos son relativamente regulares y altos en Zn (3.15%) y Pb (1.20%).

Brecha

Se compone de impregnaciones de sulfuro masivo a diseminado, que tienden a sustituir a la matriz, pero también hay alteración débilmente zonal de los clastos de caliza gris. La falta de mineralización en las partes de grano más fino de la brecha sugiere un fuerte control de la porosidad en el flujo de los fluidos hidrotermales. El Sondaje 101-08 muestra contenidos significativos sobre la totalidad de una intersección de 0.99% Cu, 0.33% Pb y 3.55% Zn con 22g/ton de Ag.

La causa de su mineralización preferencial de Cu y Pb/ Zn es probablemente debido a la influencia química/litológica, aunque esto aún está por determinar. En la información actual tiene un espesor promedio real de 48 m y longitud en rumbo de 254 m.⁽²⁾

3.4.3.RESERVAS MINERALES

En este inventario y cálculo de reservas de mineral, se ha empleado la metodología sistemática requerida por los Organismos de Fiscalización Minera, determinándose categorías de blocks de mineral económico (por encima del Cut Off) y de mineral Low grade (por debajo del Cut Off) sub dividiéndose en estas categorías en función al grado de accesibilidad en Probado Accesible, Eventualmente Accesible e igualmente Probable Accesible, Eventualmente Accesible, teniendo en cuenta posibilidades de extracción, el número de lados con los cuales se le ha reconocido y relaciones de carácter geológico, todo esto referido a un Cut Off ya determinado, el mismo que ha sido el parámetro, para determinar el nivel de reservas.⁽²⁾

3.4.3.1. CRITERIOS DE CUBICACIÓN

Se ha determinado por el Cut Off (Zn 2.5%) clasificándose en mineral Económico Probado y Probable Accesible y Eventualmente Accesible, en relación al grado de certeza observado en su ocurrencia y cuyos desarrollos, preparaciones están muy avanzados y su extracción puede considerarse como realizable en un corto y / o mediano plazo, a continuación detallaremos cada uno de ellos:

a. Mineral Probado

Se considera en esta categoría a todos los blocks cuya exposición está hecha en uno o más lados cuya preparación está sumamente avanzada y su extracción puede considerarse como realizable de inmediato. En esta categoría se ha subcategorizado en Accesible y Eventualmente Accesible; para determinar el dimensionamiento del block, se ha usado como altura positiva o negativa en función a estar por encima y / o por debajo de nivel de cubicación, generalmente 1/5 de la longitud de exposición, esto en casos de vetas, en el caso de cuerpos y mantos, en función a las intersecciones en los diferentes niveles de reconocimiento y a la formación estructural que ha manifestado.

b. Mineral Probable

Es el mineral adyacente al probado, pero en el que aún se presupone algún riesgo de discontinuidad o leyes, se ha determinado el dimensionamiento de blocks en similar forma al de probado, necesitándose ejecutar aun algunas labores adicionales de preparación y cuya extracción es relativamente inmediata.

c. Mineral Prospectivo

Es el mineral cuya presencia se estima en base a las características particulares y generales geológicas de las estructuras y del yacimiento respectivamente en función a las evidencias establecidas por sondajes diamantinos aislados, cateos, trincheras, muestreos aislados y áreas cercanas a blocks de mineral a la vista permitiéndonos establecer similares posibilidades de mineralización económica, en la presente cubicación se reseña genéricamente en forma cuantitativa y cualitativa este mineral.

d. Mineral Potencial

Es el mineral cuya presencia es estimada en base a las características geológicas del yacimiento y / o a indicaciones indirectas como continuidad de estructuras, exposición de afloramiento, asociación litológicas, prospección geoquímica y geofísica, alineamiento estructurales con minas vecinas, alineamiento estructurales regionales, en la presente cubicación se reseña genéricamente en forma cuantitativa y cualitativa este mineral.

e. Accesible

Son aquellos que tienen laboreo minero (galerías, chimeneas, ventanas. Etc.) que posibilitan su extracción y que generalmente están listos para extraer en la etapa de preparación y/o explotación, se pueden considerar en cierta forma a los probados y probables accesibles como Reservas Explotables.

f. Eventualmente Accesible

Son aquellos blocks que requieren de cierto laboreo minero adicional para hacerse accesible y así constituir reservas económicas inmediatas, estos minerales generalmente constituyen reservas al momento que las inversiones adicionales necesarias para hacerlas accesibles están respaldadas por el valor del mineral del block, sumado a los gastos de explotación.

Figura 3: Código australiano para recursos y reservas.



3.4.3.2. RESERVAS MINERALES Y VIDA PROBABLE DE LA MINA

Las reservas de minerales están constituidas por los blocks de mineral económicamente explotables en las categorías probadas y probables que sean accesibles y eventualmente accesibles. Con respecto a la vida de la mina y / o proyecto se determina la vida de la operación en función a las reservas de minerales y además los minerales prospectivos considerados en no más del 50 % y el nivel de producción que se establezca, de acuerdo a esto se ha proyectado una vida de la mina promedio de 5 años, aunque de acuerdo a los últimos trabajos de perforación diamantina se estima que este valor se incrementará conforme se realice la profundización de las operaciones y la ampliación hacia otras zonas.

3.4.3.3. CATEGORIZACIÓN SEGÚN VALOR ECONÓMICO

Su categorización está basada mayormente el Cut Off, para el caso de las reservas (mineral de mena), este mineral paga los costos directos e indirectos, dejando ganancia; para el caso del mineral low grade (marginal y sub marginal), especialmente en lo que respecta al marginal, que se ubica en un 15 % o 20 % por debajo del límite de operación pero que su explotación cubre los gastos directo de operación, su laboreo en algunos caso se justifica porque ayuda a disminuir las perdidas por los costos fijos que no se evitarían con la disminución de la escala de producción, puede pasar a ser mineral económico de acuerdo a la variación del costo de producción y a la variación de los precios de los metales en el Mercado Internacional en el caso de los sub-marginales, su ubicación se determina en un 15 % o 20 % por debajo del marginal y no cubre los costos de explotación de acuerdo a las condiciones actuales del mercado.

3.4.3.4. DELIMITACIÓN DE BLOCKS

Se ha efectuado una separación en tramos de la muestras según el grado de concentración de su contenido metálico en las estructuras mineralizadas, de manera que permita en lo posible, ajustar los blocks al valor económico del mineral.

Las muestras intermedias con valores bajos de un tramo serán incluidas, sino afectan mayormente el promedio general, esto ha permitido delimitar verdaderas zonas de explotación y áreas referenciales similares futuras, según fluctuaciones de los precios en el Mercado Internacional y contratos de ventas futuros.

a. Leyes Erráticas

Son aquellas que sus valores son altos con relación al resto de las muestras y han sido reemplazadas por el promedio pesado y/o aritmético de las dos muestras adyacente

b. Dilución

Las muestras cuyos anchos de veta son menores a 0.80 m. ancho real mínimo de explotación han sido diluidas por separado a 0.80 m. y las muestras cuyos anchos de veta son mayores a 0.80 m. han sido diluidas por separado a un + 10 % de sobre rotura con la finalidad de tratar de controlar el efecto de dilución en una forma directa.

3.4.3.5. CÁLCULO DE ÁREAS

El cálculo de las áreas de los blocks se ha determinado por procedimiento geométricos cuando sus formas han sido simples, cuando han sido irregulares se ha usado el planímetro.

Adicionalmente en el cálculo de áreas para los mantos, se ha tomado en cuenta el buzamiento.

a. Volúmenes

Generalmente se han determinado multiplicando las áreas de los blocks por el Ancho (Ancho Real de Explotación) estimado, teniéndose en cuenta las alturas proyectadas para los mismos.

b. Peso Específico

Se ha empleado como factor de conversión 3.10 ton/cm^3 en forma general para mineral, siendo este factor el resultado promedio de lo determinado en varias pruebas realizadas con nuestros minerales en el laboratorio de la mina y entidades asesoras especializadas en la ciudad de Lima.

c. Factor de Continuidad

El tonelaje cubicado ha sido castigado por posibles zonas estériles y/o pilares, tanto en vetas, cuerpos irregulares, bolsonadas karsticas y mantos, o por pérdidas durante la extracción o posibles zonas antiguas tajeadas, entre un 10 % hasta un 40 % en algunos casos.

d. Factor de corrección por error de muestreo y ensaye

Las leyes de cubicación han sido corregidas por los errores naturales en muestreo y ensaye, en un 10 %.

3.4.4.RESUMEN DE RESERVAS

Tabla 1: Resumen de los recursos reservas en la Unidad Minera Pachapaqui.

CUADRO DE RECURSOS - RESERVAS MINA PACHAPAQUI AL 31-12-13										
	RECURSOS MEDIDO E INDICADO					RESERVAS				
	TMS	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/Tm	TMS	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/Tm
① ICM PACHAPAQUI MINERAL EN MAJITOS - ICM 2013	-	-	-	-	-	4,602,931	0.49	1.57	3.61	57.55
② PROVIDENCIA - ICM 2013	885,831	0.52	1.42	3.7	53.85	-	-	-	-	-
③ TECHO ESPERANZA - ICM 2013	356,227	0.45	1.15	3.11	54.99	-	-	-	-	-
④ BRECHA CUERPO "B" - ICM 2013	1,714,794	0.17	0.5	2.34	41.33	701,045	0.19	0.7	2.45	49.24
⑤ BRECHA CUERPO "A" - ICM 2013	1,547,000	0.2	1.26	2.91	30.22	-	-	-	-	-
⑥ SIACHINDCA - ICM 2013	5,000,000	0.58	2	3.15	44.94	-	-	-	-	-
⑦ DEJADA - ICM 2013	*	-	-	-	-	-	-	-	-	-
⑧ AMELIAS Y Y - ICM 2013	390,400	0.53	2.51	4.2	128.14	-	-	-	-	-
⑨ ADAM WHEELER MINERAL EN MATOS - 2011	2,287,184	0.46	1.11	2.89	49.47	-	-	-	-	-
⑩ ADAM WHEELER MINERAL EN BRECHA - 2011	7,973,048	0.48	0.45	2.83	19.84	-	-	-	-	-
TOTAL RECURSO MEDIDO E INDICADO ICM 2013 + ADAM WHEELER	20,254,434	0.46	1.08	2.97	38.17	5,304,017	0.45	1.45	3.46	56.45

* RECURSO INFERIDO: 378,000 TMS, Cu=0.52%, Pb=1.38%, Zn=2.13%, Ag=56 g/Tm

	TMS	%Cu	%Pb	%Zn	Ag g/Tm
TOTAL RESERVAS ICM 2013	5,304,017	0.45	1.45	3.46	56.45
TOTAL RECURSO MEDIDO E INDICADO ICM 2013 + ADAM WHEELER 2011	20,254,434	0.46	1.08	2.97	38.17
TOTAL RESERVAS + RECURSO MEDIDO E INDICADO	25,558,501	0.46	1.16	3.07	41.96

Fuente: Departamento de Geología Cia. Minera ICM Pachapaqui.

CAPÍTULO IV

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA ZONA DE MANTOS

4.1. INTRODUCCIÓN

En el siguiente capítulo describiremos el estudio geomecánicos que se realizó en la Zona de Mantos, dando énfasis en el Manto Intermedio; de este estudio obtendremos parámetros que son determinantes a la hora de realizar la selección óptima del método de explotación.

4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

4.2.1. ASPECTOS LITOLÓGICOS

Las características litológicas simplificadas de la masa rocosa involucrada con los mantos mineralizados son las siguientes: en la caja techo del Manto Esperanza se presentan calizas grises de la Formación Pariahuanca y en la caja piso calizas con horizontes skarnizados; en la caja techo del Manto Intermedio se presentan calizas con horizontes skarnizados en las zonas donde la distancia entre los mantos se reduce, en el resto se presentan calizas de similares características a las de la caja techo del Manto Esperanza, en el piso del mismo y que conforma la caja techo del Manto Matter se presenta skarn con horizontes de caliza y en la caja piso de Matter se presenta skarn totalmente.

Dicho de otro modo, en la Zona de Mantos, al techo de los mismos se presentan calizas grises y al piso se presenta el skarn. Al piso alejado se encuentra el intrusivo granodiorítico.

4.2.2.DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES

Para establecer las características de distribución de discontinuidades o arreglo estructural del macizo rocoso, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

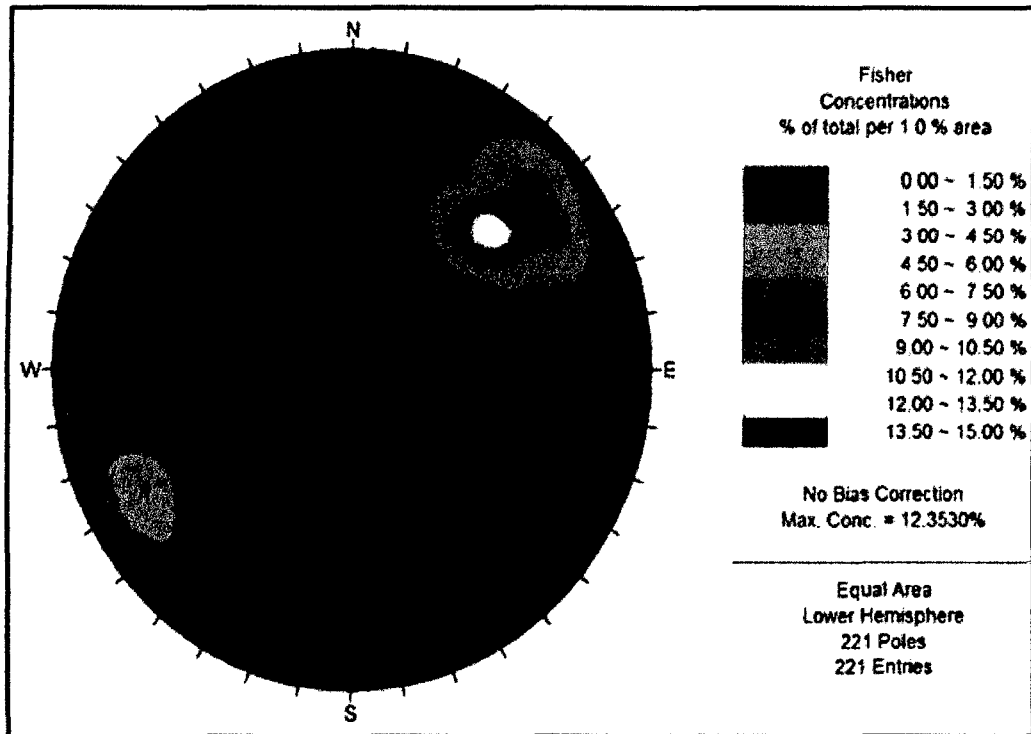
Se ha realizado una interpretación de los datos estructurales, principalmente de fallas, las cuales aparecen en los planos geológicos desarrollados por ICM Pachapaqui SAC, y también de los datos registrados como parte del presente estudio. Un resumen de estos resultados se presenta en la Tabla 2.⁽²⁾

Tabla 2: Sistemas de discontinuidades estructurales.

Cuerpo mineralizado	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Discontinuidades Mayores (fallas)	Rb/Buzamiento	N42°W/60°SW	N32°W/68°NE	N67°W/73°NW
	Dir. de Buz./Buz	228°/60°	058°/68°	337°/73°
Discontinuidades menores	Rb/Buzamiento	N38°W/58°SW	N37°W/54°NE	N57°E/71°NW
	Dir. de Buz./Buz	232°/58°	053°/54°	327°/71°

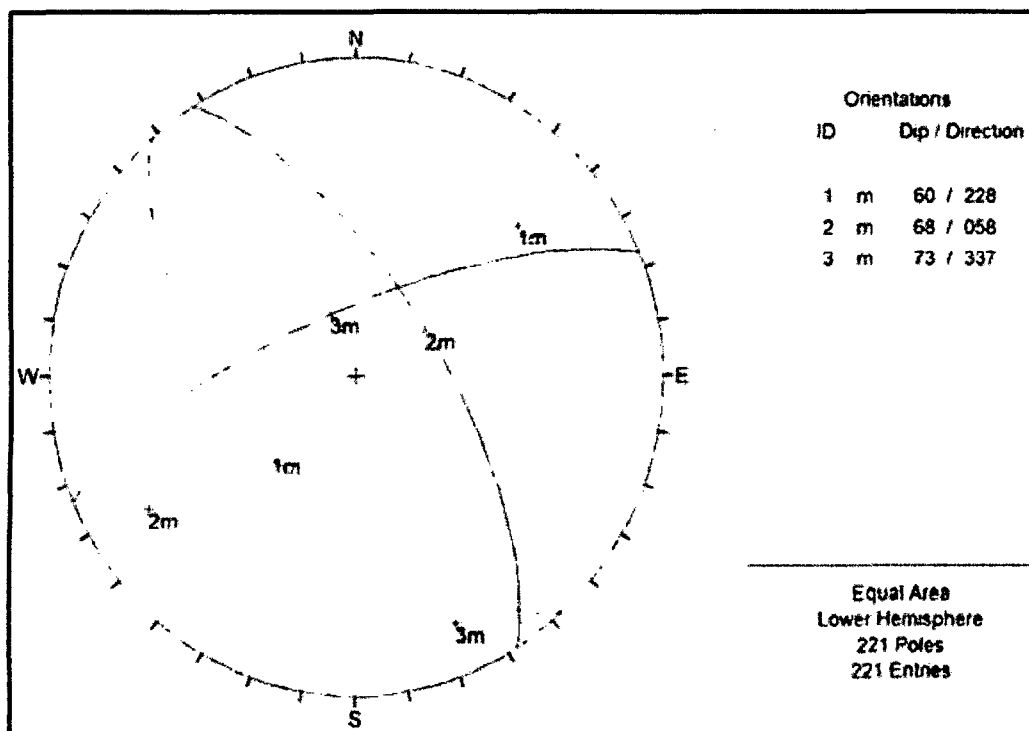
Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.L.

Figura 4: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto de fallas (plano geológico).



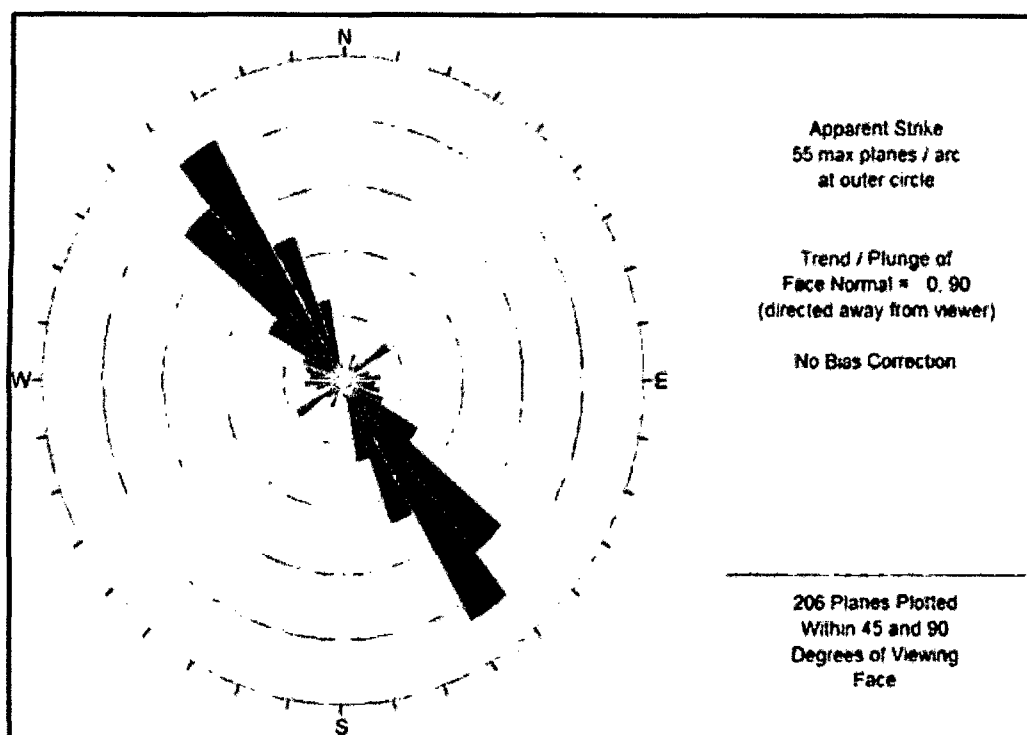
Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 5: Diagrama estereográfico de planos del compuesto de fallas.



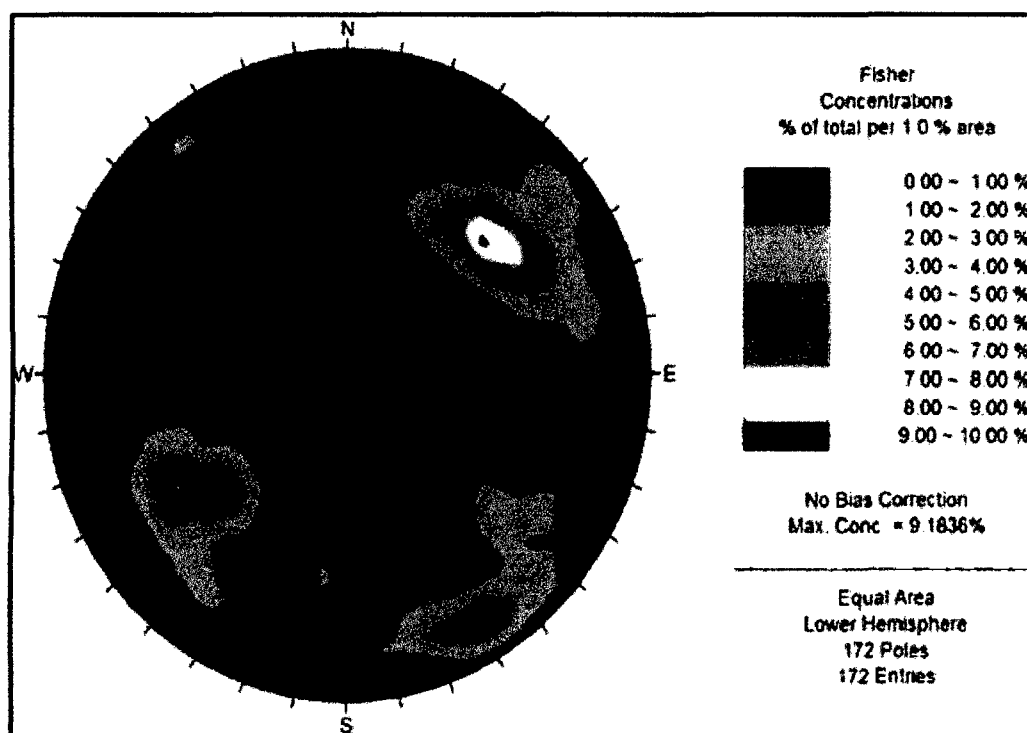
Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 6: Diagrama de roseta del compuesto de fallas.



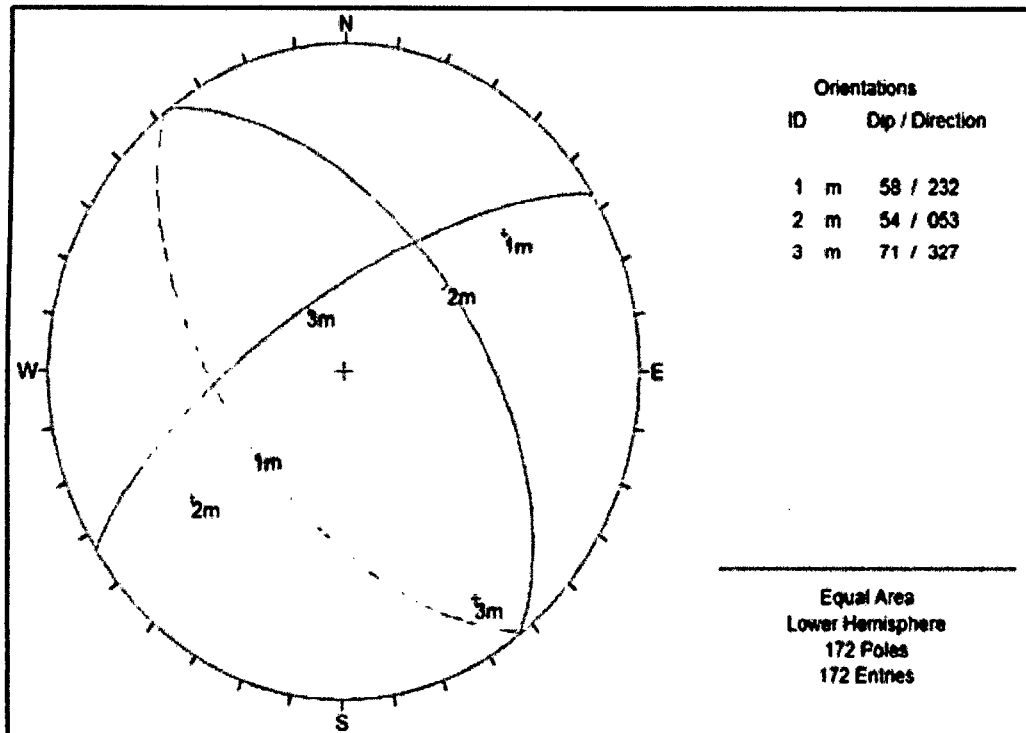
Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 7: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto de discontinuidades.



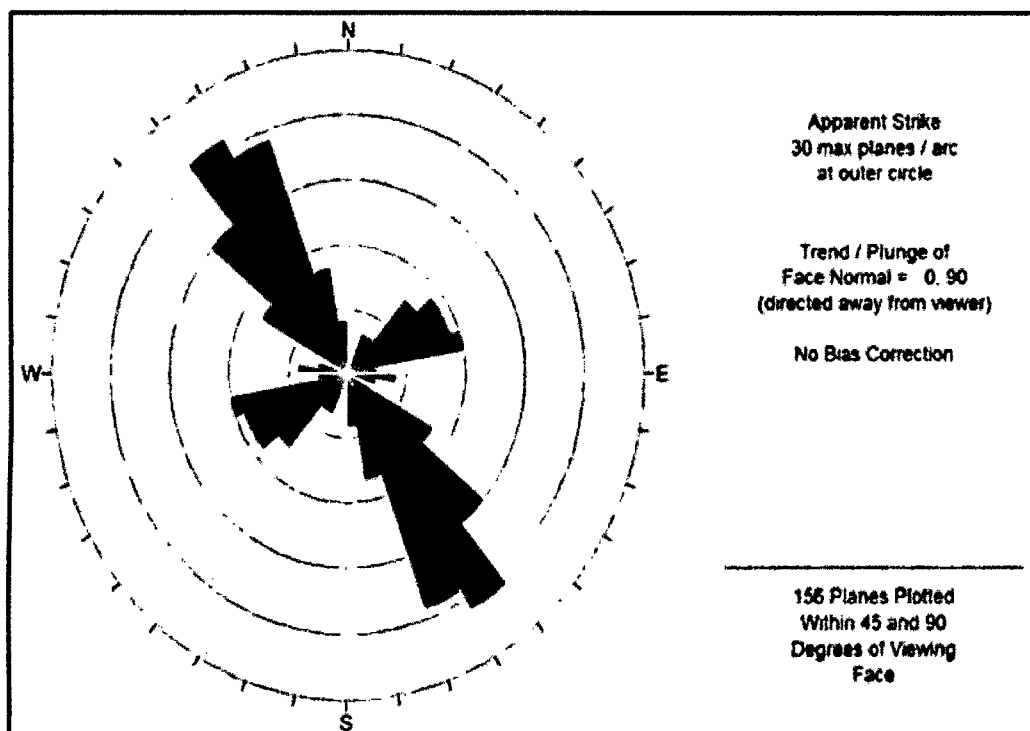
Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 8: Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades.



Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Figura 9: Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades.



Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

El análisis realizado en base a toda la información que se ha registrado y se ha tenido disponible, ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada a la Zona de Mantos es bastante homogéneo, existiendo una relación similar de las orientaciones de la estratificación, fallas y vetas.

Existen tres sistemas principales de discontinuidades.

- El Sistema 1, con rumbo NW y moderado buzamiento al SW. Este es el principal sistema, relacionado con la orientación de los matos mineralizados (Esperanza, Intermedio y Matter) y también con la orientación de la estratificación y de las fallas.
- Sistema 2, con rumbo NW y moderado buzamiento al NE. El rumbo es paralelo al Sistema 1 pero el buzamiento es contrario al mismo. Está conformado por diaclasas y fallas.
- Sistema 3, con rumbo NE y alto buzamiento del NW. El rumbo de este sistema es perpendicular a los dos sistemas anteriores. Está conformado principalmente por diaclasas y pocas fallas. Este sistema es el menos importante respecto a los anteriores.

Cabe indicar que la información estructural respecto a las fallas fue obtenida de los planos geológicos de los Nvs. 4260, 4275, 4290 y 4320 elaborados por el personal de Geología de Mina Pachapaqui.⁽²⁾

4.2.3.ASPECTOS ESTRUCTURALES

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en los mapeos geotécnicos, la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ.

Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores:

4.2.3.1. FALLAS

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 2 a 5 m y persistencia de decenas a centenas de metros. Estas fallas se ubican generalmente paralelas a los mantos, y están asociadas a la mineralización tal como se ha podido observar durante los trabajos de campo, así como en los Planos. Las fallas presentan relleno de materiales de arcilla, panizo, brechas y materiales oxidados, con espesores de 10 a 50 cm. Las aperturas son menores a 5 mm; las superficies de las caras son lisas y presentan espejos de fallas. Estas fallas constituyen conductos para el agua subterránea.

4.2.3.2. ESTRATOS

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, habiendo también espaciamientos entre 6 y 20 cm, la persistencia es mayor a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, con paredes ligeramente rugosas, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita, con espesores de hasta 2 mm, las paredes de las estratos están ligeramente alteradas a sanas, con presencia de humedad mayormente.

4.2.3.3. DIACLASAS

Sus características estructurales son: espaciamiento por lo general está entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, con paredes ligeramente rugosas, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita, las paredes de las discontinuidades están ligeramente alteradas a sanas, con presencia de humedad y encontrándose en algunos casos superficies mojadas y goteo.⁽²⁾

4.2.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realizó utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración del macizo rocoso). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante. Los valores de designación de la calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986) teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se tuvo disponible valores de RQD de la data del mapeo geotécnico de testigos de los sondajes diamantinos realizado por el Departamento de Geología con apoyo del personal de logueo.

El criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa, se presenta en la Tabla 3:

Tabla 3: Criterio para la clasificación de la masa rocosa.

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	>60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	<21	Muy Mala

Fuente: Criterio de clasificación geomecánica Bieniawski (1989)

Las fuentes de información para clasificar a la masa rocosa de las áreas de evaluación han sido: el mapeo geomecánico del macizo rocoso de las labores subterráneas y los registros del mapeo geotécnico de los testigos rocosos de los sondeos diamantinos ejecutados por el personal de la Mina Pachapaqui.

Un resumen de los mismos se presenta en la Tabla.4, en donde se dan los rangos de valores de calidad de la masa rocosa (expresado en RMR) por tipos de rocas presentes en el área de estudio. Cabe señalar que los rangos de los valores de RMR, corresponden a los datos registrados en el mapeo geotécnico de labores mineras.

Tabla 4: Calidad del macizo rocoso por tipo de roca.

Sector	Litología	Rango RMR	Calidad de la Masa rocosa
Zona de Mantos	Caliza	55 – 63	III A – II
	Mineral	25 – 45	IV B – IV A y III B
	Caliza (caballos)	35 – 57	IV A – III B y III A
	Skarn	37	IV A

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Zona de Mantos

La calidad que predomina en el macizo rocoso mineralizada es Mala A (IVA), localmente se observan calidades Mala B (IVB) y también Regular B (IIIB). El mineral está asociado a las fallas.

- La caliza del techo se presenta homogénea en calidad, variando de Regular A (IIIA) a Buena (II). La caliza intermedia de los caballos estériles tiene calidades Mala A (IVA), Regular B (IIIB) y Regular A (IIIA), predominando la roca Regular B (IIIB). Esta se presenta entre el Manto Intermedio y el Manto Matter con formando el piso del Manto Intermedio.
- El skarn de la caja piso de los mantos, el piso del Manto Matter, tiene calidad Mala A (IVA), esta se encuentra alterada y fracturada en el contacto con el mineral.⁽²⁾

4.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que el macizo rocoso bajo estudio esté dividido en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de macizos rocosos que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales. Para la zonificación geomecánica del macizo rocoso se han considerado los aspectos litológicos, geoestructurales y calidad del macizo rocoso.

Según esto, la zonificación elaborada se presenta en la figura 10 (Zonificación geomecánica en plantas) y en la figura 12 (Zonificación geomecánica en secciones transversales). Esta zonificación fue realizada utilizando el método computarizado, a través de un modelo de bloques con el software MineSight.⁽²⁾

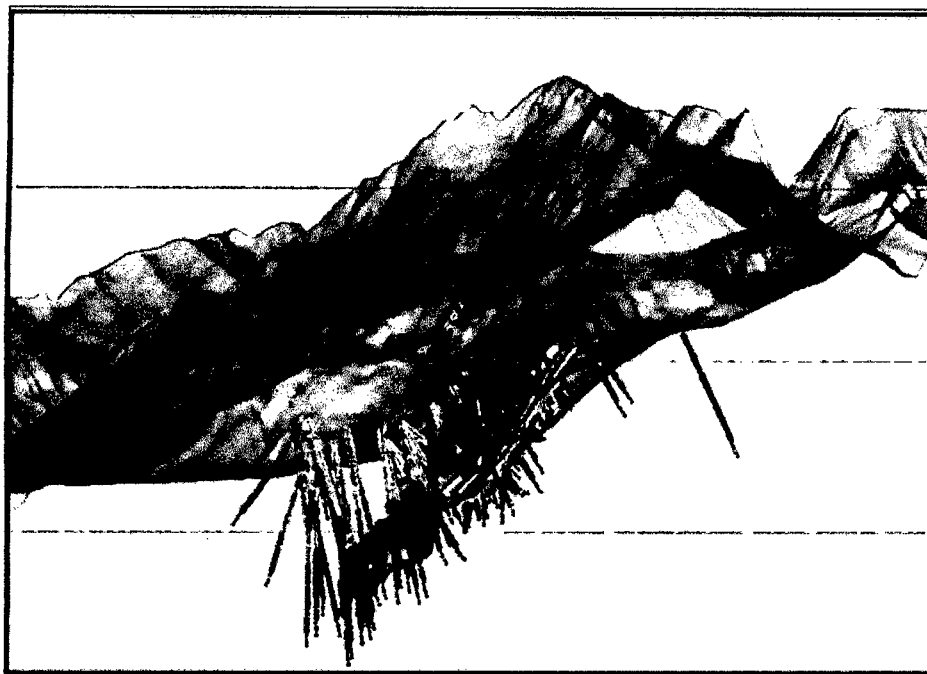
En las siguientes figuras se presentan a manera de ejemplo algunos de los resultados de la zonificación geomecánica realizada para la Zona de Mantos y adicionalmente de la zona de brechas.

Figura 10: Vista esquemática en planta de la distribución de sondajes en el área del proyecto.



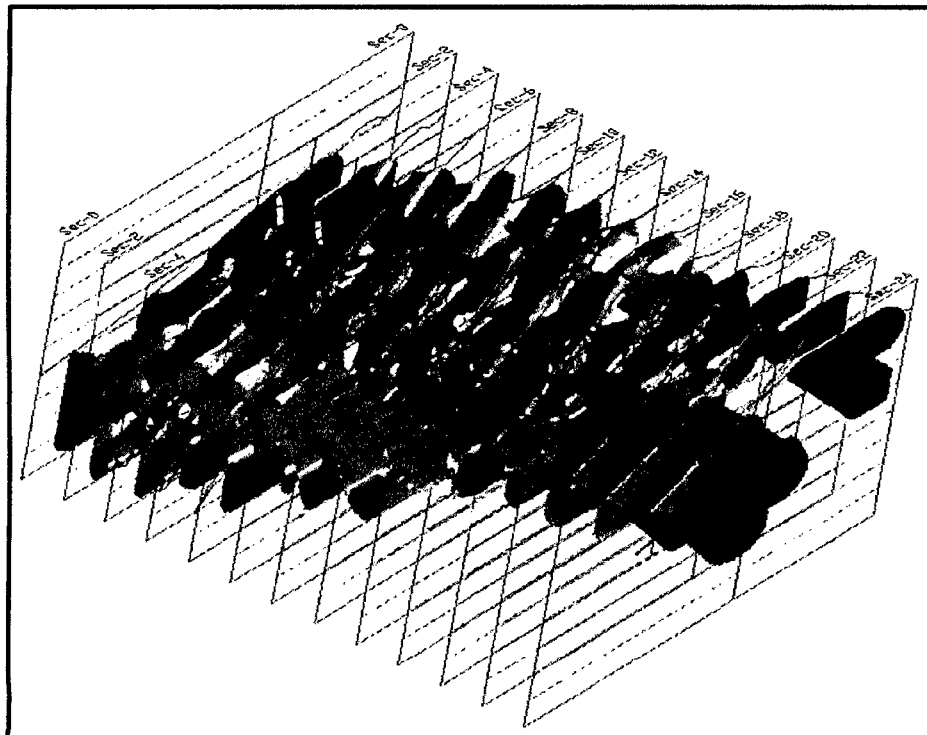
Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

Figura 11: Vista esquemática en 3D de la distribución de sondajes en el área del proyecto.



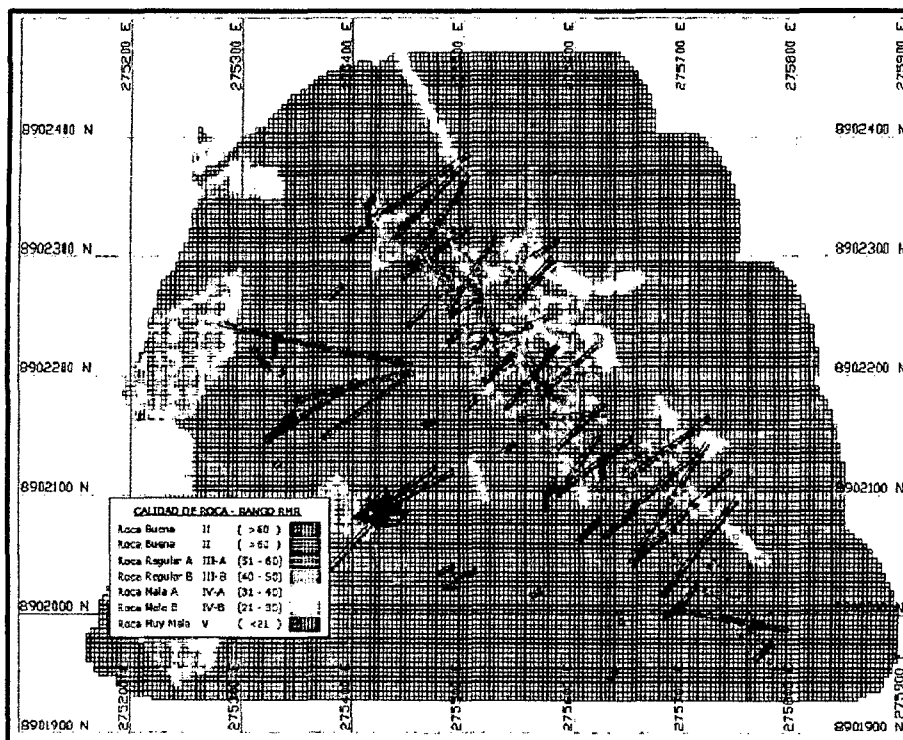
Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Figura 12: Zonificación geomecánica en 3D de la zona del proyecto



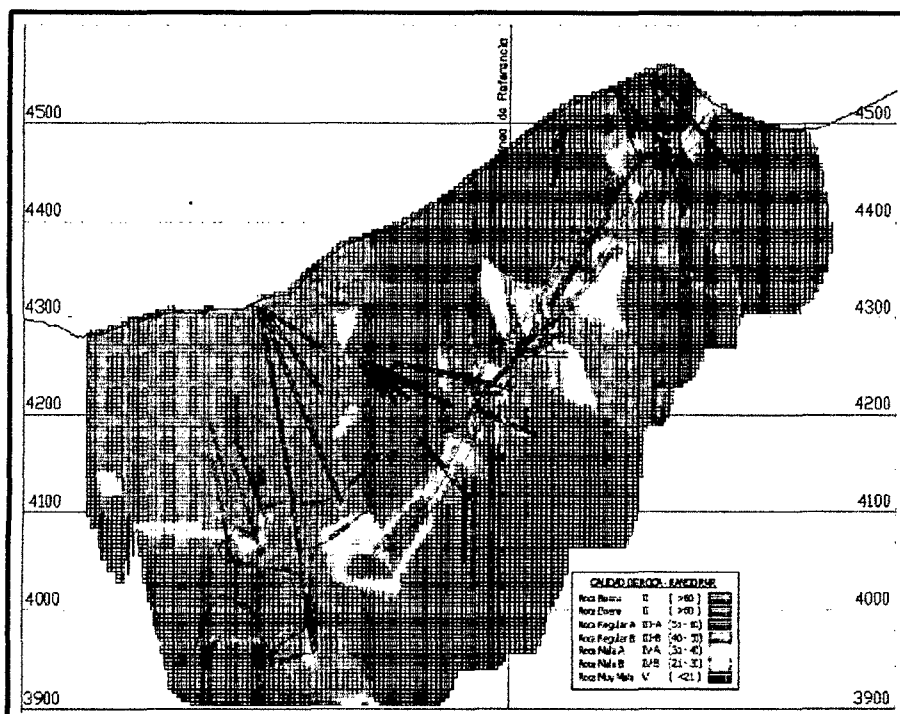
Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Figura 13: Ejemplo de zonificación geomecánica – Vista en Planta Nv 4260.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Figura 14: Ejemplo de zonificación geomecánica – Sección Transversal 10.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Cuando hay suficiente cantidad de datos, ya sea a partir del mapeo geotécnico de afloramientos en superficie o excavaciones subterráneas o a partir del mapeo geotécnico de testigos rocosos de sondajes diamantinos, la zonificación con métodos computarizados resulta representativa de las condiciones reales de un yacimiento, pero cuando no se tiene cantidad suficiente de datos la zonificación puede tener incongruencias. Para el caso de las Zonas de Mantos se ha tenido regular cantidad de datos (sondajes), los cuales de alguna manera no han sido uniformemente distribuidos en todo el yacimiento, sin embargo, la zonificación realizada representa consistentemente a lo observado en campo. En la Tabla 5 se presenta el resumen de los resultados.

Tabla 5: Resumen de la zonificación geomecánica Mina Pachapaqui.

Sector	Litología	Rango RMR	Dominio estructural
Zona de Mantos	Caliza (CT alejada)	58	DE – III A
	Caliza	55	DE – III A
	Mineral	35	DE – IV A
	Caliza (caballo)	42	DE – III B
	Skam	40	DE – IV A
	Granodiorita (CP alejada)	58	DE – III A

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

En este cuadro puede apreciarse los valores promedio de calidad para cada litología incluyendo la zona mineralizada así como la calidad del macizo rocoso de su entorno, tanto en caja techo y caja piso, estos valores se tomarán para la realización de diferentes cálculos que incluyen el dimensionamiento de las labores, determinación y diseño de sostenimiento, diseño de perforación y voladura, etc. demostrando la importancia de realizar un buen estudio geomecánico y zonificación de la mina.

4.4. ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA

4.4.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA

Uno de los parámetros más importantes para evaluar el comportamiento mecánico del macizo rocoso es la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta (σ_c) o denominada también UCS. Los valores de este parámetro fueron obtenidos utilizando los siguientes procedimientos:

- Ensayos de golpes con el martillo de geólogo y con el martillo Schmidt de dureza, según normas ISRM, efectuados durante el mapeo geotécnico de afloramientos rocosos y el mapeo de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas. Los resultados de estos ensayos están consignados directamente en los formatos de los mapeos geotécnicos, para el caso de los ensayos con el martillo Schmidt se presenta un resumen en la Tabla 5, donde NR representa el Número de Rebotes con el martillo Schmidt.

Tabla 6: Resumen de ensayos con el martillo Schmidt.

Litología	Rango NR*	Rango σ_c (MPa)	Prom. σ_c (MPa)
Caliza	32 – 50	59 – 158	96
Skam	15 – 36	23 – 73	47

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

- Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas: carga puntual y compresión triaxial sobre probetas obtenidas de los testigos de los sondajes diamantinos y de bloques rocosos. A continuación se muestra en la Tabla 7 un resumen de los ensayos de carga puntual y en la Tabla 8 un resumen de los ensayos de compresión triaxial.

Tabla 7: Resumen de los ensayos de carga puntual.

Sondaje	Profundidad	Litología	I_s (MPa)	σ_c (MPa)
DDH-239-11	151.15 - 151.40	Mantos	2.24	56

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Tabla 8: Resumen de los ensayos de compresión triaxial.

Sondaje	Profundidad	Litología	m_i	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)
DDH-239-11	162.35-177.80	Caliza	14.47	127.5	8.25	36.68
DDH-204-11	184.70-189.50	Skarn	15.75	80.65	5.34	37.42
DDH-193-11	226.10-236.60	Granodiorita	26.3	120.64	9.18	41.89

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Con los ensayos de compresión triaxial (Tabla 8) se han obtenido, además de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, valores de la constante “ m_i ” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta.

Adicionalmente, para la roca intacta también se han realizado ensayos de tracción indirecta por el Método Brasileiro, en el siguiente cuadro un resumen de los mismos.

Tabla 9: Resumen de los ensayos de resistencia a la tracción.

Sondaje	Profundidad	Litología	σ_t (MPa)
DDH-239-11	162.35-177.80	Caliza	13.25
DDH-204-11UG	184.70-189.50	Skarn	6.88
DDH-193-11UG	226.10-236.60	Granodiorita	11.64

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Finalmente, para la roca intacta se han realizado ensayos de propiedades físicas, un resumen en la Tabla 10.

Tabla 10: Resumen de los ensayos de propiedades físicas.

Sondaje	Profundidad	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm ³)
DDH-239-11	167.80-168.50	Caliza	0.512	0.185	2.767
DDH-204-11UG	184.70-189.50	Skam	4.294	1.445	3.055
DDH-193-11UG	226.10-226.45	Granodiorita	1.188	0.442	2.685

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

4.4.2.RESISTENCIA AL CORTE DE LAS DISCONTINUIDADES

Desde el punto de vista de la estabilidad controlada por las discontinuidades estructurales, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad del macizo rocoso y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros fueron determinados también mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas, un resumen de los mismos se muestra en el siguiente cuadro.⁽²⁾

Tabla 11: Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades.

Sondaje	Profundidad	Litología	Cohesión (MPa)	Ángulo de Fricción (°)
DDH-239-11	167.80-168.50	Caliza	0.063	40.33
DDH-204-11UG	188.15-188.95	Skam	0.125	33.59
DDH-193-11UG	229.60-230.15	Granodiorita	0.099	34.55

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

4.4.3.RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

Para estimar los parámetros de resistencia del macizo rocoso, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2007), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007). Para ello se tomaron los valores más representativos de los siguientes parámetros mostrados anteriormente en el presente estudio:

- Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta.
- Constante “mi” de la roca intacta.
- Densidad promedio de los diferentes dominios estructurales.
- Valores del RQD para los diferentes dominios estructurales.

Tabla 12: Resumen de las propiedades de resistencia en la zona de Mantos.

Litología	σ_c (Mpa)	RQD (%)	γ (KN/m3)	m_i	m_{mr}	s_{mr}	E_{mr} (Mpa)	ν
Caliza (CT alejada)	100	80	27	14	2.174	0.0046	19644	0.25
Caliza	80	75	27	14	1.878	0.0031	12169	0.25
Mineral	10	55	31	10	0.549	0.0002	325	0.3
Caliza (caballo)	50	65	27	14	1.051	0.0006	3539	0.26
Skarn	45	50	30	16	1.099	0.0005	2797	0.27
Granodiorita (CP alejada)	120	70	27	26	3.987	0.0046	14312	0.25

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

4.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Según se pudo observar durante los mapeos geomecánicos de la masa rocosa de las labores subterráneas, en la Zona de Mantos las características de presencia de agua corresponden típicamente a condiciones de humedad, en forma localizada en condiciones de mojado y goteos esporádicos hasta pequeños flujos. Se anticipa que el agua no será mayor problema para las condiciones de estabilidad de las labores mineras por lo menos en las rocas de mejor calidad, pero en las áreas mineralizadas de menor calidad la influencia del agua podría influir en las condiciones de estabilidad de los tajeos.

Es recomendable controlar la presencia del agua desarrollando labores mineras a cotas menores para que el agua drene por éstas.⁽²⁾

4.6. ESTIMACIONES DEL ESTADO TENSIONAL

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de cargas litostáticas (Hoek & Brown, 1978), considerando profundidades máximas de las áreas de mineralización actualmente conocidas. Según este criterio, los esfuerzos verticales in-situ para la Zona de Mantos serían de 4.0 a 8.0 MPa para una profundidad de 200 a 300 m medidos respecto al Nv. 4260 hasta superficie, estando el sector SE de los mantos a mayor profundidad. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal / vertical) para determinar el esfuerzo insitu horizontal se ha estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) correspondiendo un valor aproximado de 0.8 a 1.0, con estos valores, el esfuerzo horizontal estaría variando de 6.4 a 8.0 MPa.

Como conclusión, señalamos que los niveles de esfuerzos in-situ asociados al futuro minado subterráneo inmediato de Mina Pachapaqui serán de bajos a moderados.

4.7. DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO DE LAS LABORES

4.7.1. GENERALIDADES

En este capítulo se desarrollan los “análisis de diseño” para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, integrando toda la información desarrollada durante las investigaciones básicas y considerando la geometría de las excavaciones.

Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos.

4.7.2. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES Y SOSTENIMIENTOS

Para propósitos de esta evaluación dividimos a las excavaciones en tres categorías: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

4.7.2.1. EXCAVACIONES PERMANENTES

Estas excavaciones incluyen por ejemplo: galerías de nivel, estaciones de bombeo, comedores, polvorines y otros. En lo posible estas excavaciones deben ser orientadas con la dirección preferencial de avance, la cual ocurre alineada con en E-W o N-S o viceversa, así se tendrán mejores condiciones de estabilidad y se disminuirá los requerimientos de sostenimiento. También se puede seguir en dirección SW-NE o viceversa como segunda opción.

En relación a la ubicación de las excavaciones permanentes, la información que se tiene disponible a partir de las labores mineras y de los sondajes diamantinos ha cubierto más a la caja techo que a la caja piso. En el sector SW (caja techo de Manto Esperanza) de la Zona de Mantos la calidad de la masa rocosa de caliza en general es Regular A (IIIA), en el sector NE (caja piso de Manto Matter) la calidad de la masa rocosa de skarn es Mala A (IVA), pero en la granodiorita de la caja alejada la calidad es Regular A (IIIA).

Si bien es cierto que no es recomendable ubicar excavaciones permanentes en la caja techo, sin embargo, dadas las condiciones poco favorables de la caja piso skam, sería conveniente ubicar las excavaciones permanentes en la caja techo, o de lo contrario en la granodiorita de la caja piso alejada donde las condiciones de masa rocosa son más favorables.

Si consideramos el criterio dado para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, podemos establecer las siguientes aberturas máximas para las excavaciones permanentes considerando diferentes rangos de valores RMR presentes en el área de estudio

Tabla 13: Aberturas máximas de las excavaciones permanentes.

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura Máxima (m)
DE - IIIA	51 - 60	55	5.2
DE - IIIB	41 - 50	45	3.3
DE - IVA	31 - 40	35	2.1
DE - IVB	21 - 30	25	1.4
DE - V	<21	15	<1

Las aberturas máximas mostradas en la Tabla 13 corresponden a excavaciones sin sostenimiento sistemático, es decir, por ejemplo en el caso de una roca del DE-III RMR 55, aberturas de 5.2 m o menores necesitarán solo sostenimiento esporádico según lo requiera la roca localmente. Esto se determinó en base a la figura 15, para $Q = 3.39$ ($RMR \approx 55$) y $ESR = 1.6$. El sostenimiento esporádico sería efectuado con pernos de roca tipo helicoidal, cementado o con resina de 7 pies de longitud y malla metálica de ser requerida, esta se usará en las intersecciones.

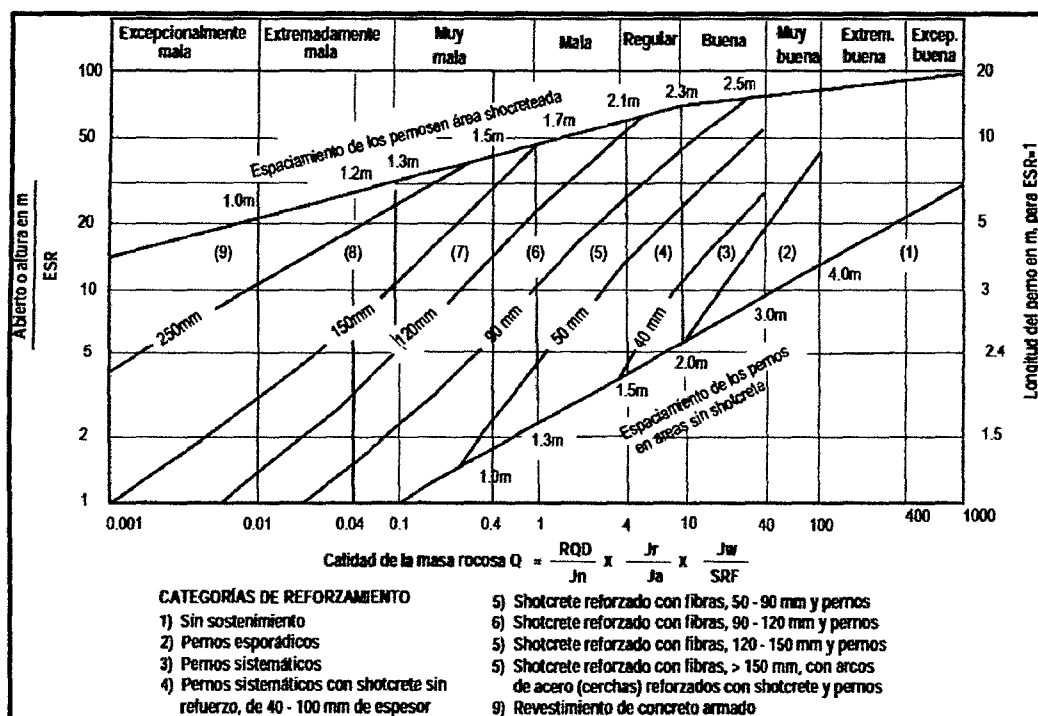
Tabla 14: Evaluación del ESR (Índice de soporte de la excavación).

CLAVE	TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR	
A	Excavaciones mineras temporales	2-5	3.5
B	Pozos verticales de sección circular	2.5	2.5
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles piloto, pozos planos, excavaciones iniciales de gran sección	1.6-2	1.6
D	Cavemas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrovías de sección media.	1.2-1.3	1.3
E	Cavemas hidroeléctricas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquille de túneles.	0.9-1.1	1
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarril e instalaciones industriales.	0.5-0.8	0.8

Fuente: Estudio geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Cuando las excavaciones permanentes sean de mayor tamaño que 5.2 m, en estas deberá instalarse un sostenimiento también permanente, que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina. Para la aplicación del sostenimiento en macizos rocosos de calidad Regular A (IIIA) y Regular B (IIIB) también se debe tomar en cuenta la formación de cuñas en el techo y paredes.

Figura 15: Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes.



Fuente: Grimstad y Barton (1993)

Cabe mencionar que en la minería subterránea del país, las labores mineras permanentes más comunes están asociadas a labores de avance como por ejemplo rampas y galerías de nivel, estas por lo general tienen dimensiones entre 3.5 y 4.5 m de abertura máxima, según esto, para el caso de Mina Pachapaqui para estas dimensiones de excavaciones permanentes, el sostenimiento a utilizarse según tipos de rocas se presenta en la Tabla 15. Además de que se implementó el lanzado de shotcrete vía húmeda con el uso de equipos Robot Alfa 20 y Mixers.

Tabla 15: Sostenimiento para labores de avance permanentes (3.5 a 4.5 m).

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-III A	51-60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III B	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 a 1.5 m. Malla metálica de ser requerida. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.
DE-IV A	31-40	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 m + malla metálica + 2" a 3" shotcrete.
DE-IV B	21-30	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 0.75 m + malla metálica + shotcrete 4" a 6". Alternativamente cimbras tipo 4w13 espaciadas cada 1 a 1.5 m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 2" a 3" de espesor.
DE-V	<21	Cimbras tipo 6w20 espaciadas cada 1 a 1.5 m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor como preventivo. Avanzar el frente con spilling bar de fierro corrugado de 1" diámetro y/o de ser necesario avanzar con marchavantes de riel.

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Los pernos de roca a utilizarse serán los de tipo barra helicoidal cementados o con resina. Para el caso del sostenimiento de excavaciones de mayores tamaños, como pueden ser los talleres de mantenimiento, cámaras de bombeo, comedores, etc., este puede ser estimado a partir de la Figura 15, lo más recomendable en estos casos es realizar una evaluación geomecánica puntual.

4.7.2.2. EXCAVACIONES TEMPORALES

Estas incluyen las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como subniveles y cruceros de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas, de tamaño suficientemente pequeño para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. Generalmente estas excavaciones tendrán también aberturas máximas de 3.5 a 4.5 m.

En la Tabla 16 se presentan los estimados para el sostenimiento de labores de avance temporales, en función de los tipos de rocas que se encuentra en el laboreo minero subterráneo de Pachapaqui.

Tabla 16: Sostenimiento para labores de avance temporales.

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-III A	51-60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-IIIB	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.5 m. Malla metálica de ser requerida.
DE-IV A	31-40	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 m a 1.5 m + shotcrete de 3" a 4".
DE-IV B	21-30	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 m + malla metálica + shotcrete 3" a 4".
DE-V	<21	Una capa preventiva de shotcrete de 3" de espesor + pernos + malla + otra capa de shotcrete de 3" de espesor. De ser necesario usar paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

4.7.2.3. TAJEOS

El mineral de la Zona de Mantos por lo general es de calidad Mala A (IV A), localmente hay calidades Mala B (IV B) y Regular B (IIIB). Para este tipo de masas rocosas, los abiertos máximos y los tiempos de auto sostenimiento de las excavaciones serían los siguientes:

Tabla 17: Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.

Dominio	Rango RMR	Abertura Máx. (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE-IIIB	41-50	5.0-8.0	Desde 1 semana hasta 1 día
DE-IV A	31-40	3.0-5.0	Desde 20 horas hasta 2 horas
DE-IV B	21-30	2.0-3.0	< 1 hora

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Este cuadro por un lado da una idea de las aberturas máximas de los tajeos en la masa rocosa mineralizada de la Zona de Mantos, que mayormente es de calidad Mala A (IV A).

Estas condicionarán el tamaño de los tajeos, variando el ancho de los mismos entre 3.0 y 5.0 m. Por otro lado nos indica el limitado tiempo de auto-sostenimiento, que obliga a utilizar sostenimiento artificial inmediato y obligatorio.

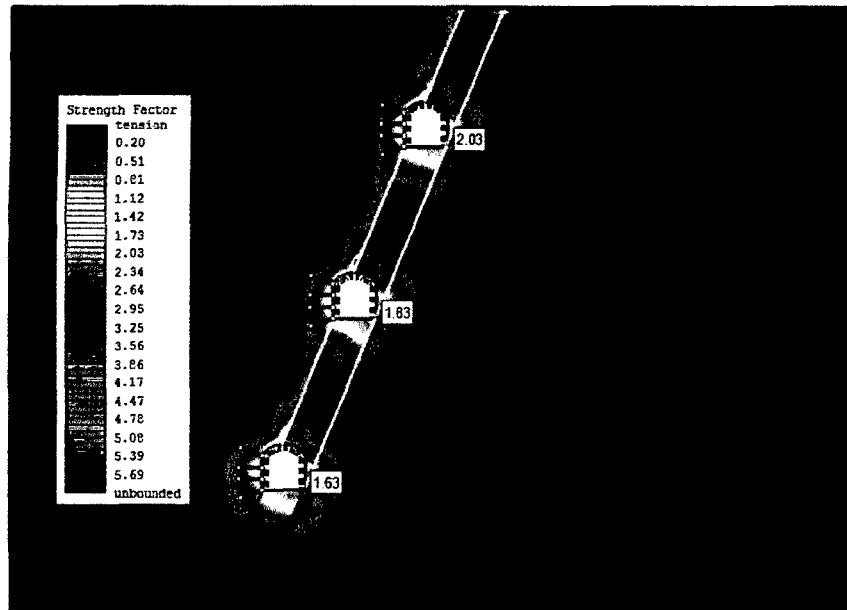
4.7.3.DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJEOS EN EL MATO INTERMEDIO MEDIANTE EL SOFTWARE PHASES

A fin de determinar hasta qué punto son estables las excavaciones asociadas al minado del mano Intermedio considerando mayores aberturas y dimensiones del tajeo, se han realizado modelamientos numéricos de esfuerzo/deformación utilizando el método de elementos finitos mediante el programa PHASE2 Versión 6.004 de Rocscience Inc. (2005), a continuación mostramos los resultados obtenidos teniendo en cuenta diferentes escenarios, para determinar la estabilidad de las aberturas para mayores dimensiones de tajeos.

4.7.3.1. PRIMERA SIMULACIÓN

En esta se realizará la simulación para el minado mediante la aplicación de taladros largos con un banco de 11 m de altura, dando una abertura final de 19 m; con el fin de verificar si las condiciones del terreno son las favorables para este tipo de minado. El relleno a usarse será el detritico, además los subniveles están sostenidos con shotcrete de 3" de espesor y pernos helicoidales de 7' hacia la caja techo con la finalidad de evitar desprendimientos en esta.

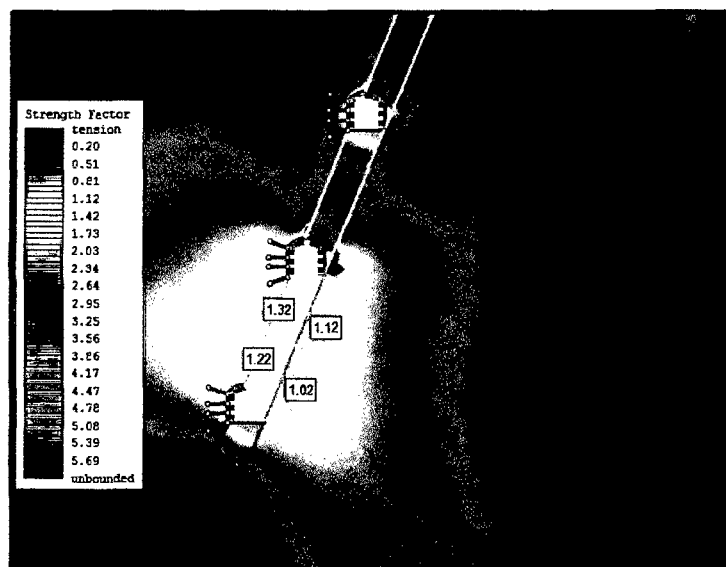
Figura 16: Modelamiento de la excavación de subniveles en el Manto Intermedio.



Como se puede observar en la gráfica, la excavación de los subniveles (4260, 4275, 4290) genera una alteración en el terreno generando inestabilidad en estas. Estos subniveles están cada 15 metros delimitando un puente de 11 metros con una inclinación aproximada de 65° . La inestabilidad generada es controlada mediante el sostenimiento con pernos helicoidales hacia la caja techo del tajeo y shotcrete de 3" de espesor en toda la longitud de los subniveles. Se puede apreciar que el $FS > 1$ lo que garantiza la estabilidad de estas aberturas.

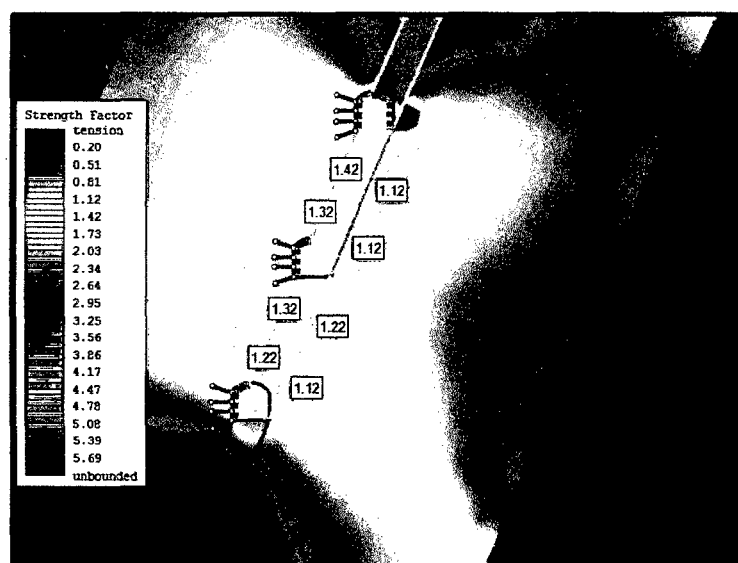
Posteriormente se procede al minado de los bancos como se muestra en la figura siguiente, mostrando que se genera mayor inestabilidad en la caja piso debido a la influencia que ejerce el Manto Matter, considerando además que la caja piso tiene una menor resistencia que la caja techo en el Manto Intermedio. El $FS > 1$, demostrando así que la abertura se mantiene estable con una abertura total de 19 metros.

Figura 17: Modelamiento del minado del banco en el Manto Intermedio.



Luego se realiza el relleno de la abertura dejada y se procede a minar en banco superior en el que se observa un $FS > 1$.

Figura 18: Modelamiento del relleno de la abertura,

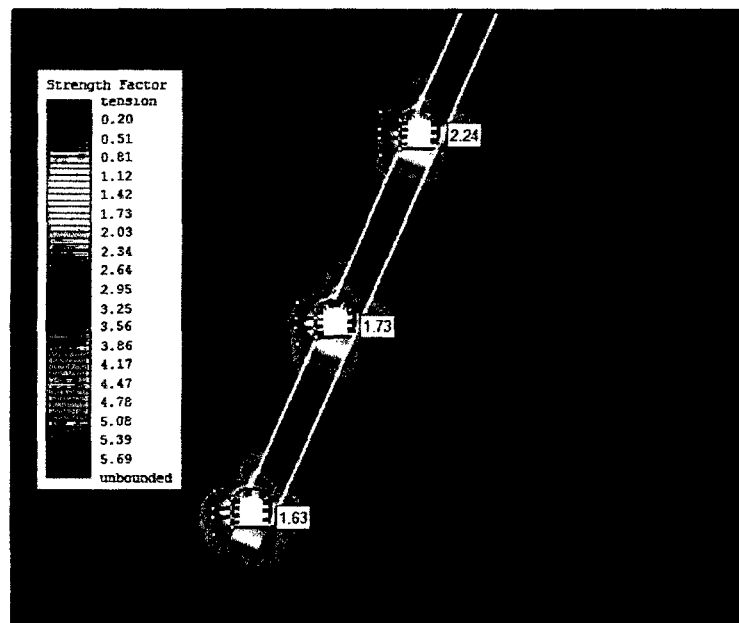


Como se puede observar en las gráficas anteriores el terreno se mantiene estable considerando el minado en bancos de 11 m.

4.7.3.2. SEGUNDA SIMULACIÓN

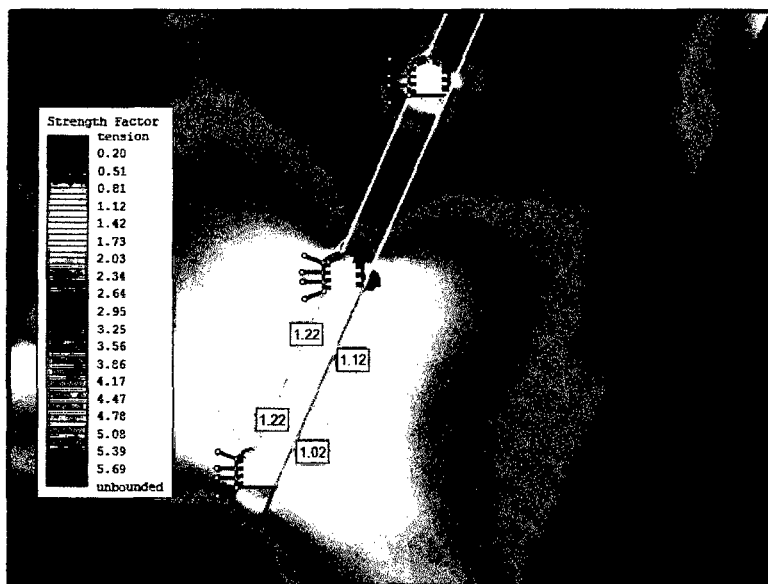
En esta se realizará la simulación para el minado mediante la aplicación de taladros largos con un banco de 16 m de altura, dando una abertura final de 24 m; con el fin de verificar si las condiciones del terreno son las favorables. El relleno a usarse será el detrítico, además los subniveles están sostenidos con shotcrete de 3" de espesor y pernos helicoidales de 7' hacia la caja techo con la finalidad de evitar desprendimientos en esta.

Figura 19: Modelamiento de la excavación de subniveles en el Manto Intermedio.



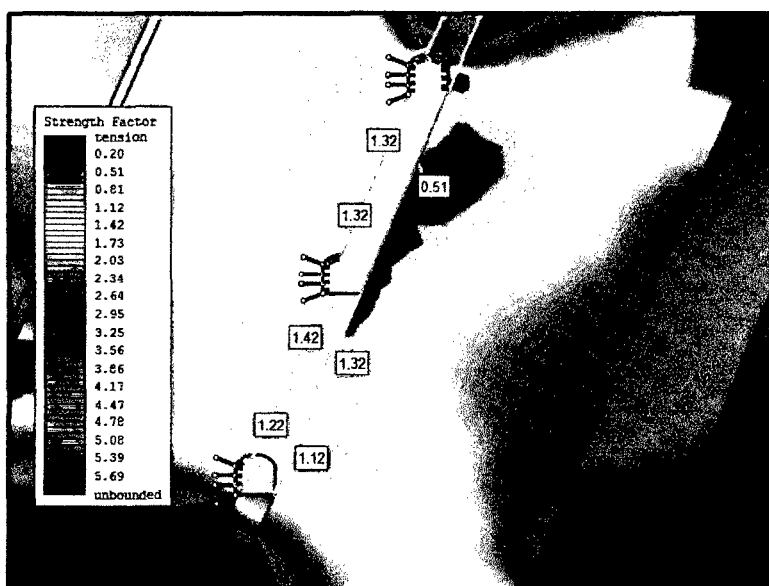
Como se puede observar en la gráfica, la excavación de los subniveles (4260, 4280, 4300) genera una alteración en el terreno generando inestabilidad en estas. Estos subniveles están cada 20 metros delimitando un puente de 16 metros con una inclinación aproximada de 65°. La inestabilidad generada es controlada mediante el sostenimiento con pernos helicoidales hacia la caja techo del tajeo y shotcrete de 3" de espesor en toda la longitud de los subniveles. Se puede apreciar que el $FS > 1$ lo que garantiza la estabilidad de estas aberturas.

Figura 20: Modelamiento del minado del banco en el Manto Intermedio.



En la figura se puede observar que se genera mayor inestabilidad en la caja piso, considerando además que la caja piso tiene una menor resistencia que la caja techo en el Manto Intermedio. El $FS > 1$ lo que nos indica que la abertura se mantiene estable con una abertura total de 24 metros.

Figura 21: Modelamiento del relleno de la abertura,



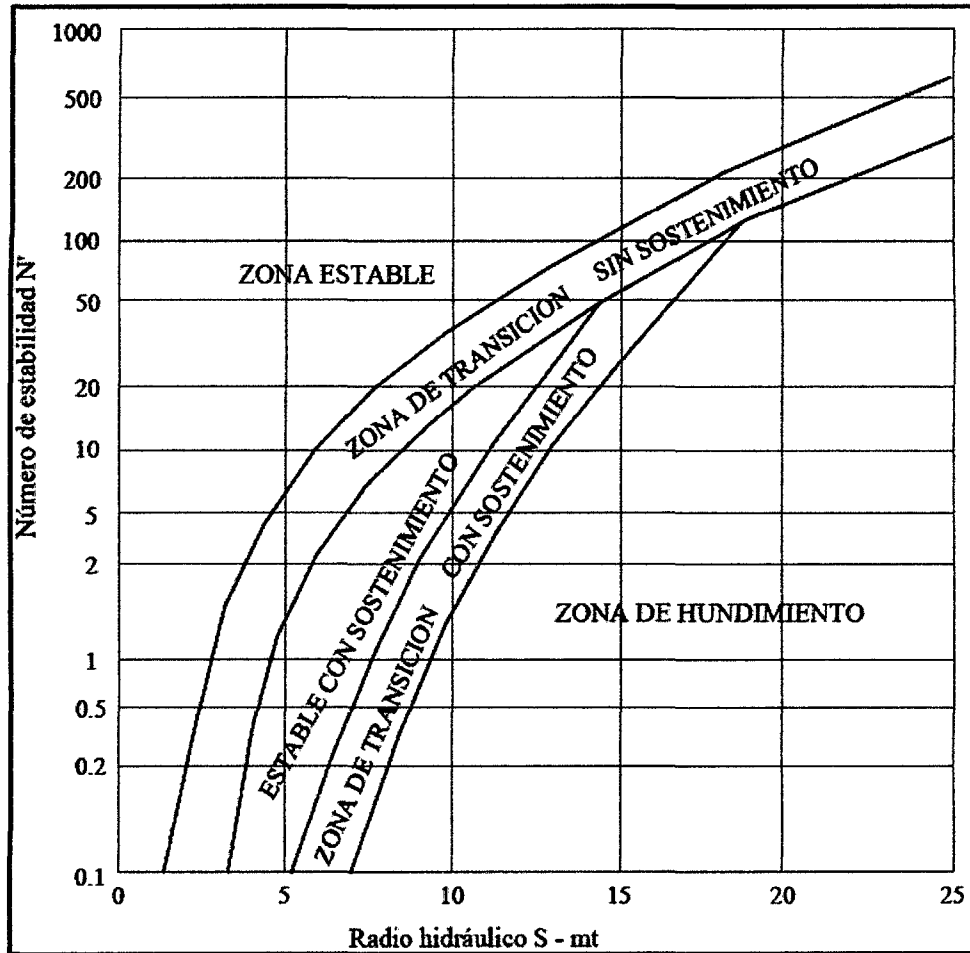
Como se muestra en la figura anterior se genera inestabilidad y un $FS < 1$ en la caja techo lo que indica que el relleno detrítico no es aconsejable si se quieren tener aberturas mayores. Una posible solución sería la aplicación de relleno cementado pero habría que considerar el beneficio costo.

4.7.4.DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS EN EL MANTO INTERMEDIO MEDIANTE EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Para evaluar el tamaño de los tajeos en el Manto Intermedio y por lo tanto la estabilidad de estos considerando labores en el rumbo de la estructura, partiremos del análisis mediante el modelamiento por elementos finitos realizado en el acápite anterior, luego utilizaremos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. La información sobre el arreglo estructural y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento.⁽⁴⁾

De manera resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S (ver Figura 22).

Figura 22: Gráfico de estabilidad.



Fuente: Potvin (1988) y Nickson (1992).

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde: Q' es el Índice de Calidad Tunnelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

Usando los valores del número de estabilidad N' y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo para unas dimensiones dadas a partir del “Gráfico de Estabilidad” mostrado en la figura anterior.

4.7.4.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA Q'

El valor del índice “ Q ” para el macizo rocoso se estima a través de la ecuación:

$$Q' = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right)$$

Donde: RQD : grado de fracturamiento del macizo rocoso.

J_n : Número de sistemas de discontinuidades.

J_r : Número de rugosidad de las discontinuidades.

J_a : Número de alteración de las discontinuidades.

De la caracterización geomecánica mostrada anteriormente tenemos:

Tabla 18: Cálculo del valor de Q' .

Ubicación	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
Caja Techo	75	9	1.5	6	2.08
Mineral	55	9	1.5	6	1.53
Caja Piso	65	9	1.5	6	1.81

4.7.4.2. FACTOR DE ESFUERZO “A” DE LA ROCA

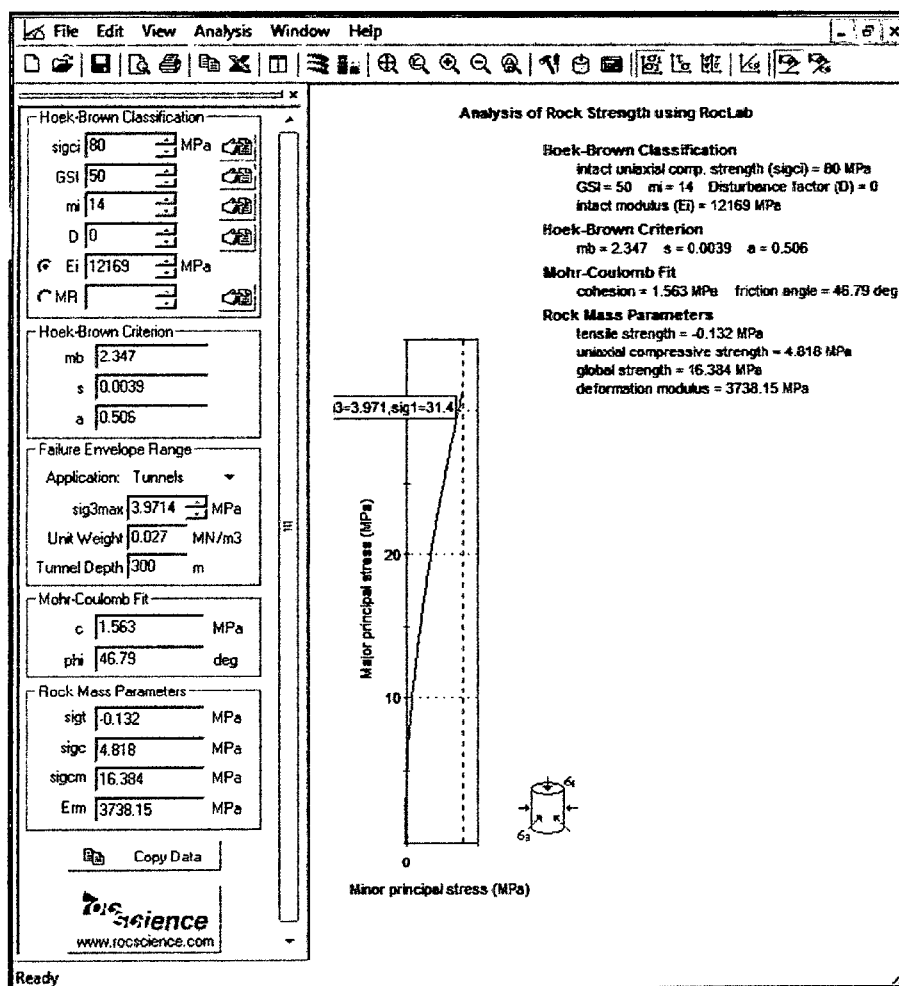
Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del tajeo.

Se determina como el cociente de la resistencia a la compresión uniaxial de roca y el esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso.

La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek & Brown, el cual se encuentra en el programa de cómputo Roclab. A este programa se ingresan los valores de resistencia a la compresión, el parámetro m_i de la roca, los módulos elásticos, (la caracterización geomecánica del macizo rocoso como un índice numérico, el factor de disturbación del macizo rocoso por efecto de la voladura en las excavaciones.

Reemplazando los valores en el programa RocLab tenemos:

Figura 23: Determinación de esfuerzos en programa RocLab.



Como resultado final del análisis en el programa RocLab y el análisis de esfuerzos in situ descritos anteriormente tenemos:

Tabla 19: Valor de los esfuerzos In Situ e Inducidos.

Esfuerzos In Situ		Esfuerzos Inducidos	
Vertical (Mpa)	Horizontal (Mpa)	Máximo (Mpa)	Mínimo (Mpa)
8.0	8.0	31.40	3.97
Cte. Sheorey (K)	1.0		

Para calcular el valor del factor de esfuerzo “A”, como se mencionó líneas arriba se emplean los datos de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca y el valor del esfuerzo máximo inducido empleando la ecuación siguiente:

$$A = \frac{\text{Resistencia a la compresión de la roca}}{\text{Esfuerzo máximo inducido}}$$

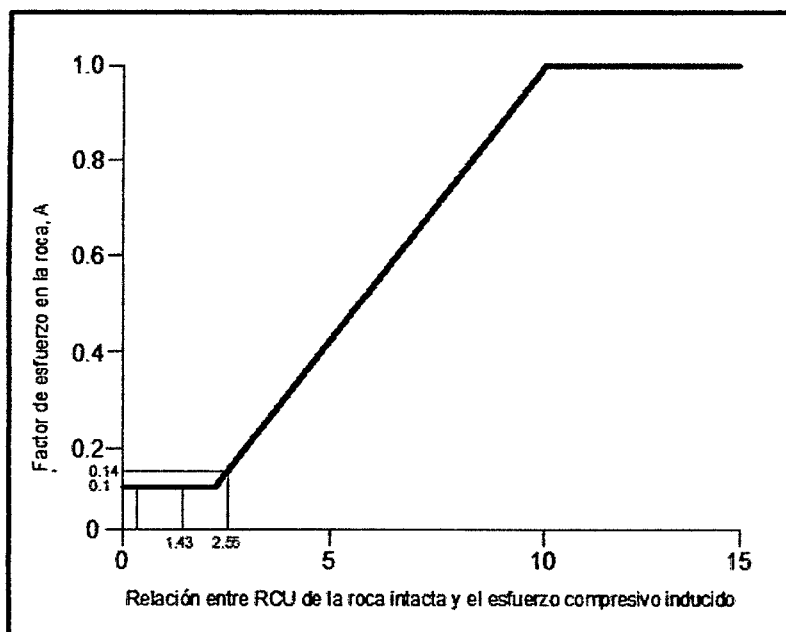
Empleando la ecuación, para cada dominio estructural obtiene el ratio de esfuerzos “A” el cual se resume en la tabla siguiente:

Tabla 20: Ratios de resistencia.

Ratios de resistencia		
Caja Techo	Techo	Caja Piso
2.55	0.32	1.43

Ahora utilizando la gráfica siguiente determinaremos el factor “A” para cada caso.

Figura 24: Determinación del factor de esfuerzos, según Potvin (1988).



El valor del factor de esfuerzo es igual al valor mostrado en la tabla el cual se indica gráficamente (línea de color rojo) en el ábaco desarrollado por Potvin & Milne. En la siguiente tabla se muestran los valores obtenidos.

Tabla 21: Factor "A".

Valores del factor de ajuste "A"		
Caja Techo	Techo	Caja Piso
0.14	0.10	0.10

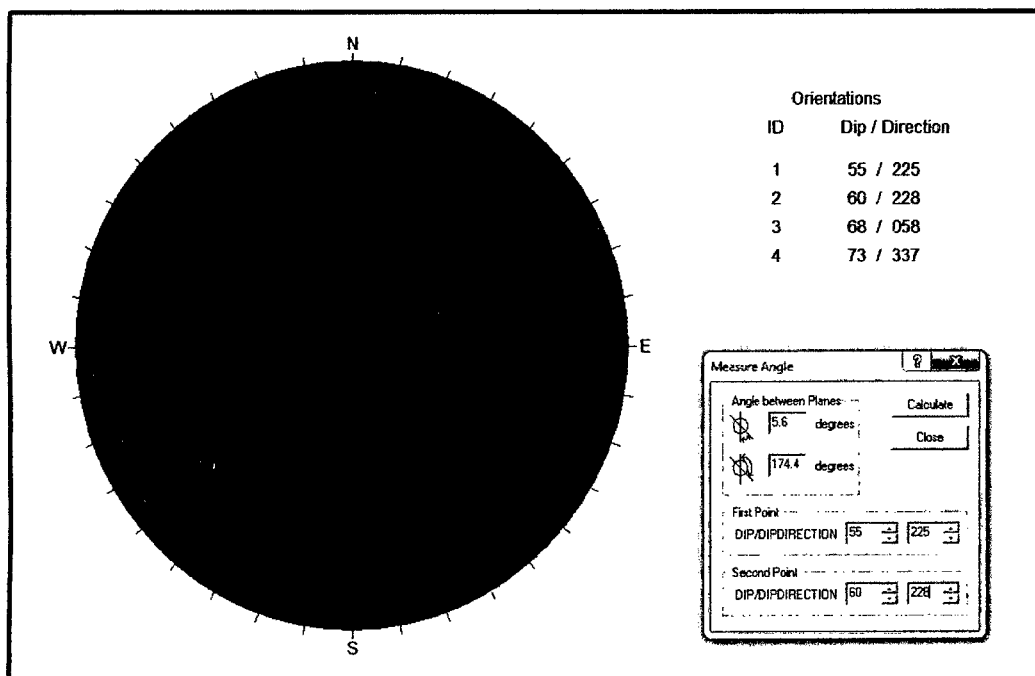
4.7.4.3. FACTOR DE AJUSTE "B" POR ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDAD CRÍTICA

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo. Cuanto más pequeño sea el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie del tajeo será una condición más desfavorable para la estabilidad del tajeo y viceversa.

En resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad crítica (dominante) y la cara expuesta del tajeo. Para determinar el Factor de Ajuste “B” se puede proceder de dos maneras:

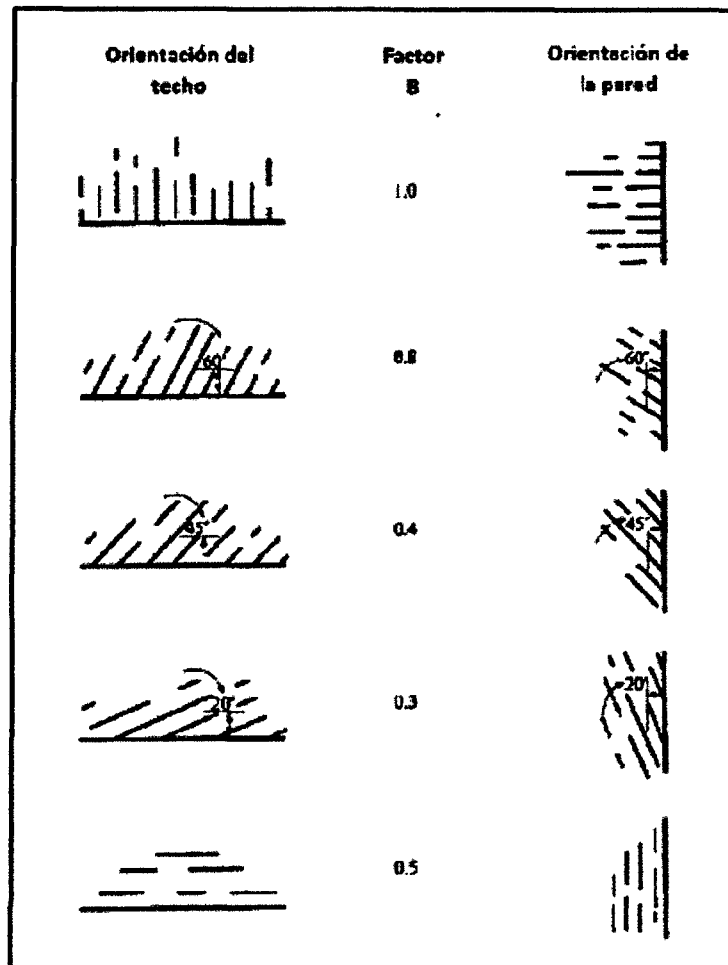
La primera es el análisis estereográfico determinando la diferencia de buzamiento y dirección de buzamiento entre la junta crítica y la superficie de la pared excavada, se puede realizar este análisis con el uso del software DIPS como se muestra en la figura siguiente:

Figura 25: Determinación de la diferencia de buzamiento programa DIPS.



La segunda se refiere a la manera original propuesta por Mathews (1980) donde se caracteriza el valor del Factor de Ajuste "B" en base a gráficas donde se indica el ángulo que forman las discontinuidades principales y la pared de la labor excavada como se muestra en la figura siguiente:

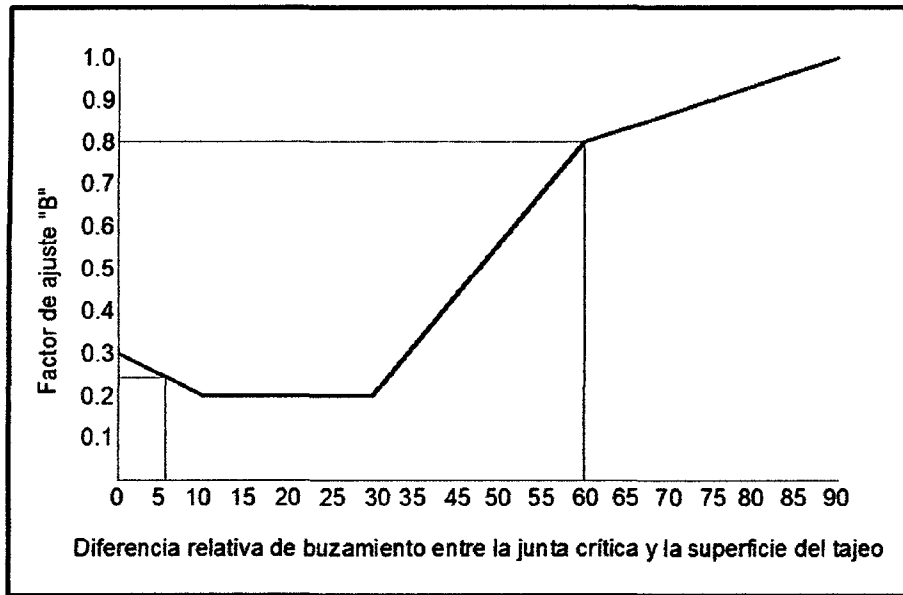
Figura 26: Factor de ajuste B según



Fuente: Mathews (1980).

Del análisis estereográfico mostrado y su entorno físico y considerando la posición espacial del Manto Intermedio se tiene que el sistema dominante es el sistema 1, por lo tanto el valor del factor de ajuste "B" asociado a este sistema se determina en base a la siguiente gráfica:

Figura 27: Determinación del factor "B".



A continuación mostramos los resultados obtenidos:

Tabla 22: Factor de ajuste "B".

Valores del factor de ajuste "B"		
Ubicación	Dif. De buzamiento	Factor "B"
Caja Techo	5.6	0.24
Techo	60	0.80
Caja Piso	5.6	0.24

4.7.4.4. FACTOR DE AJUSTE "C" POR EFECTO DE LA GRAVEDAD

Este factor, es un número que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas que se forman por el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo).

Para el cálculo de este factor se parte del postulado de que las fallas pueden ocurrir desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas), desde las paredes del tajeo (como lajamientos y deslizamientos de cuñas).

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación:

$$C = 8 - 7 \cos \alpha$$

Ahora teniendo en cuenta que se espera que el lajamiento de la caja techo será el problema potencial del tajeo y que la inclinación promedio de la superficie del tajeo (CP y CT) es 65° y la del techo es de 0° , reemplazando en la fórmula tenemos:

Tabla 23: Factor de ajuste "C".

Valores del factor de ajuste "C"		
Caja Techo	Techo	Caja Piso
5.04	1.00	5.04

4.7.4.5. CÁLCULO DEL NÚMERO DE ESTABILIDAD N'

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores de la ecuación mencionada anteriormente, se calcula el número de estabilidad modificado N' para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 24: Determinación del valor de N'.

Ubicación	Q'	A	B	C	N'
Caja Techo	2.08	0.14	0.24	5.04	0.35
Techo	1.53	0.10	0.80	1.00	0.12
Caja Piso	1.81	0.14	0.24	5.04	0.31

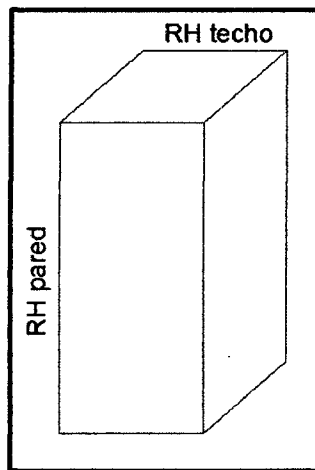
4.7.4.6. RADIO HIDRÁULICO

El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro.

$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}}$$

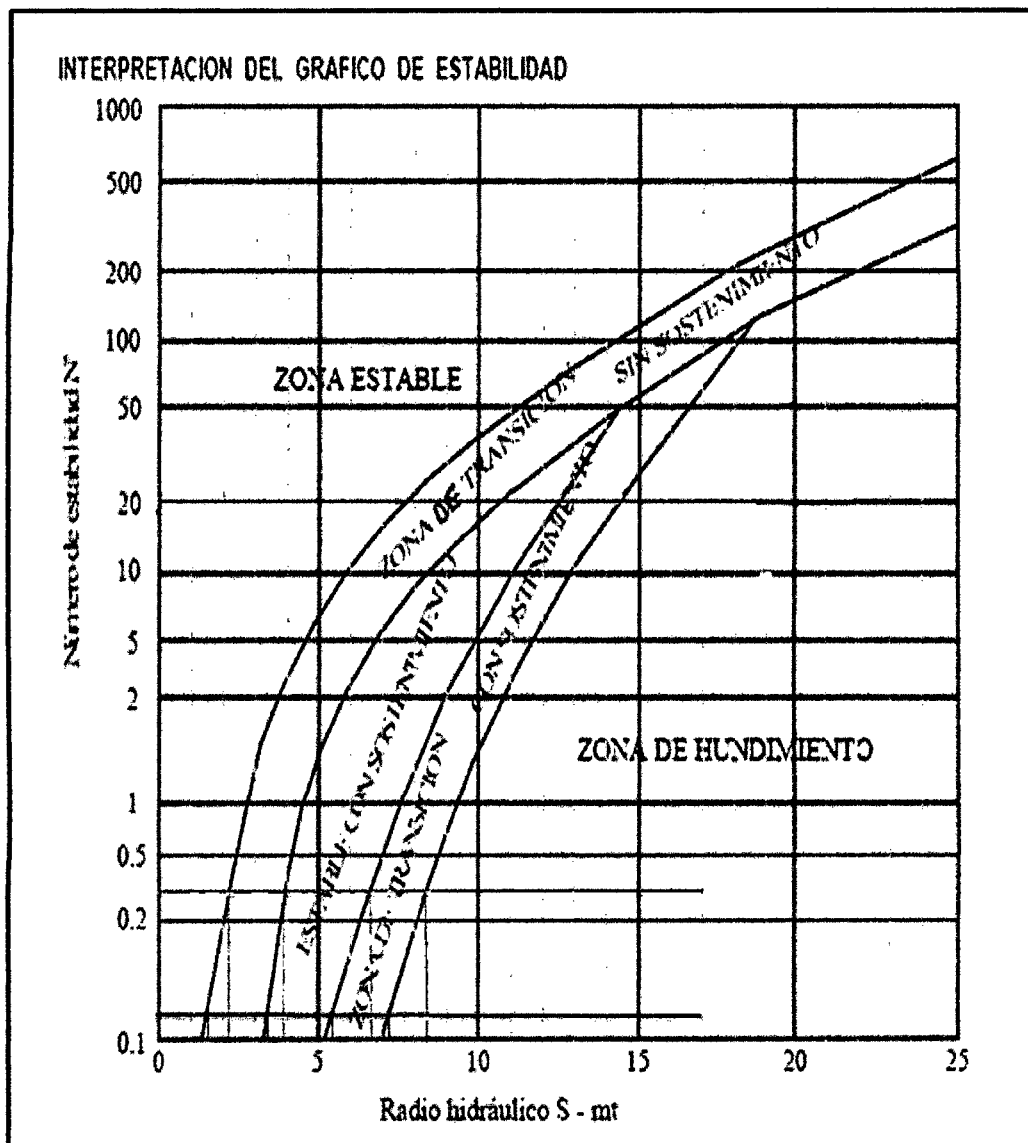
Gráficamente se puede describir de la siguiente manera:

Figura 28: Determinación del RH.



A continuación realizaremos un análisis iterativo con los valores de N' determinados anteriormente y diferentes radios hidráulicos, teniendo en consideración un ancho de minado constante de 4 metros y una altura de banco constante de 11 metros, de acuerdo a la simulación realizada en el software Phases; para de esta manera reemplazando los valores en la figura obtener las longitudes de tajeo máxima de acuerdo a cada horizonte.

Figura 29: Método gráfico de estabilidad.



Fuente: Potvin (1988) y Nickson (1992).

Los resultados de la aplicación del MGE para el dimensionamiento de los tajeos en el Manto Intermedio incluyen el del techo de la labor y la caja techo del tajeo, los resultados se presentan en la Tabla 18.

Tabla 25: Dimensionamiento de tajeos – Longitud (m) – Manto Intermedio.

Condición de estabilidad	Techo			Caja Techo		
	Ancho (m)	RH	Longitud (m)	Alto (m)	RH	Longitud (m)
ESS	4	1.26	7	19	2.2	6
ESO	4	3.4	19	19	3.9	13
ECS	4	5.4	54	19	6.7	45
H	4	7.25	126	19	8.4	145

Notas: EES = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento Obligatorio ; H = Hundimiento.

A partir de la información proporcionada por los resultados de la aplicación del MGE se puede establecer lo siguiente:

- Las dimensiones del tajeo están condicionados por la mala calidad de la masa rocosa mineralizada. Se ha asumido un ancho de tajeo de 4 m con utilización de sostenimiento. Un ancho mayor de tajeo significará sostenimiento más severo. El ancho definitivo del tajeo dependerá de la capacidad de poder controlar las condiciones de estabilidad del techo del tajeo en mineral. Con anchos menores de 4 m se podrá controlar mejor las condiciones de estabilidad del techo, y con anchos mayores de 4 m será más dificultoso dicho control.
- La longitud de los tajeos en dirección paralela a las estructuras mineralizadas, es decir en cajas techo y piso en estéril, puede ser conservadoramente mayor a 13 m en la condición con sostenimiento opcional, pero con sostenimiento obligatorio puede llegar a ser mayor de 45 metros; quiere decir que a partir de los 45 metros se debe empezar a rellenar la abertura dejada por la voladura de las secciones si se quiere avanzar con el minado de las demás secciones.

- La longitud de los tajeos estará también en función del espesor de los caballos estériles. Cuando estos tengan menor espesor la longitud de los tajeos será menor y cuando los caballos tengan mayor espesor la longitud de los tajeos será mayor. Todo esto es válido si se piensa en dejar in-situ los caballos estériles, en algunos casos, debido a la morfología de la mineralización.
- Siempre que se controle la estabilidad del techo en mineral, se puede ir a un minado con taladros largos, puesto que las condiciones geomecánicas de las cajas techo y piso son más favorables, y por tanto permiten este tipo de minado.

4.7.5. ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA

Al estar ubicados los cuerpos mineralizados a profundidades relativamente pequeñas (150 a 300 m), es importante considerar que en las masas rocosas de calidad Regular A (IIIA) y Regular B (IIIB), el comportamiento de las mismas estará condicionado por su arreglo estructural más que por los esfuerzos. En tales condiciones es relevante analizar la estabilidad de las excavaciones controlada por el debilitamiento estructural de la masa rocosa. En los casos en donde la masa rocosa es de calidad Mala A (IVA) o inferior, no es relevante analizar la estabilidad de las excavaciones controlada estructuralmente, el comportamiento de estas rocas estará guiado por sus características de calidad y por los esfuerzos y deformaciones a las cuales estará sometida.

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, estratos y diaclasas en este caso), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad.

A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad, pueden formar bloques rocosos de diferentes geometrías en el techo y en las paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Para dicho análisis se ha considerado la información desarrollada en la Distribución de discontinuidades y Resistencia de las discontinuidades. Además se han considerado labores de avance de dirección NW-SE o viceversa y SW-NE o viceversa y tajeos de dirección SE-NW.

Los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada han indicado lo siguiente:

- Para las labores de avance que siguen en dirección paralela a la estructura mineralizada, se observa formación de cuñas potencialmente inestables en el techo y estables en los hastiales.
- Para las labores de avance que siguen en dirección perpendicular a la estructura mineralizada, se observa similarmente formación de cuñas pequeñas potencialmente inestables en el techo y estables en los hastiales.
- Para los tajeos, se forman cuñas grandes potencialmente inestables en la caja techo.

Para las labores de avance paralelas a la estructura mineralizada la estabilización de las cuñas del techo se realizará con pemos de roca esporádicos según requerimientos del terreno.

En las labores de avance perpendiculares a la estructura mineralizada, bastará un buen desate de las cuñas pequeñas y de ser necesaria la instalación de pernos esporádicos.⁽²⁾

CAPÍTULO V

SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO

5.1. INTRODUCCIÓN

El método de explotación debe garantizar una alta productividad, alto porcentaje de recuperación y bajo de dilución, además de seguridad al personal y al medio ambiente. Con el fin de determinar cuál método de explotación es factible, para la explotación del Manto Intermedio, tenemos que comparar las características del depósito con las requeridas para cada método de explotación. El método que mejor se adapte tiene que ser considerado técnicamente factible y deberá ser evaluado económicamente.

5.2. ANTECEDENTES

5.2.1. BOSHKOV AND WRIGHT (1993)

Usa descripciones de potencia, buzamiento, resistencia del mineral y cajas, identifica métodos comunes para aplicar en idénticas condiciones, si bien su aplicabilidad se puede considerar, no garantiza su viabilidad debido a que no considera muchos parámetros.

Esta clasificación provee cuatro métodos aplicables:

Tabla 26: Método de selección de métodos de explotación.

Type of Ore Body	Dip	Strength of Ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining
Thin beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and Pillar Longwall
		Wk or Stg	Wk	Longwall
Thick beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and Pillar
		Wk or Stg	Wk	Top slicing Sublevel caving
		Wk or Stg	Stg	Underground glory hole
Very thick beds				Same as for masses
Very narrow veins	Stp	Stg or Wk	Stg or Wk	Resuing
Narrow veins	Flt			Same as for thin beds
	Stp	Stg	Stg	Open stopes Shrinkage stopes Cut and fill stopes
			Wk	Cut and fill stopes Square set stopes
		Wk	Stg	Open underhand stopes Square set stopes
			Wk	Top slicing Square set stopes
Wide veins	Flt			Same as for thick beds or masses
	Stp	Stg	Stg	Open underhand stopes Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill stopes Combined methods
			Wk	Cut and fill stopes Top slicing Sublevel caving Square set stopes Combined methods
		Wk	Stg	Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods
			Wk	Top slicing Sublevel caving Square set stopes Combined methods
Masses		Stg	Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill stopes Combined methods
		Wk	Wk or Stg	Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods

Wk = weak; Stg = strong; flt = flat; stp = steep

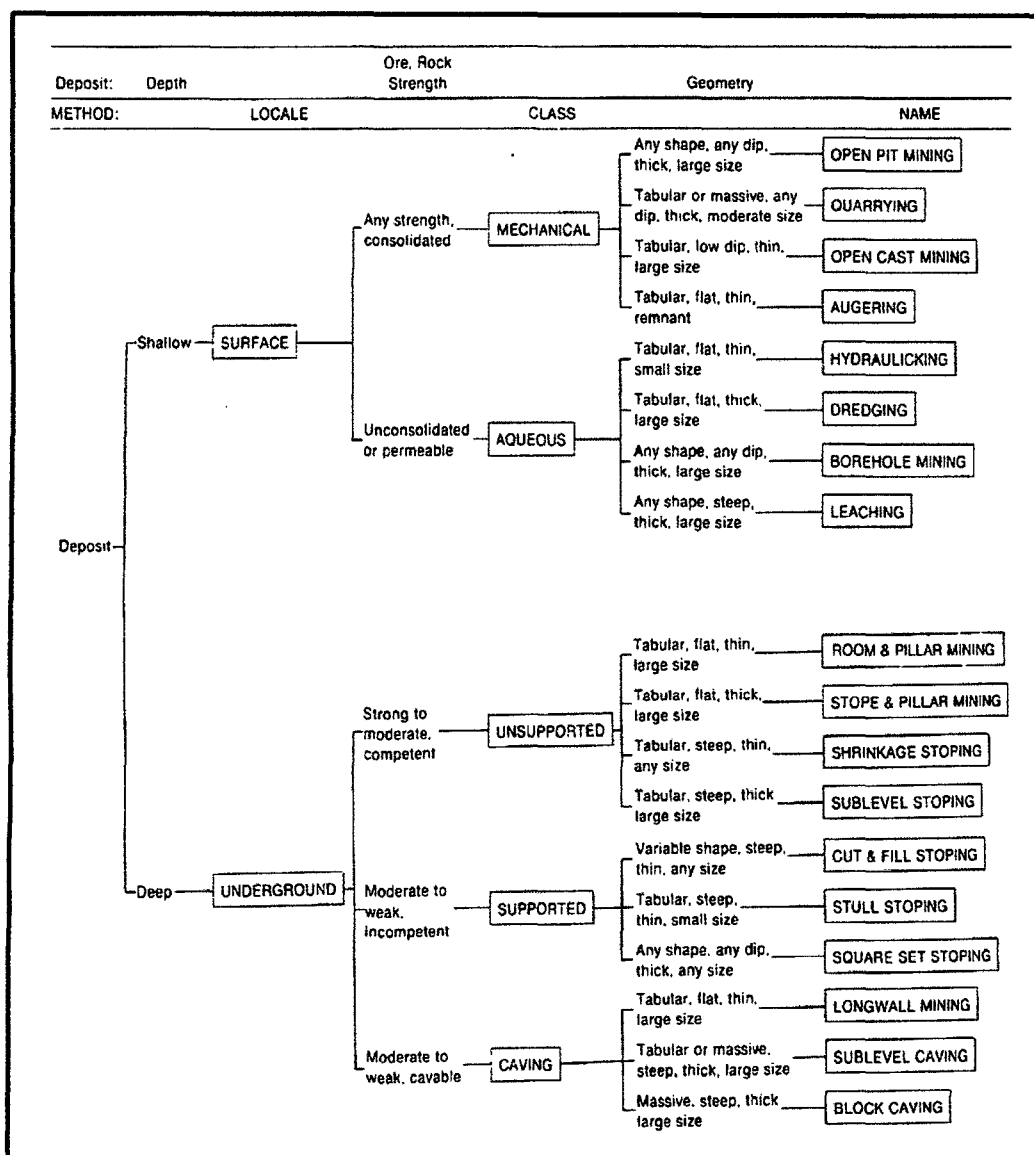
Fuente: Boshkov and Wright (1993).

5.2.2.HARMAN (1987)

Desarrolla un flujo del proceso de selección, basado en la geometría y condiciones geomecánicas.

Este sistema es similar al propuesto por Boshkov y Whright, pero usa métodos más específicos.

Esquema 2: Método de Harman.



Fuente: Harman (1987).

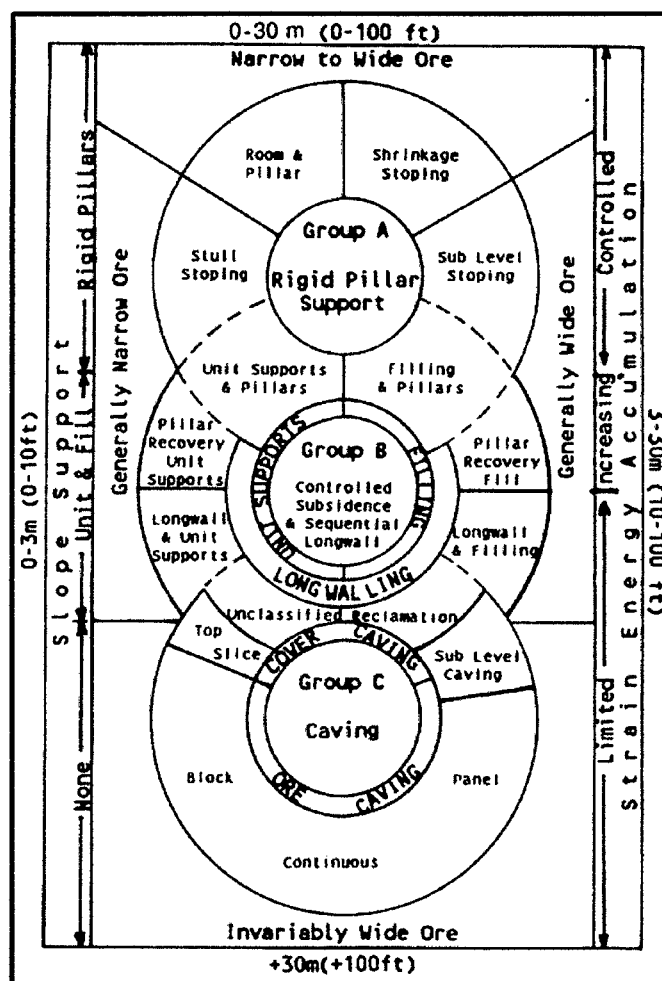
5.2.3. MORRISON (1976)

Divide los métodos subterráneos en 3 grupos:

- Soporte con Pilares rígidos
- Control de la Subsistencia
- Hundimiento

Usa definiciones generales de potencia, tipo de soporte, energía esfuerzo acumulada. Esta clasificación puede ser usada como un primer paso, incluye open pit y método subterráneo.

Esquema 3: Método de Morrison.



Fuente: Morrison (1976).

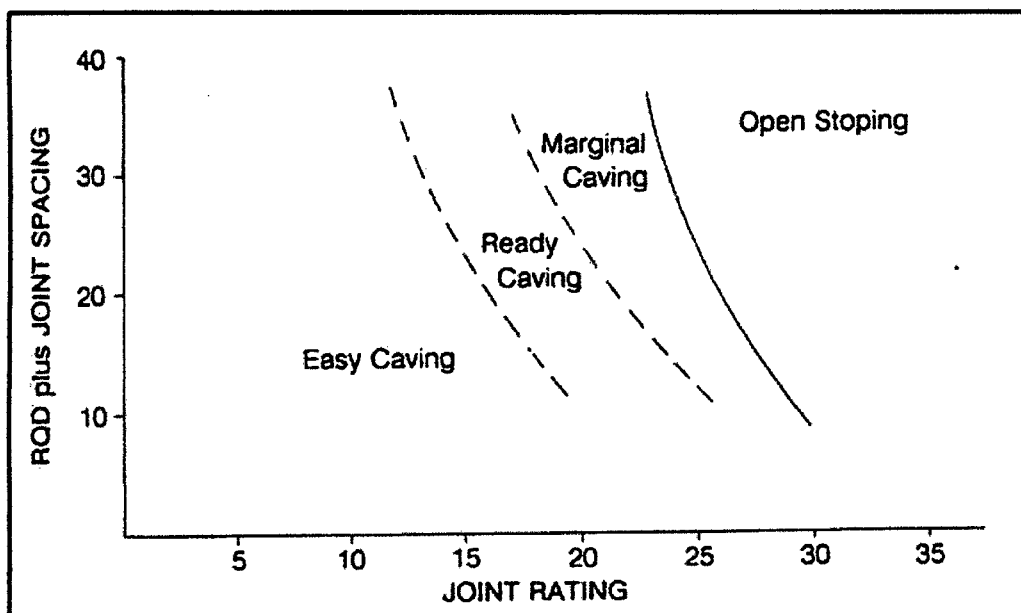
5.2.4.LAUBSCHER (1981)

Basada en los sistemas de clasificación de la masa rocosa, reajustado por los efectos del minado en la resistencia. Prioriza block caving versus stoping system, enfatizando en el hundimiento, con dos parámetros:

- Grado de fracturamiento, RQD, espaciamiento de juntas y
- Rango de juntas (relleno, condiciones de agua, etc.)

Pone énfasis en las Juntas y es el único control que determina el hundimiento.

Figura 30: Método de Laubscher.



Fuente: Laubscher (1981).

5.2.5.NICHOLAS (1981)

La clasificación propuesta por Nicholas determina un método de explotación factible por medio de un ranking numérico y es verdaderamente cuantitativo, también llamado Procedimiento Numérico de Selección.

5.3. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Es un proceso que consiste en extraer el mineral valioso de las rocas a través de un conjunto de operaciones unitarias (perforación, voladura, limpieza, etc.), combinando tecnología e investigación, para así obtener la mayor rentabilidad económica.

5.3.1. CLASIFICACIÓN DE MÉTODOS

Una primera clasificación de los métodos se refiere a si la explotación se realiza expuesta a la superficie o si se desarrolla a través de labores subterráneas. Así, debemos considerar:

- Métodos de explotación a cielo abierto.
- Métodos de explotación subterránea.

5.3.1.1. MÉTODOS DE CLASIFICACIÓN A CIELO ABIERTO

Entre los métodos de explotación a cielo abierto se pueden identificar los siguientes:

- Cielo abierto o tajo abierto. Es el método se aplica particularmente en la explotación de yacimientos de metales básicos y preciosos, cuando las condiciones geológicas y geomecánicas son favorables para ello.
- Cantera, este nombre se da a la explotación de mineral que puede utilizarse directamente en aplicaciones industriales, como es el caso de la sílice, caliza y piedra de construcción.
- Lavaderos o placeres, corresponde a la explotación de depósitos de arena en antiguos lechos de ríos o playas, con el fin de recuperar oro, piedras preciosas u otros elementos químicos valiosos.

- Existen otros métodos poco convencionales para la extracción de algunos elementos de interés, como por ejemplo la disolución, que corresponde a la extracción de azufre o sales solubles mediante la incorporación de un solvente y posterior extracción del soluto de la solución recuperada, y la minería costa afuera, para la extracción de nódulos de manganeso presentes en el fondo del océano.⁽³⁾

5.3.1.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA

En cuanto a los métodos de explotación subterráneos, se distinguen según el tratamiento que hagan de la cavidad que deja la extracción de mineral. Sin embargo, en la práctica, la explotación requiere variar y combinar los métodos presentados a continuación, dado que los depósitos raramente se ajustan exactamente a las características ideales de aplicación de alguno de los métodos.

A. Métodos sin soporte

Corresponden a aquellos que consideran la extracción del mineral dejando la cavidad que éste ocupaba, vacía. Para ello, la abertura debe mantenerse estable en forma natural (ser auto soportante) o requerir escasos elementos de refuerzo. Estas aberturas se dejan vacías una vez que concluye la explotación.

- Room and Pillar.
- Stope and Pillar.
- Shrinkage Stopping.
- Sublevel Stopping.
- Vertical Crater Retreat.

B. Métodos con soporte

Para mantener estables las aberturas es necesario usar algún tipo de fortificación y/o se rellenan con algún material exógeno.

- Cut and Fill Stopping
- Square Set Stopping
- Back filling Methods
- Bench and Fill Stopping

C. Métodos de hundimiento

Consiste en que las cavidades generadas por el mineral extraído son rellenas con el material superpuesto (mineral, mientras dura la explotación, y estéril, una vez finalizada). El hundimiento y consecuente relleno de las cavidades se produce simultáneamente a la extracción del mineral.

- Longwall Mining
- Sublevel Caving
- Block Caving
- Panel Caving

5.4. FACTORES DETERMINANTES EN LA SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Existen factores a tener en cuenta al momento de aplicar las diferentes técnicas de selección de métodos de explotación para el cual se requiere contar con información relativa al yacimiento que nos permita tener un punto de partida, dentro de estos podemos mencionar los siguientes:

5.4.1.CONDICIONES GEOLÓGICAS DEL YACIMIENTO

Se refiere a las características geológicas del mineral y roca encajonante. La investigación geológica debe permitir facilitar información relativa a:

- Correcta evaluación de reservas con las que cuenta el depósito.
- Principales tipos de roca.
- Zonas de alteración superficial e interna.
- Principales estructuras y accidentes tectónicos

Como extensión del estudio en el sentido horizontal se recomienda mantener una relación: profundidad del yacimiento/límite del entorno de 1/2 para explotación por métodos subterráneos y de 1/3 a 1/4 para explotación por métodos superficiales.⁽³⁾

5.4.2.GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO

La geometría del yacimiento se define a través de su forma general, potencia, inclinación y profundidad. A continuación mostramos los parámetros a tener en cuenta para los trabajos de selección del método de explotación.⁽³⁾

FORMA

- **Equidimensional o masivo:** Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección
- **Tabular:** Dos de las dimensiones son mucho mayor que la tercera.
- **Irregular:** Las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.

POTENCIA DEL MINERAL

- **Estrecha** : < a 10 m
- **Intermedia** : 10 – 30 m
- **Potente** : 30 – 100 m
- **Muy potente** : > a 100 m

INCLINACIÓN

- **Echado** : < a 20°
- **Intermedio** : 20 a 55°
- **Inclinado** : >a 55°

PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE

- **Pequeña** : < a 150 m
- **Intermedia** : 150 a 600 m
- **Alta** : > a 600 m

5.4.3. DISTRIBUCIÓN DE LEYES

La distribución de leyes se define como: Uniforme, gradual, diseminada y errática.⁽³⁾

- **Uniforme:** La ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.
- **Gradual o diseminado:** Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro.
- **Errático:** No existe una relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de un punto a otro en distancias muy pequeñas.

5.4.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS

El comportamiento geomecánico de los diferentes materiales depende básicamente de: la resistencia de la roca, el grado de fracturación del macizo rocoso o espaciamiento entre fracturas, y el cizallamiento, con estos tres parámetros se puede tener una aproximación al comportamiento de los macizos rocosos.

La resistencia de la roca es la relación entre la resistencia de la roca a la compresión simple y la presión ejercida por el peso del recubrimiento sobre esta, la que puede calcularse a partir de la profundidad y la densidad de la roca.

El espaciamiento entre las fracturas puede definirse en términos de fracturas por metro o por el RQD. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos con una longitud superior a 10 cm por metro de longitud del taladro.

La resistencia de las discontinuidades se refiere a las condiciones de las discontinuidades como la condición y relleno de estas.

La posibilidad de aplicación de los distintos métodos de explotación depende fundamentalmente del grado en el que el mineral y las rocas de las cajas vayan a resistir sin apoyo, y de la posibilidad de que los métodos hagan frente al sostenimiento final de las aberturas dejadas. La mecánica de rocas estudia los factores que relacionan los fenómenos de presión en el interior de las mismas con los requisitos que deben cumplir los sistemas de sostenimiento; si bien esta disciplina no es exacta, constituye una buena herramienta que ayuda a la selección óptima del método de explotación.

La resistencia del mineral, del macizo rocoso y de las cajas son características físicas importantes para seleccionar el sistema de arranque y para el dimensionamiento de las labores y el auto sostenimiento, sin embargo este es un factor que depende mucho de las características del macizo rocoso, la dirección y la posición de las aberturas, etc.

A continuación mostraremos los parámetros geomecánicos a tener en cuenta para la selección del método de explotación.⁽³⁾

RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

Resistencia a la compresión simple (MPa)/Presión del recubrimiento (MPa).

- **Pequeña** : < a 8
- **Media** : 8 – 15
- **Alta** : > a 15

ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS

	Fracturas/m	RQD(%)
▪ Muy pequeño	> 16	0 – 20
▪ Pequeño	10 – 16	20 – 40
▪ Grande	3 – 10	40 – 70
▪ Muy grande	3	70 – 100

RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

- **Pequeña:** Discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando.

- **Media:** Discontinuidades limpias con una superficie rugosa.
- **Grande:** Discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que la roca intacta.

5.4.5. ELECCIÓN DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA RESPECTO A CIELO ABIERTO

Cada yacimiento tiene una opción adecuada para su explotación, la decisión final se adopta mediante un análisis económico; algunas veces se combinan métodos de minería a cielo abierto con minería subterránea. A fin de decidir sobre la rentabilidad de estos dos métodos se puede emplear la relación del “Stripping Ratio” o relación de desbroce.⁽³⁾

$$Sr = \frac{\text{Costo/t.ug} - \text{Costo/t.op}}{\text{Costo/t.wop}}$$

En donde:

Sr = Stripping Ratio

Ug = Underground

Op = Open Pit

Wop = Waste Open Pit

Luego: Si $Sr > 1$ se opta por cielo abierto

Si $Sr < 1$ se opta por subterránea

5.5. PROCEDIMIENTO NUMÉRICO DE SELECCIÓN DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Este método también es conocido como el Método de Nicholas, consiste en asignar, de acuerdo a cada característica encontrada, una valoración respectiva que varía en intensidad de acuerdo a la preferencia u optabilidad del método.

Se basa en un conjunto de restricciones y tablas con puntuación asignadas por sus propios estudios, existen macros en Excel que ayudan en la representación del método y también programas elaborados que cumplen el mismo propósito.

5.5.1. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES

Tabla 27: Geometría del yacimiento y distribución de leyes.

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia de la Veta					Buzamiento			Distribución de Leyes		
	EQU	TAB	IRR	M/A	ANG	INT	GRU	M/G	INC	INT	PAR	UNF	GRA	ERR
Cielo Abierto/PIT	3	2	3	-49	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	0	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Fases o paredes largas	-49	0	-49	2	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	0	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Almacenamiento Provisional	2	2	1	2	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Rebanadas Hundidas	3	3	0	-49	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Conjunto de Cuadros	0	2	4	2	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

Forma del yacimiento: EQU = Equidimensional TAB = Tabular IRR = Irregular

Potencia de la veta: M/A = Muy Angosto ANG = Angosto INT = Intermedio GRU = Ancho M/G = Muy Ancho

Buzamiento: INC = Inclinado INT = Intermedio PAR = Parado

Distribución de leyes: UNF = Uniforme GRA = Gradual ERR = Errático

5.5.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL

Tabla 28: Características geomecánicas del mineral.

MÉTODO DE EXPLOTACION	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las scont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Fases o paredes largos	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Almacenamiento Provisional	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Rebanadas Hundidas	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Conjunto de Cuadros	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

Resistencia: DEB = Débil MOD = Moderado FRT = Fuerte

Espaciamiento entre fracturas: M/C = Muy Cerrado CER = Cerrado GRU = Ancho M/G = Muy Ancho

Resist. de las scont.: DEB = Débil MOD = Moderada FRT = Fuerte

5.5.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO

Tabla 29: Características geomecánicas de la caja techo.

METODO DE EXPLOTACION	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las scont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/PIT	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Fases o paredes largos	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Almacenamiento Provisional	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Rebanadas Hundidas	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Conjunto de Cuadros	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.5.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO

Tabla 30: Características geomecánicas de la caja piso.

METODO DE EXPLOTACION	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las discont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/PIT	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Fases o paredes largos	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Almacenamiento Provisional	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y Relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Rebanadas Hundidas	4	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Conjunto de Cuadros	4	2	2	4	2	2	2	4	4	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.5.5. CUT OFF

Es la ley más baja definida arbitrariamente (en términos económicos), con la cual puede explotarse un depósito mineral y generalmente define el límite del mismo. Todo mineral debajo de la ley de corte definida será considerado como estéril.

La ley de corte es conocida también como la ley mínima explotable o Cutt off, determinada con el propósito de clasificar los minerales en económicos y no económicos por un periodo de tiempo determinado. De acuerdo al concepto económico del punto de equilibrio, se sabe que en este punto el valor de la producción es igual a los costos totales, por lo tanto:

$$\text{Ley de corte} = \frac{\text{costo operativo} + \text{utilidad mínima}}{PxRxFLxC}$$

5.5.5.1. CUT OFF OPERACIONAL DE LA MINA PACHAPAQUI

Determinaremos el Cutt Off operacional de la Mina Pachapaqui, para este caso tomaremos la ley del zinc y las leyes equivalentes en zinc de los otros metales extraídos. Este valor está en función de la recuperación metalúrgica de la Planta Concentradora, el % pagable de concentrado por contrato y el precio del metal en el mercado, entre otros.

a. Leyes equivalentes

Las leyes equivalentes se determinan debido a que en la Mina Pachapaqui se explotan diferentes variedades de minerales de mena que luego del tratamiento en la planta concentradora se obtienen concentrados de diferentes metales básicos.

En la siguiente tabla se muestra el resumen del cálculo de las leyes equivalentes para cada metal y con la cual se va a determinar el cut off.

Tabla 31: Determinación de las leyes equivalentes.

Parámetros	Metal	Zn	Pb	Cu	Ag
		USD/lb	USD/lb	USD/lb	USD/oz
Precio del metal (imperial)	USD/unid. metal	0.99	1.10	3.98	40.43
Costos de mercadeo (imperial)	2%	0.97	1.078	3.90	39.6214
Conversión a valor métrico (precio metal)		USD/ton	USD/ton	USD/ton	USD/g
Costos de mercadeo (métrico)	USD/Ton (gramos de Ag)	2139.291	2376.99	8600.382	1.27
Pérdidas dilución	10%	1925.3619	2139.291	7740.3438	1.15
Pérdidas mina	5%	1829.0938	2032.3265	7353.3266	1.09
Recuperación	% rec. en concentrado	85%	80%	46%	70%
Factor equivalente Zn			1.05	2.18	0.049

Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

b. Ley de corte

A continuación se muestra un resumen de la ley de corte operacional en la Mina Pachapaqui, basado en el mineral representativo que es el Zinc.

Tabla 32: Factor de ajuste "B".

Parámetros	Metal	Zn
		USD/lb
Precio del metal (imperial)	USD/unid. metal	0.99
Costos de mercadeo (imperial)	2%	0.97
Conversión a valor métrico (precio metal)		USD/ton
Costos de mercadeo (métrico)	USD/Ton (gramos de Ag)	2139.29
Pérdidas dilución	10%	1925.36
Pérdidas mina	5% (a)	1829.09
Recuperación	% rec. en concentrado (b)	85%
Costos operacionales	USD/ton de mineral (c)	39.20
Cut Off Zinc	c/(b*a)	2.52

Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

Como se observa el Cut Off es 2.52% para el zinc y de acuerdo a esto categorizaremos las reservas y recursos minerales en mena y estéril, cabe mencionar que los costos del metal se consideran al 30 de diciembre del 2012.

5.6. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO

Ahora teniendo en cuenta las diferentes características geológicas y geomecánicas del Manto Intermedio descritos anteriormente, procederemos a aplicar el Método de Nicholas para elegir el método óptimo de minado.

5.6.1. GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES DEL MANTO INTERMEDIO

- **Forma del yacimiento** : Tabular
- **Potencia del mineral** : < a 10 m
- **Buzamiento** : > a 55°
- **Profundidad** : 150 a 600 m
- **Distribución de leyes** : Uniforme

5.6.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL

- **Resistencia del mineral**

Resistencia a la compresión simple (MPa): 10 MPa

Presión del recubrimiento: 8 MPa

Resistencia del mineral:

$$\frac{10 \text{ MPa}}{8 \text{ MPa}} = 1.25$$

- **Espaciamiento entre fracturas: 35**

En este caso usaremos el RQD que se tomó de mapeos geomecánicos realizados in situ.

- **Resistencia de las discontinuidades : Pequeño**

5.6.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO

- **Resistencia**

Resistencia a la compresión simple (MPa): 80 MPa

Presión del recubrimiento: 8 MPa

Resistencia del mineral

$$\frac{80 \text{ MPa}}{8 \text{ MPa}} = 10$$

- **Espaciamiento entre fracturas: 65**

En este caso usaremos el RQD que se tomó de mapeos geomecánicos realizados in situ.

- Resistencia de las discontinuidades: Pequeña

5.6.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO

- Resistencia

Resistencia a la compresión simple (MPa): 45 MPa

Presión del recubrimiento: 8 MPa

Resistencia del mineral

$$\frac{45 \text{ MPa}}{8 \text{ MPa}} = 5.62$$

- Espaciamiento entre fracturas: 40

En este caso usaremos el RQD que se tomó de mapeos geomecánicos realizados in situ.

- Resistencia de las discontinuidades: Pequeña

5.6.5. PROCESO DE ANÁLISIS PARA LA DETERMINACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

5.6.5.1. GEOMETRÍA DE YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES

Tabla 33: Geometría del yacimiento y distribución de leyes en el Manto Intermedio.

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia de la Veta					Buzamiento			Distribución de Leyes		
	EQU	TAB	IRR	M/A	ANG	INT	GRU	M/G	INC	INT	PAR	UNF	GRA	ERR
Cielo Abierto/PIT	3	2	3	-49	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	0	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Fases o paredes largas	-49	0	-49	2	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	0	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Almacenamiento Provisional	2	2	1	2	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Rebanadas Hundidas	3	3	0	-49	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Conjunto de Cuadros	0	2	4	2	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.6.5.2. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MINERAL

Tabla 34: Características geomecánicas del mineral.

MÉTODO DE EXPLOTACION	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las scont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Fases o paredes largos	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Almacenamiento Provisional	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Rebanadas Hundidas	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Conjunto de Cuadros	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.6.5.3. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA TECHO

Tabla 35: Características geomecánicas de la caja techo.

METODO DE EXPLOTACION	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las scont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/PIT	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Fases o paredes largos	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Almacenamiento Provisional	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Rebanadas Hundidas	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Conjunto de Cuadros	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.6.5.4. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA CAJA PISO

Tabla 36: Características geomecánicas de la caja piso.

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Resistencia			Espaciamiento entre fracturas				Resist. de las discont.		
	DEB	MOD	FRT	M/C	CER	GRU	M/G	DEB	MOD	FRT
Cielo Abierto/PIT	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Fases o paredes largos	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Almacenamiento Provisional	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y Relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Rebanadas Hundidas	4	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Conjunto de Cuadros	4	2	2	4	2	2	2	4	4	2

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

5.6.6. RESULTADOS

Tabla 37: Resultados del Procedimiento Numérico de Selección.

Métodos de explotación	Geometría y distribución de leyes	Características geomecánicas de las rocas				
		Mineral	Techo	Piso	Subtotal	Total
Cielo Abierto/Pit	-40	8	10	8	26	-14
Hundimiento de Bloques	-39	12	9	6	27	-12
Cámaras por Subniveles	9	-49	4	0	-45	-36
Hundimiento por subniveles	-37	2	9	1	12	-25
Fases o paredes largos	-43	12	9	5	26	-17
Cámaras y Pilares	7	1	5	1	7	14
Almacenamiento Provisional	11	2	9	7	18	29
Corte y relleno	15	9	8	12	29	44
Rebanadas Hundidas	-40	4	9	8	21	-19
Conjunto de Cuadros	10	12	8	10	30	40

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

Como se observa en la Tabla el método seleccionado de acuerdo al Método de Nicholas es el Corte y Relleno, además considerando que la dureza de la caja techo es de regular a buena se considera la versión Ascendente del método.

Ahora veremos otros aspectos a tomar en cuenta para realizar una elección óptima del método de explotación para el minado del Manto Intermedio partiendo de la selección preliminar en que resultó el Análisis Numérico de Nicholas.

5.6.6.1. ESTUDIO GEOMECÁNICO

- Respecto a las aberturas máximas y tiempos de autososte para tajeos en el Manto Intermedio, además teniendo en cuenta que el RMR de la estructura mineralizada es en promedio 35, podemos observar según la tabla siguiente que:

Tabla 38: Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Dominio	Rango RMR	Abertura Máx. (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE - IIIB	41 - 50	5.0 - 8.0	1 semana a 1 día
DE - IVA	31 - 40	3.0 - 5.0	20 horas a 2 días
DE - IVB	21 - 30	2.0 - 3.0	< 1 hora

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

La abertura máxima respecto al ancho de la labor nos da entre 3 a 5 m con un autososte de 20 horas hasta solo 2 horas, esto nos da a entender que el sostenimiento inmediato es obligatorio de acuerdo a las especificaciones dadas en el estudio geomecánico explicadas anteriormente. Ahora con respecto a las aberturas máximas en los tajeos tenemos que:

Tabla 39: Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Condición de estabilidad	Techo			Caja Techo		
	Ancho (m)	RH	Longitud (m)	Alto (m)	RH	Longitud (m)
ESS	4	1.26	7	19	2.2	6
ESO	4	3.4	19	19	3.9	13
ECS	4	5.4	54	19	6.7	45
H	4	7.25	126	19	8.4	145

Como se puede apreciar en la tabla anterior, además basándonos en las simulaciones realizadas con el software Phases; podemos tener aberturas mayores en el Manto Intermedio sin que se presenten problemas de inestabilidad considerables siempre y cuando se controlen con un relleno y sostenimiento adecuados, dándonos a posibilidad de realizar el minado con la aplicación de taladros largos.

En resumen, considerando el análisis preliminar por el Procedimiento Numérico de Selección que resulto en la selección del método de explotación Corte y Relleno Ascendente y de acuerdo al estudio geomecánico, que nos da la posibilidad de tener mayores aberturas y por consiguiente la aplicabilidad de los taladros largos. Se optará por una combinación de ambos criterios que resulta en la selección del método de explotación Banqueo y Relleno (Bench and Fill Stopping) que simplemente es una variante del método de explotación Corte y Relleno Ascendente, la diferencia radica en que el corte se realiza por bancos y no por cortadas sucesivas, además la perforación es con la aplicación de los taladros largos y la limpieza es con scoops controlados con telemandos. Finalmente con el fin de realizar una selección óptima del método de minado para el Manto Intermedio se procederá a analizar otras variables que son de importancia para la selección de métodos de explotación.

5.6.6.2. PORCENTAJE DE DILUCIÓN Y DE RECUPERACIÓN

En base a experiencias tomadas de operaciones en otras minas del Perú podemos fijar un porcentaje de dilución y recuperación para diferentes métodos.

Esta información nos dará una mejor apreciación para la elección final del método de explotación a aplicar en el Manto Intermedio.

De acuerdo a esto tenemos:

Tabla 40: Porcentaje de dilución y recuperación.

Método de explotación	Recuperación (%)	Dilución (%)
Banqueo y Relleno	95-97	7-16
Shrinkage	93-95	20-30
Corte y relleno	93-95	10-14
Sublevel Caving	85-88	10-15
Cámaras y Piores	70-80	7-10

Fuente: Operaciones de diferentes minas del Perú.

Como se observa en la tabla anterior la aplicación de taladros largos en métodos de explotación genera mayor porcentaje de recuperación y menor dilución en promedio, además cabe considerar que los porcentajes de dilución aquí mostrados son una aproximación debido a que la dilución también depende de factores operativos y de aplicación de métodos.

5.6.6.3. COSTO OPERATIVO

Respecto al costo operativo, la información proviene de la aplicación de los métodos de explotación en otras unidades mineras con similares características, así como de operaciones en otros sectores de la U.M. Pachapaqui; y de una simulación de costos unitarios de operación realizada por el Departamento de Planeamiento teniendo en cuenta los parámetros de cada método de explotación.

Tabla 41: Costo operativo por método de explotación.

Método de explotación	Costo de operación USD/TM
Banqueo y Relleno	7.32
Corte y Relleno Asc.	12.73

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

5.6.6.4. PRODUCTIVIDAD

La productividad es sinónimo de mecanización, reemplazando la labor manual por equipos sofisticados, por este motivo en la Unidad Minera Pachapaqui adquirió diferentes maquinarias que están acorde a la tecnología actual, para así obtener una mayor productividad. La información que se muestra a continuación proviene de la experiencia de diferentes operaciones mineras a nivel nacional.

Tabla 42: Costo operativo por método de explotación.

Método de explotación	Productividad (t/h-g)
Banqueo y Relleno	7.6
Corte y Relleno	5.9

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

5.6.7. SELECCIÓN FINAL DEL METODO DE EXPLOTACIÓN

De lo anteriormente mencionado, podemos señalar que el método de explotación óptimo para el minado del Manto Intermedio será el Banqueo y Relleno, una variante del método de explotación Corte y Relleno Ascendente.

5.7. ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO

Teniendo como base el Método de Nicholas además de otros parámetros importantes se seleccionó el método de explotación Banqueo y Relleno para el minado del Manto Intermedio.

A continuación se describirá todo el proceso de preparación y explotación que se realizara en el Tajeo 645, el cual se preparará con la finalidad de verificar si este método era el óptimo para explotar este tipo de estructuras debido a que según las exploraciones realizadas en el yacimiento la estructura se extendía con las mismas características y se debía obtener el máximo beneficio en la explotación de este para así obtener experiencias que sirvan de base para la explotación de los diferentes tajeos en el Manto Intermedio.

5.7.1.DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO

El Método de explotación de Banqueo y Relleno, es básicamente una variante del Corte y Relleno Ascendente, ya que se sigue el mismo principio. Luego de realizar la extracción del mineral por secciones en los puentes preparado entre dos subniveles, se procede a realizar el relleno de la abertura dejada de manera progresiva conforme se van disparando las secciones programadas; una vez culminado con las secciones y rellenado la abertura dejada se procede a explotar el banco superior.

5.7.2.VENTAJAS Y DESVENTAJAS

- **Ventajas**

1. Alta productividad.
2. Alta mecanización.
3. Alta seguridad, debido a que los subniveles están sostenidos con shotcrete y pernos helicoidales en toda su longitud y la extracción del mineral roto se realiza por el nivel inferior utilizando scoop con telemando.

4. Buena ventilación.
5. Recuperación del mineral entre 85% a 90%.

- **Desventajas**

1. Mayor tiempo de preparación, excavación previa de los subniveles de pie y cabeza.
2. Desprendimiento de bancos de las cajas que generan dilución y problemas en la limpieza del mineral.
3. Contaminación del mineral por el relleno.
4. Exposición a caída de bancos sobre equipos de limpieza a control remoto.

5.7.3.CONDICIONES DE APLICACIÓN DEL MÉTODO

El método puede ser aplicado bajo las siguientes condiciones:

- Geometría del yacimiento

Forma : Tabular.

Potencia : Estrecha a medianamente potente.

Buzamiento : Inclinado.

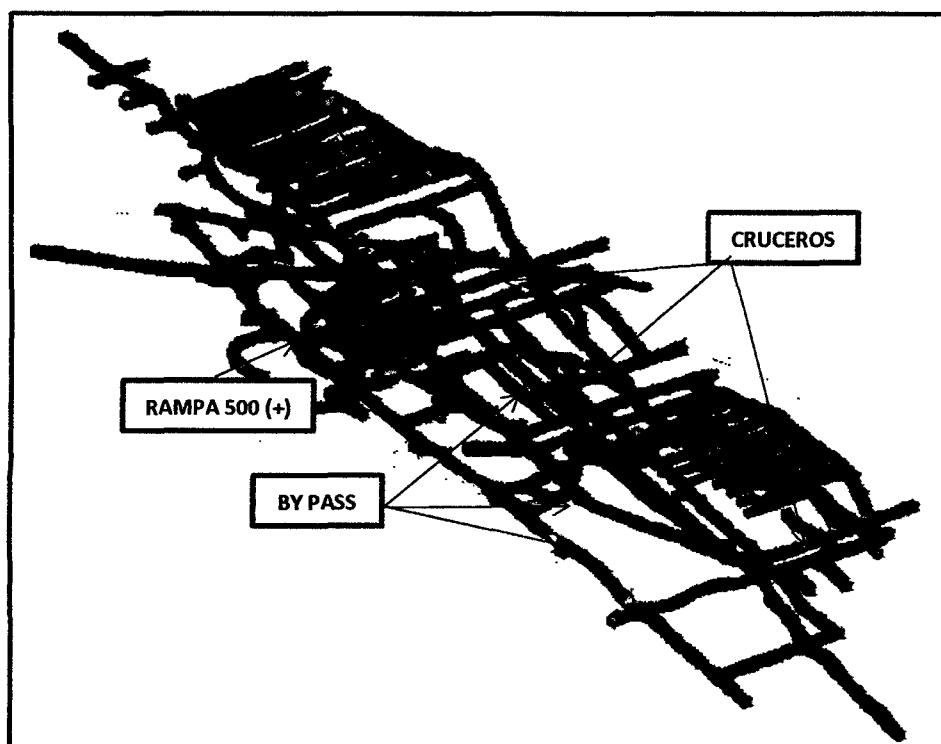
Regularidad : Uniforme.

- Las rocas encajonantes deben ser competentes.
- El mineral puede ser competente.
- La distribución de leyes debe ser uniforme.

5.7.4.LABORES DE DESARROLLO

Como labores de desarrollo se tienen en primer lugar la bocamina de acceso y la Rampa 500 (+) que comunica a todos los niveles; del cual parten los By Pass que avanzan paralelamente a la estructura mineralizada (Mantos) y finalmente los cruceros, labores que avanzan perpendicularmente a los By Pass y cortan a la estructura en diferentes puntos de donde van a partir los subniveles.

Figura 31: Labores de desarrollo.

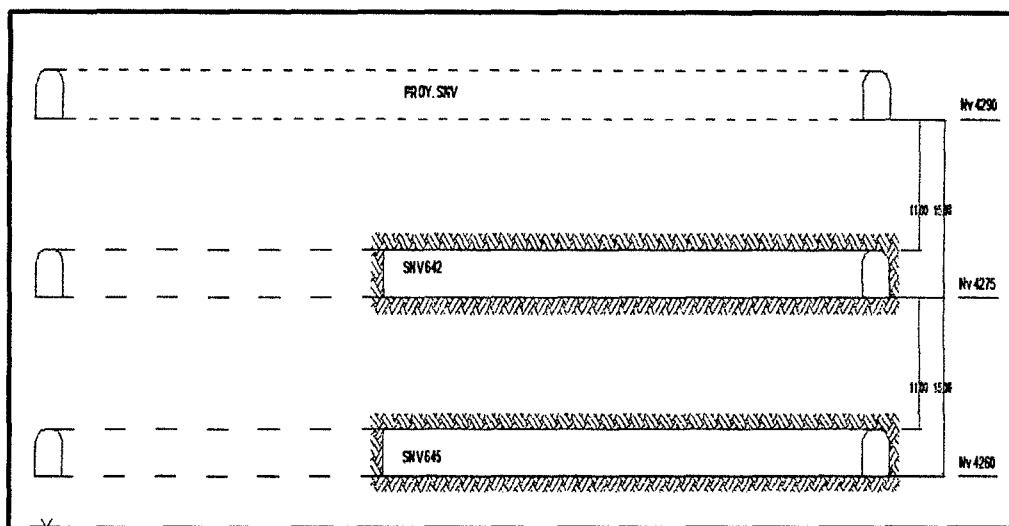


El sostenimiento en estas labores es puntual debido a que la roca en la que se avanzan es competente, de calidad Regular A a Buena. Solo se utiliza sostenimiento con shotcrete y malla en las intersecciones, los cruceros se corren hasta cortar todos los mantos debido a que en otras zonas se está explotando aplicando el método de explotación SARC.

5.7.5.LABORES DE PREPARACIÓN

Como labores de preparación se tienen los subniveles que se avanzan para delimitar el banco de mineral, un subnivel de cabeza y uno de pie; desde los cuales se realizará la perforación y carguío de los taladros largos en las diferentes secciones preparadas. La limpieza se realiza por el subnivel de pie y el relleno se realiza desde el lado contrario en el subnivel de cabeza. La sección de los subniveles es de 4 m x 4 m y la longitud aproximada es de 100 m. La altura del banco es en promedio de 11 m y la longitud de 80 m debido a que están dejado pilares de 10 m a ambos lados del tajeo. La inclinación del puente está en aproximadamente de 55° a 65°.

Figura 32: Preparación de subniveles.



5.7.5.1. PERFORACIÓN

Se debe tener en consideración que la perforación de los subniveles se realizará en mineral con un RMR aproximado de 20 a 35, por lo tanto se debe realizar la perforación en recorte para evitar sobre rotura de la corona, para lo cual se seguirán los parámetros mostrados en la siguiente figura.

Figura 33: Malla de perforación.

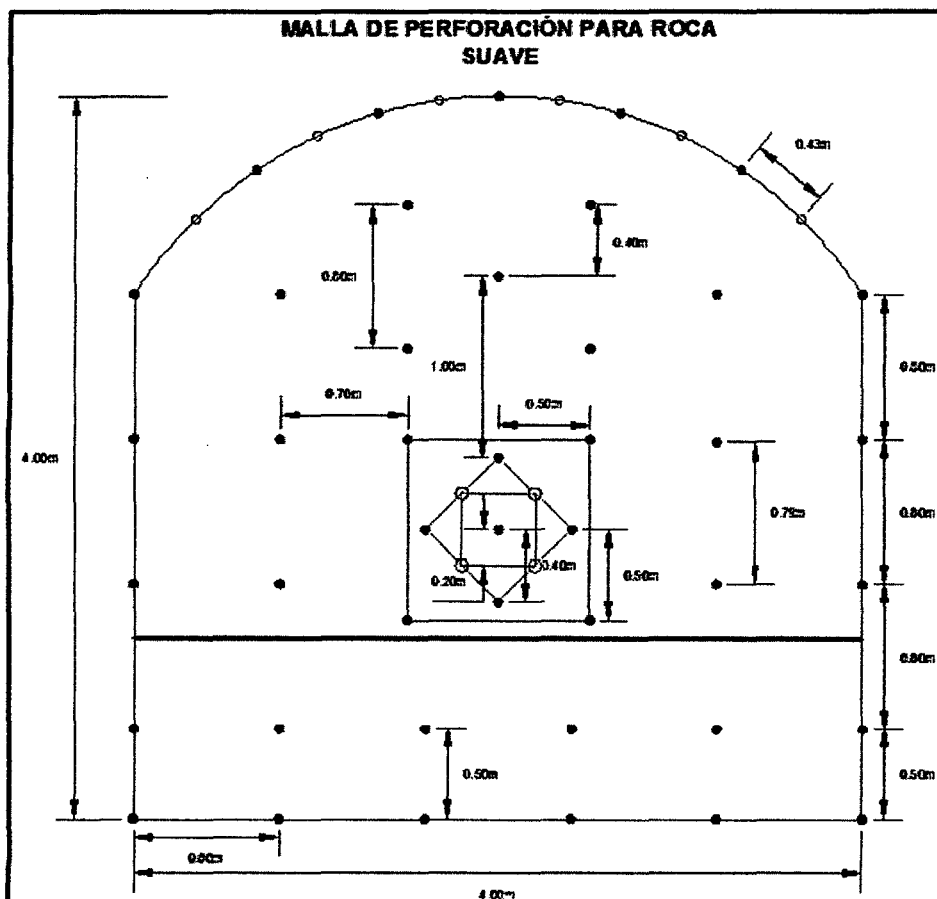


Tabla 43: Parámetros de perforación.

Sección	4m x 4m	Nº de taladros a cargar	43
RMR	20 – 35	Nº de taladros de alivio	4
Material	M	Long de la barra	3.60 m
Densidad	3.10 ton/m3	Diámetro de la broca	45 mm
Volumen Roto	42 m3		
Tonelaje Roto	126 ton		
Avance por disparo	3.00 m	Faneles	43 unid.
Long. de perf. efectiva	3.46 m	Pentacord	38 m
Eficiencia de perf.	96%	Mecha rápida	0.3 m.
Eficiencia de vol.	90%	Cármex	2 unid.
Factor de potencia	1.36 Kg/ton		
Factor de carga	3.73 Kg/m3		

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

5.7.5.2. VOLADURA

Al igual que la perforación la voladura debe garantizar que no se produzca sobre rotura en el techo ni en los hastiales de la labor, para lo cual se utilizará voladura controlada con las siguientes características.

a. Secuencia de salida

Figura 34: Secuencia de salida de retardos.

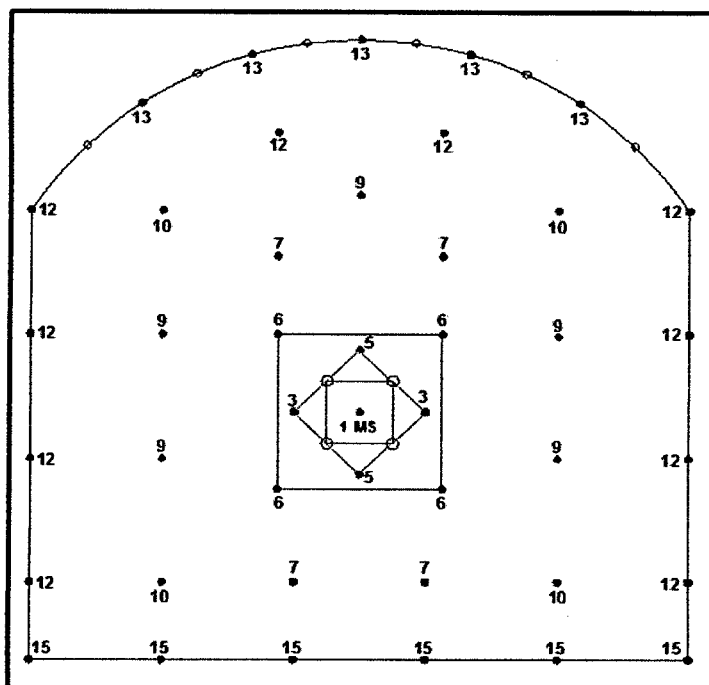


Tabla 44: Parámetros de voladura.

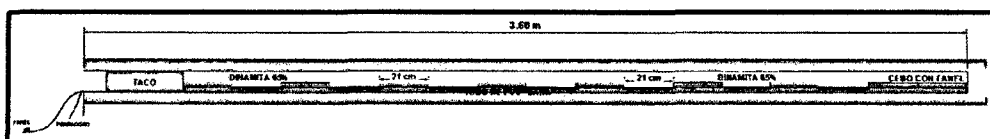
Distribución	Cargados	Vacios	Kg de ANFO	Emulnor	Semexa 65%
Arranque	5	4	14.6	5	
1era ayuda	4		11.9	4	
2da ayuda	2		6.5	2	
Cuadradores	8		22.7	8	
Ay cuadradores	6		17.3	6	
Corona	5	6			40
Ay corona	3		9.2	3	
Arrastre	6			66	
Ay arrastre	4		11.9	4	
Total	43	10	94.1	98	40

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

b. Detalles del carguío en taladros de la corona

Los taladros de la corona se cargan utilizando dinamita Semexa 65% de 7/8" x 7", espaciados y con cordón detonante colocado axialmente a la carga.

Figura 35: Diseño de voladura controlada.



5.7.5.3. LIMPIEZA

La limpieza de las labores se realiza con un Scoop de 4.2 yd³ modelo R1300G marca Caterpillar.

a. Especificaciones del Scoop R1300G

Tabla 45: Especificaciones técnicas del scoop R1300G.

SCOOP R1300G	
Neumáticos	17.5 x 25 - 20 Ply LSS
Capacidad de cuchara	4.2 yd3 (3.2 m3)
Motor	
Modelo	3306B DITA SWIL
Potencia	123 kW @ 2200 RPM
Dimensiones	
Longitud	8.9 m
Alto	2.12 m
Ancho	2.15 m
Tiempo del ciclo hidráulico	
Levante	5 seg
Volteo	2 seg
Bajar vacío libre	2.3 seg
Total Ciclo	9,3 seg
Dimensiones de giro	
Radio de giro exterior	5.7 m
Radio de giro interior	2.9 m
Eje oscilante	10°
Articulación central	42.5°
Normas	
Freno	ISO 3450, AS 2958.1
Cabina/FOPS	ISO 3449, SAEJ231
Cabina/ROPS	ISO 3471, SAEJ1040

Fuente: Catálogo de producto CAT.

b. Rendimiento horario del Scoop R1300G

Tabla 46: Rendimiento horario del scoop R1300G.

Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0
Capacidad Nominal de cuchara 4.2 yd3 (Yd3)	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20
Factor de llenado de cuchara	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%
Capacidad efectiva Cuchara 4.2 yd3 (m3)	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79	2.79
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Esponjamiento	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Toneladas / Viaje	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66	6.66
Distancias	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros
Distancia desde frente a Pto de Descarga	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150
Tiempos	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguo de Material (Fijo)	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20
Viaje Cargado	0.00	0.10	0.20	0.30	0.40	0.50	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40	1.50
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90
Viaje regreso vacío	0.00	0.09	0.17	0.26	0.34	0.43	0.51	0.60	0.69	0.77	0.86	0.94	1.03	1.11	1.20	1.29
Total Ciclo	2.10	2.29	2.47	2.66	2.84	3.03	3.21	3.40	3.59	3.77	3.96	4.14	4.33	4.51	4.70	4.89
Eficiencias																
N° Minutos efectivos por Hora (20 % Tiempos Muertos)	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00
N° Viajes hora	22.86	21.00	19.42	18.06	16.88	15.85	14.93	14.12	13.39	12.73	12.13	11.59	11.09	10.63	10.21	9.82
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	152.26	139.89	129.38	120.33	112.47	105.58	99.48	94.04	89.17	84.78	80.80	77.18	73.87	70.83	68.03	65.45
Eficiencia Horaria (m3 / Hora)	49.12	45.13	41.73	38.82	36.28	34.06	32.09	30.34	28.77	27.35	26.07	24.90	23.83	22.85	21.95	21.11

5.7.5.4. SOSTENIMIENTO

Un aspecto importante a tener en cuenta con respecto a la preparación de los subniveles, es el sostenimiento. La razón es que estas se prepararán en la estructura para delimitar el block de mineral a explotar. Debido a esto y considerando la información de la tabla siguiente referida al sostenimiento de labores temporales se tiene:

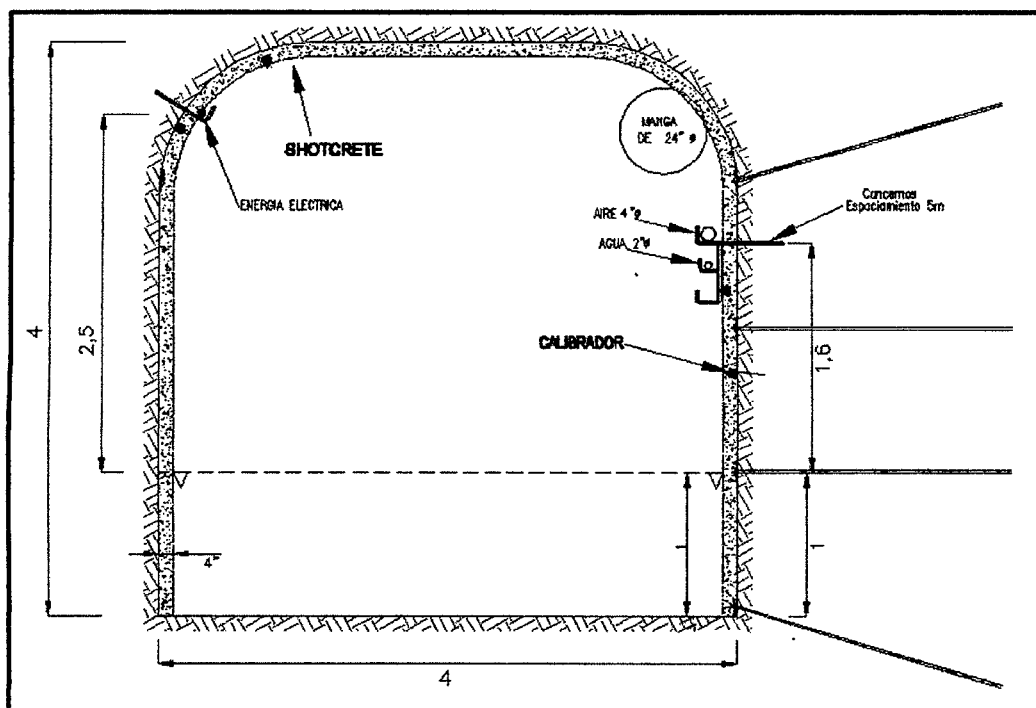
Tabla 47: Sostenimiento de labores

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-IIIA	51-60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-IIIB	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.5 m. Malla metálica de ser requerida.
DE-IVA	31-40	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 m a 1.5 m + shotcrete de 3" a 4"
DE-IVB	21-30	Pernos sistemáticos de 7 pies, espaciado cada 1.0 m + malla metálica + shotcrete 3" a 4".
DE-V	<21	Una capa preventiva de shotcrete de 3" de espesor + pernos + malla + otra capa de shotcrete de 3" de espesor. De ser necesario usar paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Como se puede observar el sostenimiento que nos recomienda es pernos sistemáticos espaciados de 1.0 m a 1.5 m más shotcrete de 3" a 4", además cabe mencionar que el sostenimiento debe dar estabilidad a la abertura que dejará la voladura de las secciones para evitar desprendimientos de la caja techo; por esta razón el sostenimiento que se realizará en el los subniveles será el que se muestra en las siguiente figura siguiente:

Figura 36: Diseño de sostenimiento.



Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

Teniendo en cuenta el cálculo del sostenimiento y el diseño del mismo determinamos el rendimiento teniendo en cuenta los diferentes sostenimientos a aplicarse en los subniveles.

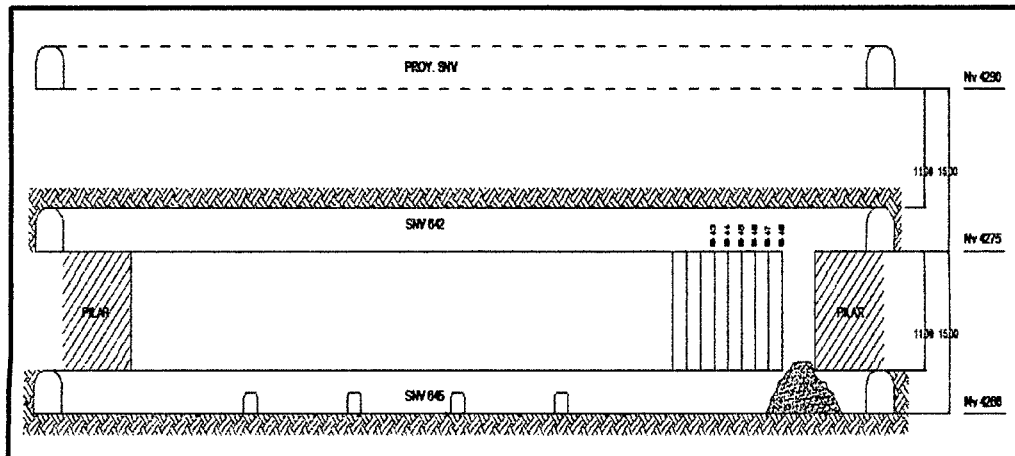
Tabla 48: Rendimiento del sostenimiento.

Elemento	Características	Rendimiento
Shotcrete	3"	0.08 m3/m2
Pemos	7 pies	0.65 pemos/m2

5.7.6. LABORES DE EXPLOTACIÓN

La labor principal de explotación es la chimenea VCR que se prepara en las primeras secciones, esta va a servir de cara libre para la voladura de las demás secciones del puente de mineral. Tendrá una sección de 1.5 m x 2 m y una longitud promedio de 11 m.

Figura 37: Preparación de Chimenea Slot.



5.7.7. OPERACIONES UNITARIAS

Las operaciones unitarias en el método de explotación Banqueo y Relleno se realizan en forma mecanizada con la utilización de equipos de alta tecnología y aplicando diferentes técnicas que garantizan una alta eficiencia. A continuación describiremos las operaciones unitarias del método.

5.7.7.1. PERFORACIÓN

a. Equipo de perforación

La perforación de los taladros largos se realiza con un equipo Simba H157 marca Atlas Copco que utiliza un martillo COP 1838, las barras que utiliza tienen una longitud de 1.5 m y la broca para la perforación de los taladros de producción tiene un diámetro de 54 mm. El Simba H157 es netamente electrohidráulico, cuenta con una fuente de alimentación de 220 v. El uso del motor Diesel se reserva sólo para el traslado del equipo.

Figura 38: Equipo de perforación de taladros largos.

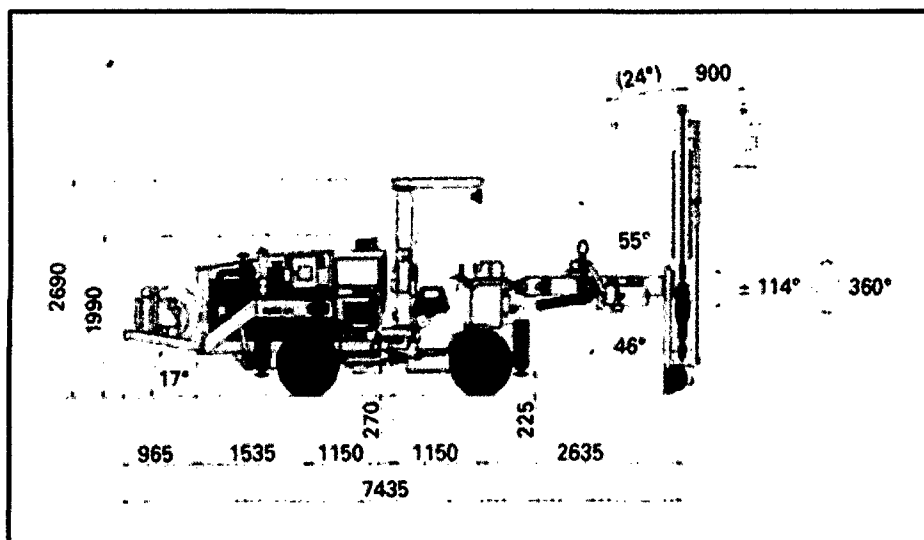


Fuente: Galería fotográfica

A continuación describiremos las características del equipo de perforación.

- **Dimensiones**

Figura 39: Dimensiones del equipo Simba H157.



Fuente: Catálogo de productos Atlas Copco.

- **Especificaciones**

Diámetro de perforación	: 51 – 76 mm
Longitud de perforación	: < 20 m
Martillo de perforación	: COP 1838
Potencia	: 55 kW
Motor	: Deutz F4L 912W 42 kW a 2 300 rpm
Ancho	: 1.36 m
Radio de curvatura	: 4.40 m/2.49 m
Peso	: 9 500 Kg

b. Características generales de la perforación

La perforación de los taladros en el método Banqueo y Relleno tiene las siguientes características:

- La perforación se realiza desde los subniveles, puede ser positiva o negativa.
- La perforación es en paralelo o abanico, de acuerdo al contorno de la mineralización en cada sección.
- Se debe llevar un buen control de la sección de los subniveles, para que la viga del equipo Simba (Long. de viga 3.70 m) pueda maniobrar sin problemas, si es que hay presencia de pechos estas deben ser perfiladas.
- Se perforan taladros de alivio entre las secciones hacia la caja techo para el control de la sobre rotura en la caja techo.
- El baricentro se localiza a 1.50 m. del piso.
- El diámetro de perforación de taladros de producción es de 64 mm.

- La longitud de perforación es de 11 m.
- El ángulo de la perforación varía de acuerdo al contorno de la mineralización en las secciones entre 55° a 65°.

c. Perforación de la chimenea slot

Como se mencionó anteriormente la Chimenea VCR se realiza para que sirva como cara libre para la voladura de las demás secciones, a continuación mostramos el detalle de esta.

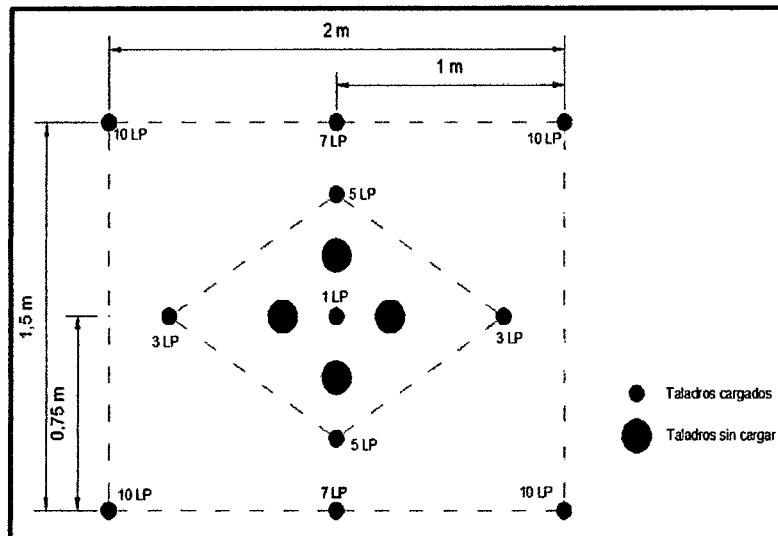
- **Parámetros de perforación**

Long. de perf.	: 11 m
Diámetro	: 64 mm
Long. de barra	: 5 pies
Sección	: 2 m x 1.5 m
Material	: Mineral
Densidad	: 3.10 ton/m ³

- **Malla de perforación**

En la figura se muestran los detalles de la malla de perforación según diseño dado por el Departamento de Planeamiento.

Figura 40: Malla de Chimenea Slot.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

Detalles de la malla de perforación:

Tabla 49: Taladros perforados en Chimenea Slot.

Descripción	Taladros	Long/tal	Total
Taladros perforados	15	11	165
Taladros rimados	4	11	44

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

d. Perforación de las secciones

Luego de perforar el Slot se procede a la perforación de los taladros en las secciones, la perforación se realiza en retirada. Luego de perforados los taladros se debe entubarán estos con tubos de PVC para evitar su desmoronamiento al realizar la voladura, y posteriormente se debe tapar la boca de los taladros que se perforan en negativo para evitar que se tapen.

- **Parámetros de perforación**

Long. de perf.	: 11 m
Diámetro	: 64 mm
Long. de barra	: 5 pies
Burden	: 2 m
Espaciamiento	: 1 m
Material	: Mineral
Densidad	: 3.10 ton/m³

- **Malla de perforación**

De acuerdo al contorneo del manto mineralizado realizado por el Departamento de Geología, la malla de perforación varía de sección a sección, puede ser en abanico o paralelo, positivo y negativo o taladros que comunican ambos subniveles. El detalle de las mallas de perforación diseñadas se muestra en los anexos.

e. Desviación de la perforación

En la perforación de los taladros largos, la desviación es el principal problema que se presenta debido a que causará deficiencias en la voladura posterior, esta se debe a lo siguiente:

- Errores en el posicionamiento de la viga del Simba.
- Mal emboquillado.
- Falta de experiencia del operador.
- Exceso de rotación y/o percusión.
- Estudio deficiente con respecto a la geología y/o geomecánica.

- Errores en el contorneo de la mineralización en las secciones.

Se debe tener en cuenta que la desviación máxima aceptable es del 3%, si sobrepasa esta desviación se debe dejar el taladro y perforar otro en su lugar o en su defecto corregir a la hora de realizar el carguío de los taladros, es decir; teniendo en cuenta como salen los taladros en el subnivel inferior se debe cargar unos taladros y dejar de cargar otros para lograr un buen resultado de la voladura.

f. Índices de perforación

La estimación de los índices de perforación que se muestran en la tabla siguiente será aplicada en los diseños de perforación y planeamiento del Tajeo 645.

Tabla 50: Índices de perforación.

ÍNDICES DE PERFORACIÓN		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de perforación	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Longitud de barras	m	1.5
Tiempo de perf. por barra	min	1.28
Velocidad de penetración	m/min	1.17
Rendimiento de perforación	m/hr	70
Tonelaje por sección	TM	272.8
Metros perforados por sección	m	33
Ratio de perforación	TM/m	8.27
Disponibilidad Mecánica	%	80
Utilización efectiva	%	50
Horas de perf. por guardia	hr	4.8
Metros perforados por gdia	m	337.5
Metros perforados por día	m	675
Métros perforados por mes	m	20250

Se considera un factor de utilización bajo debido a que el equipo Simba utilizado para la perforación de los taladros largos no es cautivo debiendo salir de la mina a realizar el mantenimiento preventivo, llenado de combustible, etc. Siendo estas demoras de consideración y debiendo realizar la mejora respectiva para aumentar el porcentaje de utilización.

5.7.7.2. VOLADURA

La voladura de los taladros tiene las siguientes características generales:

- Los explosivos y accesorios utilizados son los mismos que se utilizan en la voladura de frentes (ANFO y faneles de 15 m).
- El carguío de los taladros negativos se realiza por gravedad y el de los taladros positivos con una Bombona de 100 Kg de capacidad que utiliza con aire comprimido.
- Cuando los taladros comunican ambos subniveles la voladura se puede realizar en dos etapas o en una sola, dependiendo de la dureza del material a volar.

A continuación detallaremos cada una de las características referidas a la voladura de los taladros largos.

a. Explosivos y accesorios

Los explosivos y accesorios utilizados en la voladura de los taladros largos son los siguientes:

Agente de voladura

▪ ANFO (SUPERFAM)

Tabla 51: Especificaciones del ANFO.

CARACTERÍSTICAS		SUPERFAM DOS®
DENSIDAD APARENTE (g/cm³) (*)		0,73
DENSIDAD DE CARGA (g/cm³)		Depende de la presión del aire comprimido
VELOCIDAD DE DETONACIÓN Confinado en tubo Fe de 2" Ø (m/s)		3000
ENERGIA TEÓRICA	Por peso (cal/g)	900
	Por volumen (cal/cm³)	738
ENERGIA RELATIVA	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
PRESIÓN DETONACIÓN (Kbar)		32
RESISTENCIA AL AGUA		Pobre

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

Explosivos

▪ Emulsiones (EMULNOR 3000)

Tabla 52: Especificaciones del Emulnor.

CARACTERÍSTICAS	EMULNOR		
	TIPO		
	1000	3000	5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN* (m/s)	5800	5700	5500
PRESIÓN DE DETONACIÓN EN MEDIO CONFINADO (kbar)	95	93	88
ENERGIA (kcal/kg)	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO** (%)	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN** (%)	120	145	155
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS	Primera	Primera	Primera
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	Nº 8	Nº 8	Nº 8
EQUIVALENCIAS REFERENCIALES DE USO CON LA DINAMITA FAMESA	Semigelatina 45 y Pulverulenta 65	Semigelatina 65	Gelatina 75

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

- Pentacord 5P

Tabla 53: Especificaciones del cordón detonante.

	3 P	3 PE	5 P	5 PE	8 P	8 PE	10 P	10 PE
PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO (g/m) (gr/pie)	4 20	4 20	5 25	5 25	8 40	8 40	10 50	10 50
RESISTENCIA A LA TRACCION (kg) (lb)	60 132	70 154	60 132	70 154	60 132	70 154	70 154	90 199
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s) (pie/s)	6800 22300	6800 22300	7000 23000	7000 23000	7000 23000	7000 23000	7000 23000	7000 23000

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

Accesorios

- Mecha rápida

Tabla 54: Especificaciones de la mecha rápida.

CARACTERISTICAS	Z-18	Z-19	Z-22	Z-33
PESO PROMEDIO DEL MATERIAL PIROTECNICO (g/m)	3,4	3,4	5,7	5,7
TIEMPO PROMEDIO DE COMBUSTION a.n.m (s/m)	35	26	26	35
DIAMETRO EXTERNO PROMEDIO (mm)	1,8	1,8	1,7 x 3,3	1,7 x 3,3
PESO TOTAL PROMEDIO (g/m)	6,5	6,5	9,1	9,1
COBERTURA EXTERIOR	Plástico	Plástico	Plástico	Plástico

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

- Cármex

Tabla 55: Especificaciones del CARMEX.

NUCLEO DE POLVORA (g/m)	6
TIEMPO DE COMBUSTION a.n.m (s/m)	150 ± 10%
LONGITUD DE CHISPA a.n.m (mm)	50
DIAMETRO EXTERNO (mm)	5,1
PESO POR METRO LINEAL (g/m)	24
RECUBRIMIENTO EXTERNO	Plástico
COLOR	Verde
RESISTENCIA A LA TENSION (kg) DURANTE 3 MINUTOS	30
LONGITUDES MAS COMUNES (*) DE FABRICACION DEL CARMEX ●	2,1 m (7 pies) 2,4 m (8 pies) 2,7 m (9 pies)
(*) Otras longitudes de acuerdo a solicitud del cliente.	

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

- Fanel (4.8 m y 15 m)

Tabla 56: Especificaciones del Fanel.

TIPO	FANEL® ESTANDAR		FANEL® TP
MATERIAL	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica		Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
DIMENSIONES • Diámetro externo (mm) • Diámetro interno (mm)	3,0 1,2		3,3 1,2
LONGITUDES ESTANDARES DE FABRICACION (m)	Periodo Corto 2,8 3,2 4,0 4,8	Periodo Largo 2,6 3,2 4,0 4,8	A pedido del cliente
RESISTENCIA A LA TRACCION (kg)	16		18
VELOCIDAD DE PROPAGACION DE LA ONDA (m/s)	2800 ± 10%		2800 ± 10%

Tabla 57: Especificaciones del fulminante.

TIPO	FANEL® ESTANDAR	FANEL® TP
DIMENSIONES • Longitud (mm) • Diámetro (mm)	00/08/88/02 7,3	00/08 7,3
PRUEBA DE ESOPLO - DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	11	11
VOLUMEN TRAUZL (cm³)	34	34
SENSIBILIDAD AL IMPACTO (2kg/1m)	No detona	No detona

Fuente: Catálogo de productos FAMESA.

b. Distribución de carga

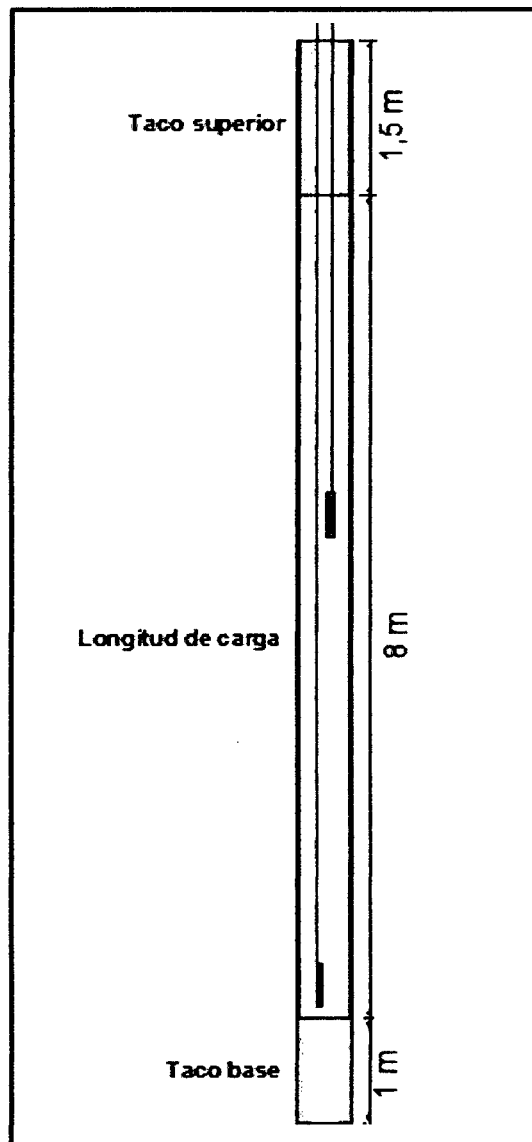
La distribución de carga en los taladros tiene las siguientes características:

- Debido a la longitud de los taladros se debe colocar dos cebos, uno al fondo y otro a la mitad del taladro, en los taladros que no comunican el carguío es igual que para los frentes con un solo cebo.
- El cebo consta de un fulminante y un Emulnor 3000, se utiliza un Fanel de 15 m para el fondo del taladro y un Fanel de 4.8 m para la mitad del taladro, la numeración del fanel es la misma en los dos cebos.
- En los taladros que comunican se taponea la base del taladro con las bolsas de ANFO en aproximadamente un metro.

- Se deben colocar tacos en la boca de los taladros, por lo general se usa arena.

A continuación mostramos una gráfica donde se muestra la distribución de carga en un taladro.

Figura 41: Distribución de la carga en un taladro.



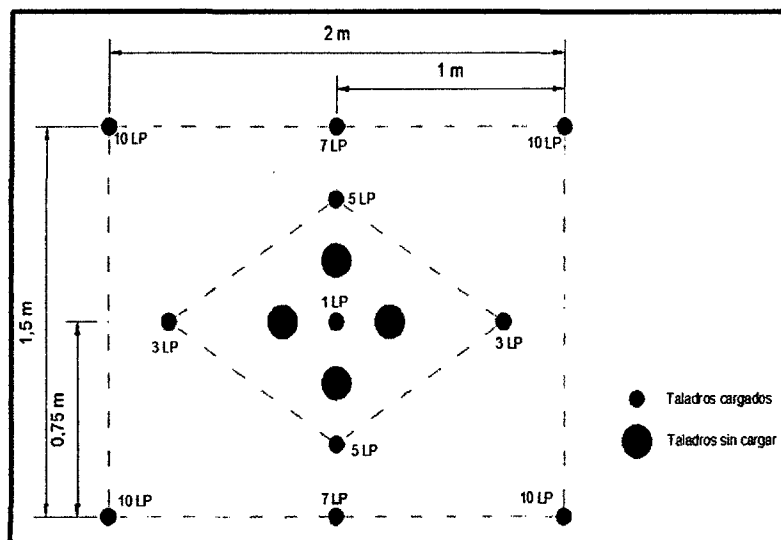
c. Distribución de retardos

La distribución de los retardos o secuencia de salida en la voladura se realiza de la siguiente manera:

▪ Chimenea Slot

La distribución de las secuencias de salida en la chimenea es la misma que se utiliza en chimeneas convencionales combinando fulminantes de periodo corto y periodo largo.

Figura 42: Distribución de retardos en Chimenea Slot.

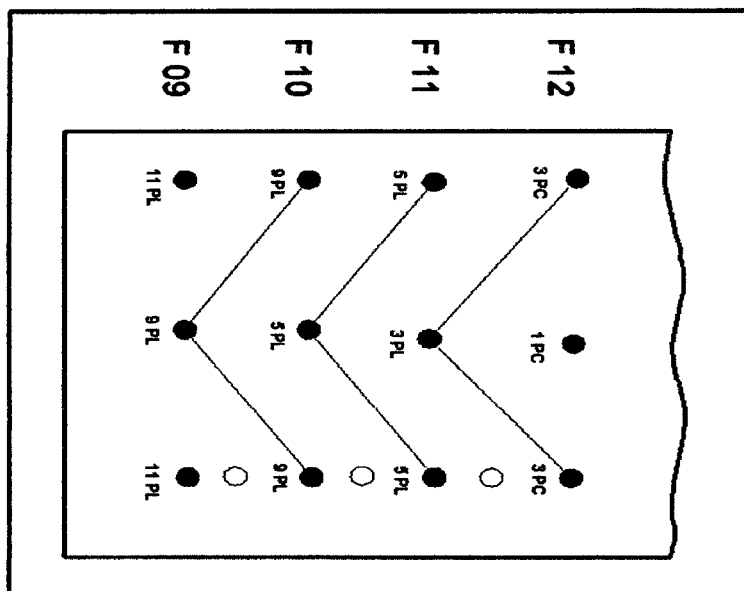


Fuente: Departamento de Perforación y Voladura ICM Pachapaqui S.A.C.

▪ Secciones

La secuencia de salida es la misma que se utiliza para la voladura de bancos en superficie, pueden ser salidas en "V" o en paralelo, dependiendo de las características del terreno.

Figura 43: Distribución de retardos en voladura de secciones.



d. Índices de voladura

Los índices de voladura del Tajeo 645 se dividirán en dos: voladura de la Chimenea Slot y del resto de las secciones.

Tabla 58: Índices de voladura – Chimenea Slot.

ÍNDICES DE VOLADURA- CH SLOT		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de banco	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Sección	m2	3
Taladros cargados	unid	11
Diámetro de taladro	mm	64
Densidad del mineral	ton/m3	3.10
Factor de esponjamiento	%	30
Volumen roto	m3	33
Tonelaje roto	TM	102.3
Kg de ANFO por taladro	Kg	18.02
Kg de Emulnor por taladro	Kg	0.54
Explosivo total chimenea	Kg	204.16
Factor de carga	Kg/m3	6.19
Factor de potencia	Kg/TM	2.00

Tabla 59: índices de voladura – secciones.

ÍNDICES DE VOLADURA - SECCIONES		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de banco	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Sección	m2	7.6
Taladros cargados	unid	3
Diámetro de taladro	mm	64
Densidad del mineral	ton/m3	3.10
Factor de esponjamiento	%	30
Volumen roto	m3	83.6
Tonelaje roto	TM	259.16
Kg de ANFO por taladro	Kg	18.02
Kg de Emulnor por taladro	Kg	0.54
Explosivo total por sección	Kg	55.68
Factor de carga	Kg/m3	0.67
Factor de potencia	Kg/TM	0.21

5.7.7.3. LIMPIEZA

La limpieza del mineral roto se realiza por el subnivel de base con un Scoop de 6 yd3 marca Atlas Copco modelo ST 1030.

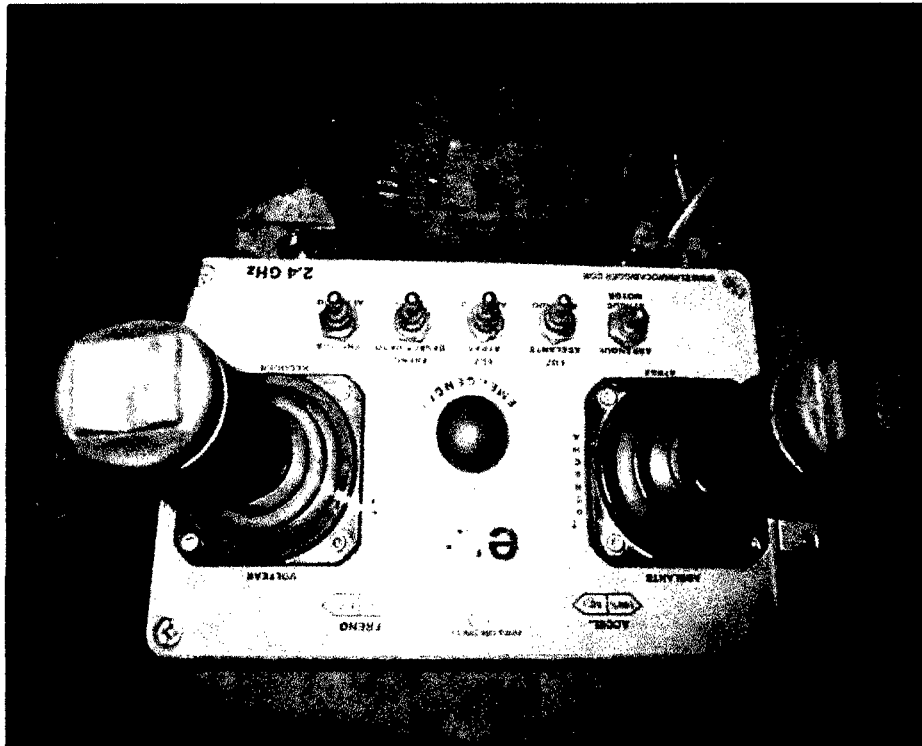
Figura 44: Limpieza de tajeo con Scoop ST 1030.



Fuente: Galería Fotográfica.

Se utiliza un Telemando para evitar que el operador ingrese al tajeo y se exponga a la caída de bancos de las cajas.

Figura 45: Telemando de Scoop ST 1030.



Fuente: Galería Fotográfica.

a. Especificaciones técnicas Scoop

Tabla 60: Especificaciones técnicas Scoop ST 1030.

SCOOP ST 1030	
Neumáticos	18 x 25 - 20 Ply L5S
Capacidad de cuchara	6 yd ³ (4.59 m ³)
Motor	
Modelo	Cummins QSL9 C250
Potencia	186 kW @ 2000 RPM
Dimensiones	
Longitud	9.7 m
Alto	2.40 m
Ancho	2.67 m
Tiempo del ciclo hidráulico	
Levante	7.6 seg
Volteo	1.6 seg
Bajar vacío libre	2 seg
Total Ciclo	11.2 seg
Dimensiones de giro	
Radio de giro exterior	6.6 m
Radio de giro interior	3.8 m
Eje oscilante	8°
Articulación central	42.5°
Normas	
Freno	ISO 3450, AS 2958.1
Cabina/FOPS	ISO 3449, SAEJ231
Cabina/ROPS	ISO 3471, SAEJ1040

Fuente: Catálogo de productos Atlas Copco.

b. Rendimiento horario del scoop ST 1030

Tabla 61: Rendimiento horario Scoop ST 1030.

RENDIMIENTO SCOOP ST 1030																
Velocidad Promedio Cargado (Km/Ht)	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.00	6.0	6.0	6.0	6.0	6.00
Velocidad Promedio Vacío (Km/Ht)	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.00	7.0	7.0	7.0	7.0	7.00
Capacidad Nominal de cuchara 6 yd3 (Yd3)	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00
Factor de llenado de cuchara	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%
Capacidad efectiva Cuchara 6 yd3 (m3)	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Esponjamiento	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Toneladas / Viaje	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52
Distancias	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros
Distancia desde frente a Pto de Descarga	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tiempos	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguo de Material (Fijo)	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20
Viaje Cargado	0.50	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40	1.50	1.60	1.70	1.80	1.90	2.00
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90
Viaje regreso vacío	0.43	0.51	0.60	0.69	0.77	0.86	0.94	1.03	1.11	1.20	1.29	1.37	1.46	1.54	1.63	1.71
Total Ciclo	3.03	3.21	3.40	3.59	3.77	3.96	4.14	4.33	4.51	4.70	4.89	5.07	5.26	5.44	5.63	5.81
Eficiencias																
Nº Minutos efectivos por Hora (30 % dispersion)	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00
Nº Viajes hora	13.87	13.07	12.35	11.71	11.14	10.61	10.14	9.70	9.30	8.94	8.60	8.28	7.99	7.72	7.46	7.22
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	131.97	124.35	117.55	111.47	105.98	101.00	96.48	92.34	88.54	85.04	81.81	78.81	76.03	73.43	71.01	68.74
Eficiencia Horaria (m3 / Hora)	48.88	46.05	43.54	41.28	39.25	37.41	35.73	34.20	32.79	31.50	30.30	29.19	28.16	27.20	26.30	25.46

5.7.7.4. RELLENO

El relleno de las grandes aberturas dejadas por la extracción del mineral se realiza con un Scoop de 6 yd³ a través del acceso sur del subnivel de cabeza, además se debe tener en cuenta que se también se rellena el subnivel de base.

El relleno utilizado es el convencional, proveniente de las labores de avance en roca estéril. Se estima un total de 18880 m³ de material estéril para relleno de la abertura dejada por la extracción del mineral.

CAPÍTULO VI

EVALUACIÓN ECONÓMICA - FINANCIERA

6.1. INTRODUCCIÓN

La evaluación económica - financiera del proyecto se realizará con la finalidad de verificar si el método de explotación Banqueo y Relleno, para la explotación del Manto Intermedio; y por consiguiente contribuye a la reducción de los costos de operación y es viable su aplicación basándonos en los criterios del VAN y de la TIR.

6.2. RESERVAS MINABLES

Para estimar las reservas minables en cada método de explotación, se sigue un procedimiento el cual consiste en determinar primero la dilución porcentual en la ley del mineral y el ancho de minado. Con estos valores (dilución y ancho de minado) y considerando el mineral que se deja en puentes, pilares y las pérdidas operativas en cada método de explotación se determina las reservas minables y el valor del mineral en cada bloque de explotación.

6.2.1.DILUCIÓN PORCENTUAL

Los estimados de dilución para el método de Banqueo y Relleno se han tomado de los datos históricos que se investigó respecto a la práctica de estos métodos en las empresas mineras (Andaychagua y Santander) en estas se observó que la dilución llega a un máximo de 16 % y un mínimo de 7% para este método. Para hallar la dilución del mineral en ambos métodos utilizaremos el método de O'Hara.

$$D(\%) = \frac{k}{W^{0.5} \text{sen } A^\circ}$$

Donde: k: cte. Según el método de explotación empleado.

W: potencia de la estructura mineralizada.

A: ángulo de buzamiento de la estructura.

De acuerdo a la fórmula siguiente tenemos:

Tabla 62: Porcentaje de dilución.

Dilución (%)	
Parámetros	Banqueo y Relleno
K	25
W	3.5
A	65°
D(+ 5%)	14%

Se considera que la dilución que se producirá en el método de explotación será igual o menor al estimado debido a que el banqueo se realiza sólo en la estructura mineralizada, produciéndose dilución únicamente por el desprendimiento de las cajas, siendo esta mínima debido a la buena resistencia de estas. Otra fuente de dilución será en los subniveles donde se producirá debido a la apertura de estas al ancho mínimo de minado.

6.2.2. ANCHO DE MINADO

En función a las características geométricas (potencia, inclinación) que presenta el Manto Intermedio y los valores de dilución porcentual de la ley del mineral mostrados en la tabla anterior se calcula el ancho de minado empleando la ecuación siguiente:

$$D(\%) = \frac{\text{Ancho de minado} - \text{potencia del mineral}}{\text{Ancho de minado}} \times 100$$

Despejando la fórmula anterior obtenemos los siguientes resultados:

Tabla 63: Determinación del ancho de minado.

Ancho de minado (m)	
Parámetros	Banqueo y Relleno
W	3.5
D (%)	14
Ancho de minado (m)	4

6.2.3. RESERVAS MINABLES

Actualmente se tiene a Block 8 como reserva probada en el Manto Intermedio, y la estimación del valor del mineral para cada método de explotación se realizará en base a este, las longitudes del block son de 100 metros de largo por una potencia promedio de 3.50 m y una altura de 56 metros, la información del ancho mínimo de minado, tonelaje y las leyes promedio provienen de estudios estadísticos realizados en base a las perforaciones diamantinas y las simulaciones hechas con ayuda de diferentes software.

En base a la información mostrada en las tablas anteriores se estima las reservas minables para el método de explotación, considerando que parte de las reservas geológicas se dejan en pilares y pérdidas operativas durante la

extracción del mineral, además se considera un porcentaje de recuperación promedio de 95% para el método de Banqueo y Relleno.

En la tabla siguiente, se resume los resultados del cálculo de las reservas minables, las leyes de mineral considerando los valores de la dilución, ancho de minado, recuperación de reservas geológicas y porcentaje de humedad.

Tabla 64: Determinación de las reservas minables.

RESERVAS MINABLES SEGÚN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN						
Método	Tonelaje (TMS)	OzAg	Zn%	Pb%	Cu%	ZnEq%
Banqueo y Relleno	52822	3.56	4.33	1.14	1.15	13.47

6.3. CÁLCULO DEL COSTO DE PRODUCCIÓN

Para estimar el costo de producción primero se determinará el costo de operación mina, luego a este costo se le sumarán los costos fijos, para así de esta manera obtener los costos de producción. Los costos relacionados al método de explotación Banqueo y Relleno son determinados en base a una estimación realizada por el Departamento de Planeamiento basándose en operaciones de diferentes minas del Perú y teniendo en cuenta los aspectos técnicos y operacionales del método de explotación.

6.3.1. COSTO DE OPERACIÓN MINA (USD/TM)

El costo de operación mina (USD/TM), es el gasto desde la preparación de los bloques de mineral para la explotación del tajeo hasta la puesta del mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

El resumen del cálculo del costo de operación mina para cada método de explotación se muestra en las tablas siguientes en los cuales se consideran los costos unitarios referidos a mano de obra, herramientas - accesorios de perforación, materiales e insumos para la voladura, el sostenimiento, el costo de los equipos de acarreo interior mina, el costo de transporte Mina - Planta y el costo de los servicios e instalaciones mineras.

6.3.1.1. COSTO DE OPERACIÓN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO

En la siguiente tabla mostraremos un resumen de los costos de operación del método de explotación Banqueo Relleno.

Tabla 65: Resumen costos operativos Método de Explotación B&R.

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa	Sub Total
METROS/HORA	70	m		
HORAS/GDIA	4.8	hr		
GDIA/DIA	2	Unid		
DIA/MES	30	dias		
MALLA PERFO	2	m2		
No taladros	480	Unid		
Metros perfora	5280	m		
horas de perf	75.43	m	41.9	3160
Días de perf	7.86	dias		
Subtotal				0.06
Mano de Obra			34.81	0.02
Costo /tonelada			USD/Tm	0.08

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa	Sub Total
Shank T-38	2400	m	130	0.05
Barra 5 pies	2300	m	125	0.05
Broca	600	m	90	0.15
Subtotal				0.26
Costo Accesorios				1365
Costo /tonelada			USD/Tm	0.03

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa	Sub Total
Dinamita de 1 1/4" x 12"		480	0.54	259.20
Anfo		14755.2	0.37	5459.42
Fanel		480	1.01	484.80
CARMEX		108	0.45	48.60
Mecha Rápida		12	0.24	2.88
Cordón detonante		720	0.11	79.20
Sub-total 1				6334.10
Voladura Secundaria		40%		2533.64
				9060.55
Subtotal				0.17
Mano de Obra			54.06	0.03
Costo /tonelada			USD/Tm	0.20

LIMPIEZA	Rend	Cant.	Tarifa	Sub Total
Ton/Hora	81.81			
Horas/gdia	7			
Gdia/día	2			
Día/mes	30			
Horas		645.7		
Días		46.1	56.12	36234.82
Subtotal				0.69
Mano de Obra			31.7	0.02
Costo /tonelada			USD/Tm	0.70

RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa	Sub Total
Ton /HORA	81.81			
Horas		646	56.12	36234.82
Subtotal				0.69
Mano de obra			31.7	0.02
Costo /tonelada			USD/Tm	0.70

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa	Sub Total
SUBNIVEL 4 X 4	500	m	220.53	110265.00
DESQUINCHE	500	m3	9.03	4515.00
CH. SLOT	44	m	140.15	6166.60
SOSTENIMIENTO	5385	m2	10.37	55842.45
SUB TOTAL				176789.05
Costo /tonelada			USD/Tm	3.35

TRANSPORTE	Cantidad	Unid	Tarifa	Sub Total
Costo /tonelada			USD/Tm	0.40

ENERGIA VENTILACIÓN Y JUMBOS	Cantidad	Unid	Tarifa	Sub Total
Costo /tonelada			USD/Tm	0.86

SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa	Sub Total
Costo /tonelada			USD/Tm	1.01

COSTO OPERACIÓN MINA	USD/Tm	7.32
-----------------------------	---------------	-------------

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui.

6.3.2.COSTO DE PRODUCCIÓN (USD/TM)

Al costo de operación mina obtenido en las tablas anteriores se le suma los costos generales para obtener el costo de producción (USD/TM) para el método de explotación. Los costos mostrados provienen de la base de datos interna de la Cía. Minera ICM Pachapaqui. El resultado de esta operación se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 66: Resumen costos de producción.

Centro de Costos	Banqueo y Relleno
	Costo USD/TM
Geología	5.88
Mina (Costos de operación)	7.32
Mantenimiento	21.90
Planta concentradora	13.82
Gastos administrativos	13.54
Gastos de Venta	0.48
Regalías	1.85
Desarrollo Comunitario	7.20
Costo Total de Producción (USD/TM)	72.00

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui.

Como se puede observar en la tabla, al seleccionar el método de explotación Banqueo y Relleno se obtiene un costo de producción de 72.00 USD/TM que resulta menor en consideración a otros métodos de explotación aplicados en condiciones similares a la del Manto Intermedio.

6.4. EVALUACIÓN ECONÓMICA, SEGÚN LOS CRITERIOS DEL “VAN” Y LA “TIR”

El objetivo de esta evaluación es obtener una base cuantitativa para verificar que el método seleccionado es el óptimo desde el punto de vista económico y que la inversión a realizarse es aceptable.

Dada la importancia de la generación de los flujos de caja en el tiempo, para la evaluación final, es necesario considerar el valor del dinero en el tiempo para ello se emplea los métodos de evaluación económica usando los criterios del valor actual neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR).

Valor Actual Neto (VAN), expresa el valor actual de los beneficios netos que genera el proyecto actualizados a una tasa de descuento que representa el costo de oportunidad de capital (cok), el cok expresa la rentabilidad que el dinero ganaría de utilizarlo en la mejor oportunidad de inversión alternativa, el VAN mide cambios en la riqueza. Si se debe escoger entre varias variantes, deberá optarse por el proyecto con el mayor VAN. La fórmula para determinar el VAN es la siguiente:⁽⁵⁾

$$VAN = \frac{\sum (CF_t)}{(1 + i)^n} - I_0$$

Donde: CF_t : Flujos netos de efectivo

i : Tasa de descuento

I_0 : Inversión del proyecto

n : vida esperada del proyecto

Si el $VAN > 0$ el proyecto debe realizarse, si el $VAN = 0$ el proyecto no genera ganancias, si el $VAN < 0$ el proyecto genera pérdidas.

Tasa Interna de Retorno (TIR), la TIR es una tasa porcentual que nos indica la rentabilidad promedio anual que genera el capital invertido en el proyecto, es aquella tasa de descuento que logra igualar el valor actual de la corriente de beneficios con el valor actual de la corriente de costos incluido las inversiones.

Para que la inversión sea aceptable el $TIR >$ tasa de descuento inicial. La fórmula para determinar la TIR es la siguiente:⁽⁵⁾

$$TIR = i + (i_0 - i) \frac{VAN_i}{VAN_i - (-VAN_{i_0})}$$

Donde: VAN_i : VAN hallado con una tasa de descuento inicial.

VAN_{i_0} : VAN a una tasa de descuento que genera un VAN negativo.

i : tasa de descuento inicial.

i_0 : tasa de descuento que genera un VAN negativo.

6.4.1.EVALUACIÓN SEGÚN EL CRITERIO DEL VAN Y TIR PARA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO

6.4.1.1. TIEMPO DEDURACIÓN DEL PROYECTO

Para determinar el VAN y TIR del proyecto determinamos primero el tiempo de duración del proyecto considerando que el primer mes se producirá 5922 TMS y el resto de los meses 6700 TMS, correspondientes al 33% de la producción total por mes de la Mina Pachapaqui. Por lo tanto tenemos:

$$Duración\ del\ proyecto = \frac{(52822 - 5922)}{6700} + 1\ mes = 8\ meses$$

Se tiene un total de duración del proyecto de 8 meses.

6.4.1.2. COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN

Tabla 67: Costo de producción total del método de explotación.

TOTAL COSTO DE PRODUCCIÓN		
FASE	USD/TMS	TOTAL
Geología	5.88	310593.36
Preparación	3.35	176953.70
Explotación	3.98	210231.56
Tratamiento	13.82	730000.04
Gastos de administración	13.54	715209.88
Gastos de venta	0.48	25354.56
Mantenimiento	21.9	1156801.80
Regalías	1.85	97720.70
Desarrollo comunitario	7.2	380318.40
TOTAL COSTO	72	3803184.00

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

6.4.1.3. BALANCE METALÚRGICO

Tabla 68: Determinación del balance metalúrgico.

		ENSAYES				
PARÁMETROS	TMS	%Pb	%Zn	%Cu	OzAg/TM	RATIO
CABEZA	52822	1.14	4.33	1.15	3.56	
CONC. BULK	2234.43	48.21	5.00	6.33	54	23.64
CONC. ZINC		3.06		2.52	4.94	
RELAVE	46232.91	0.3	0.60	0.12	0.63	
CABEZA CAL.	52822.00	1.28	4.86	0.48	1.8	
		METÁLICOS				
		Pb	Zn	Cu	Ag (Oz)	
		602.17	2287.19	607.45	188046.32	
		1077.22	111.72	141.44	120659.39	
		133.25	2177.33	109.74	21512.01	
		138.70	277.40	55.48	29126.73	
		1349.17	2566.45	306.66	171298.13	
		DISTRIBUCIÓN				
		Pb	Zn	Cu	Ag (Oz)	
		100.00	100.00	100.00	100.00	
		79.84	4.35	46.12	70.44	
		9.88	84.84	35.79	12.56	
		10.28	10.81	18.09	17.00	
		100.00	100.00	100.00	100.00	
		Recuperaciones				
		Pb%	Zn%	Cu%	Ag%	
		80	85	46	70	

Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

6.4.1.4. DETERMINACIÓN DEL VALOR DEL MINERAL

Tabla 69: Determinación del Valor del Mineral.

CONCENTRADO	TMS	LEY DE CONC.	PRECIO	TOTAL (USD)	USD/TMS
CONC. BULK	2234.43	Ley Conc. Pb 48.21	2032.33	2017409.53	38.19
		Ley Conc. Cu 6.33	7353.33	907965.57	17.19
		Ley Conc. Ag 54	33.90	4090353.35	77.44
FÓRMULA PAGABLE	Pb	Cu	Ag		
TMS	2234.43	2234.43			
MAQUILA Y PENALIDADES (3%)	2167.40	2167.40			
TMF	1044.90	137.20			
%REC. FUND.	95%	90%	90%		
TMF PAGABLE	992.66	123.48	120659.39		
CONC. ZINC	4583.84	Ley Conc. Zn 50.00	1833.75	3291962.13	63.93
FÓRMULA PAGABLE	Zn				
TMS	4354.66				
MAQUILA Y PENALIDADES (3%)	4224.02				
TMF	2112.01				
%REC. FUND.	85%				
TMF PAGABLE	1795.21				
VALOR TOTAL				10307690.58	196.75

6.4.1.5. INVERSIÓN Y CAPITAL DE TRABAJO

La inversión total del proyecto está determinada por las actividades preliminares a la explotación del block del mineral en la que se consideran las exploraciones realizadas, los subniveles de preparación, labores de acceso y chimeneas que van a servir de echaderos dando un total de USD 1'300,000.

El Capital de Trabajo requerido para la puesta en marcha del proyecto de explotación se estima en USD 100 000, adquisición de materiales y pago del transporte del mineral, etc.

Tabla 70: Inversión total del proyecto.

Características	Total USD
Inversiones	1'300,000.00
Imprevistos (10%)	130,000.00
Escalamiento (5%)	65,000.00
Capital de trabajo	100,000.00
Total inversión	1'595,000.00

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

6.4.1.6. FINANCIAMIENTO

El monto total de la inversión para la ejecución del proyecto de explotación del Manto Intermedio en la U.M. Pachapaqui será financiado con recursos propios de la empresa, no existiendo financiamiento externo.

6.4.1.7. EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera se realizará en base a los datos obtenidos de los análisis anteriores.

Tabla 71: Evaluación financiera.

ESTADO DE PÉRDIDAS Y GANACIAS									
Mes	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Producción		5922	6700	6700	6700	6700	6700	6700	6700
Valor de venta		1165153.5	1318225	1318225	1318225	1318225	1318225	1318225	1318225
Costo de producción		426384	482400	482400	482400	482400	482400	482400	482400
Utilidad Bruta		738769.6	836825	836825	836825	836825	836825	836825	836825
Impuestos (35%)		258569.325	292538.75	292538.75	292538.75	292538.75	292538.75	292538.75	292538.75
Utilidad Neta		480200.175	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25

FLUJO DE FONDOS									
INGRESOS									
Utilidad Neta		480200.175	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25
EGRESOS									
Inversión	1595000.00								
FLUJO DE FONDOS	-1696000.00	480200.175	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25	543286.25

6.4.1.8. VALOR ACTUAL NETO (VAN)

Tabla 72: Evaluación según el criterio del VAN.

Mes	Costos y beneficios	Costo de oportunidad (10%)	Flujo Actualizado
0	-1595000.00	1.00	-1595000
1	480200.18	0.91	436545.6136
2	543286.25	0.83	448996.9008
3	543286.25	0.75	408179.0008
4	543286.25	0.68	371071.8189
5	543286.25	0.62	337338.0171
6	543286.25	0.56	306670.9247
7	543286.25	0.51	278791.7497
8	543286.25	0.47	253447.0452
VAN			1246041.071

Como se observa el VAN es mayor a 0, esto nos indica que el desarrollo del proyecto es viable y que el proyecto generará ganancias.

6.4.1.9. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

De acuerdo a esto se tiene que al aumentar el costo de oportunidad a 30% el VAN resultante es igual a -54 577.50; ahora reemplazando en la siguiente fórmula tenemos:

$$TIR = i + (i_0 - i) \frac{VAN_i}{VAN_i - (-VAN_{i_0})}$$

$$TIR = 10 + (30 - 10) \frac{1\ 246\ 041.071}{1\ 246\ 041.071 - (-54\ 577.50)}$$

$$TIR = 29\%$$

Como 29% > 10% se tiene que la inversión es aceptable.

6.5. RELACIÓN B/C

Compara el valor actual de los beneficios con el valor actual de los costos incluida la inversión, nos indica la cantidad de dinero que se percibe por cada unidad monetaria utilizada.

Tabla 73: Evaluación según el criterio del B/C.

Mes	Costos y beneficios	Beneficios actualizados (10%)	Costos actualizados (10%)
0	-1595000.00		1595000
1	480200.18	436545.61	
2	543286.25	448996.90	
3	543286.25	408179.00	
4	543286.25	371071.82	
5	543286.25	337338.02	
6	543286.25	306670.92	
7	543286.25	278791.75	
8	543286.25	253447.05	
		2841041.07	1595000
B/C			1.78

De acuerdo a la tabla tenemos que:

$$B/C = \frac{1\,595\,000}{2\,841\,041.07}$$

$$B/C = 1.78$$

Por lo tanto como $B/C > 1$ la inversión es aceptable.

6.6. PERIODO DE RECUPERACIÓN

Es un indicador que muestra el tiempo que se requiere para que los beneficios netos de una inversión recuperen el capital invertido, proporciona información tanto de riesgo como de liquidez de un proyecto.

Tabla 74: Evaluación según el criterio del PR.

Mes	Costos y beneficios	Flujo Actualizado	Acumulado
0	1595000.00	1595000.00	1595000.00
1	480200.18	436545.61	1158454.39
2	543286.25	448996.90	709457.49
3	543286.25	408179.00	301278.48
4	543286.25	371071.82	-69793.33
5	543286.25	337338.02	
6	543286.25	306670.92	
7	543286.25	278791.75	
8	543286.25	253447.05	

$$PR = 3 + \frac{301\,278.48}{301\,278.48 + 69\,793.33} = 3.81 \text{ meses}$$

Por lo tanto como $3.81 < 8$, entonces la inversión es aceptable.

6.7. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

El análisis de sensibilidad se realiza en base al costo del Zinc y de la Plata debido a que son los metales más representativo y de mayor valor dentro de la mina Pachapaqui.

Figura 46: Variación del VAN con el precio del Zn.

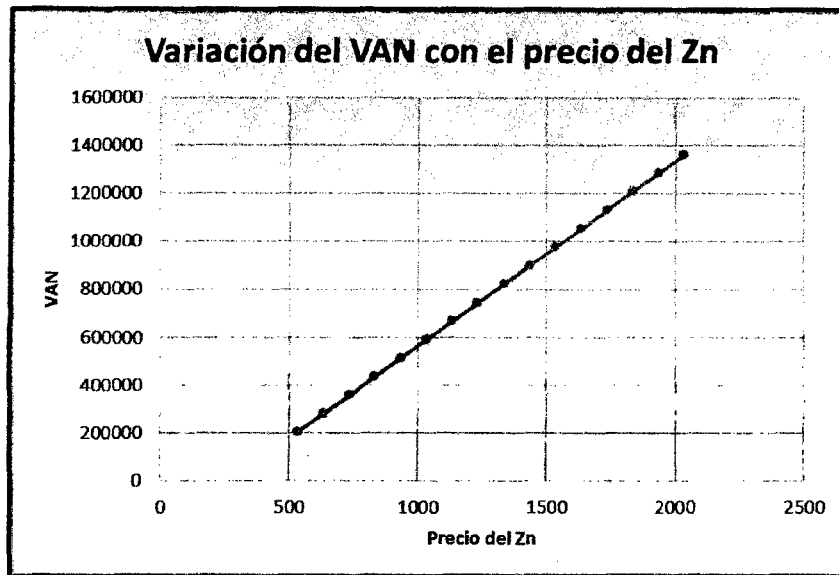
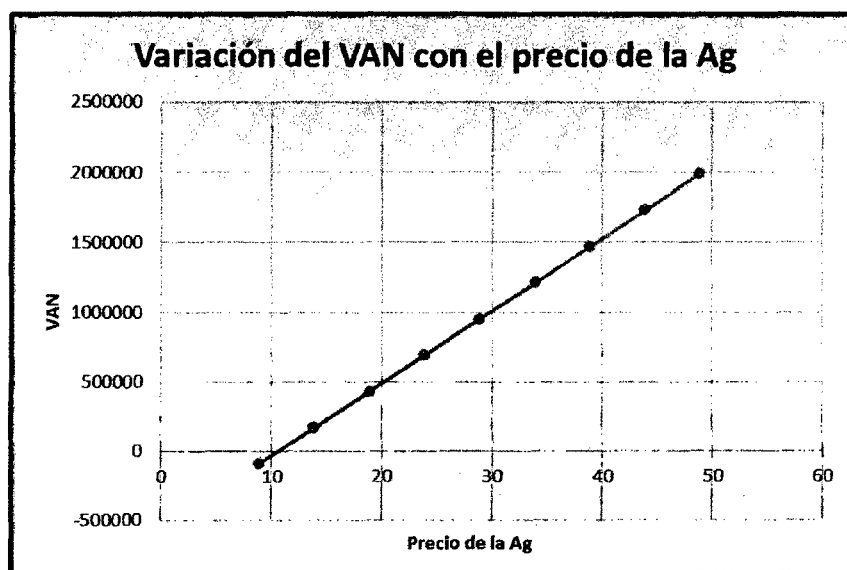


Figura 47: Variación del VAN con el precio del Ag.



Del análisis de las figuras anteriores podemos observar que el proyecto es más sensible a la reducción del precio de la Ag, reduciéndose en mayor proporción el VAN en las condiciones de baja del precio de esta que del Zinc.

CAPÍTULO VII

RESULTADOS Y DISCUSIONES

7.1. RESULTADOS

7.1.1. ESTUDIO GEOMECÁNICO

7.1.1.1. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Tabla 75: Resumen de la zonificación geomecánica Mina Pachapaqui

Sector	Litología	Rango RMR	Dominio estructural
Zona de Mantos	Caliza (CT alejada)	58	DE – III A
	Caliza	55	DE – III A
	Mineral	35	DE – IV A
	Caliza (caballo)	42	DE – III B
	Skam	40	DE – IV A
	Granodiorita (CP alejada)	58	DE – III A

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.

7.1.1.2. ABERTURAS MÁXIMAS, TIEMPOS DE AUTO SOSTENIMIENTO PARA TAJEOS EN EL MANTO INTERMEDIO

Tabla 76: Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.

Dominio	Rango RMR	Abertura Máx. (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE-IIIB	41-50	5.0-8.0	Desde 1 semana hasta 1 día
DE-IVA	31-40	3.0-5.0	Desde 20 horas hasta 2 horas
DE-IVB	21-30	2.0-3.0	< 1 hora

Fuente: Estudio Geomecánico DCR Ingenieros S.R.Ltda.



7.1.1.3. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS PARA EL MANTO INTERMEDIO

Tabla 77: Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.

Condición de estabilidad	Techo			Caja Techo		
	Ancho (m)	RH	Longitud (m)	Alto (m)	RH	Longitud (m)
ESS	4	1.26	7	19	2.2	6
ESO	4	3.4	19	19	3.9	13
ECS	4	5.4	54	19	6.7	45
H	4	7.25	126	19	8.4	145

7.1.2. SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

7.1.2.1. PARÁMETROS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS DEL MANTO INTERMEDIO

Tabla 78: Características generales del Manto Intermedio.

MANTO INTERMEDIO	
Parámetros	Valores
Forma	Tabular
Potencia	3.5 m - 4 m
Buzamiento	55° - 65°
Profundidad	300 m
Dist. de leyes	Uniforme
Resist. de mineral	1.25
Espaciam. entre fracturas	35
Cizallamiento	Pequeña
Resist. caja techo	10
Espaciam. entre fracturas	65
Cizallamiento	Pequeña
Resist. caja piso	5.62
Espaciam. entre fracturas	40
Cizallamiento	Pequeña

7.1.2.2. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO

Tabla 79: Resultados obtenidos del análisis numérico de selección.

Métodos de explotación	Geometría y distribución de leyes	Características geomecánicas de las rocas				
		Mineral	Techo	Piso	Subtotal	Total
Cielo Abierto/Pit	-40	8	10	8	26	-14
Hundimiento de Bloques	-39	12	9	6	27	-12
Cámaras por Subniveles	9	-49	4	0	-45	-36
Hundimiento por subniveles	-37	2	9	1	12	-25
Fases o paredes largas	-43	12	9	5	26	-17
Cámaras y Pilares	7	1	5	1	7	14
Almacenamiento Provisional	11	2	9	7	18	29
Corte y relleno	15	9	8	12	29	44
Rebanadas Hundidas	-40	4	9	8	21	-19
Conjunto de Cuadros	10	12	8	10	30	40

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981).

7.1.2.3. ÍNDICES DE PERFORACIÓN

Tabla 80: Índices de perforación.

ÍNDICES DE PERFORACIÓN		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de perforación	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Longitud de barras	m	1.5
Tiempo de perf. por barra	min	1.28
Velocidad de penetración	m/min	1.17
Rendimiento de perforación	m/hr	70
Tonelaje por sección	TM	272.8
Metros perforados por sección	m	33
Ratio de perforación	TM/m	8.27
Disponibilidad Mecánica	%	80
Utilización efectiva	%	50
Horas de perf. por guardia	hr	4.8
Metros perforados por gdía	m	337.5
Metros perforados por día	m	675
Métros perforados por mes	m	20250

7.1.2.4. ÍNDICES DE VOLADURA

Tabla 81: Índices de voladura – Chimenea Slot.

ÍNDICES DE VOLADURA- CH SLOT		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de banco	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Sección	m ²	3
Taladros cargados	unid	11
Diámetro de taladro	mm	64
Densidad del mineral	ton/m ³	3.10
Factor de esponjamiento	%	30
Volumen roto	m ³	33
Tonelaje roto	TM	102.3
Kg de ANFO por taladro	Kg	18.02
Kg de Emulnor por taladro	Kg	0.54
Explosivo total chimenea	Kg	204.16
Factor de carga	Kg/m ³	6.19
Factor de potencia	Kg/TM	2.00

Tabla 82: índices de voladura – secciones.

ÍNDICES DE VOLADURA - SECCIONES		
Descripción	Unidad	Datos
Altura de banco	m	11
RMR del mineral	RMR	35
Sección	m ²	7.6
Taladros cargados	unid	3
Diámetro de taladro	mm	64
Densidad del mineral	ton/m ³	3.10
Factor de esponjamiento	%	30
Volumen roto	m ³	83.6
Tonelaje roto	TM	259.16
Kg de ANFO por taladro	Kg	18.02
Kg de Emulnor por taladro	Kg	0.54
Explosivo total por sección	Kg	55.68
Factor de carga	Kg/m ³	0.67
Factor de potencia	Kg/TM	0.21

7.1.2.5. RENDIMIENTOS DE LIMPIEZA Y RELLENO

Tabla 83: Rendimiento horario Scoop ST 1030.

RENDIMIENTO SCOOP ST 1030																
Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.00	6.0	6.0	6.0	6.0	6.00
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.00	7.0	7.0	7.0	7.0	7.00
Capacidad Nominal de cuchara 6 yd3 (Yd3)	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00
Factor de llenado de cuchara	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%
Capacidad efectiva Cuchara 6 yd3 (m3)	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99	3.99
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Esponjamiento	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Toneladas / Viaje	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52	9.52
Distancias	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros	metros
Distancia desde frente a Pto de Descarga	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tiempos	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguo de Material (Fijo)	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20
Viaje Cargado	0.50	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40	1.50	1.60	1.70	1.80	1.90	2.00
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90
Viaje regreso vacío	0.43	0.51	0.60	0.69	0.77	0.86	0.94	1.03	1.11	1.20	1.29	1.37	1.46	1.54	1.63	1.71
Total Ciclo	3.03	3.21	3.40	3.59	3.77	3.96	4.14	4.33	4.51	4.70	4.89	5.07	5.26	5.44	5.63	5.81
Eficiencias																
Nº Minutos efectivos por Hora (30 % dispersion)	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00
Nº Viajes hora	13.87	13.07	12.35	11.71	11.14	10.61	10.14	9.70	9.30	8.94	8.60	8.28	7.99	7.72	7.46	7.22
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	131.97	124.35	117.55	111.47	105.98	101.00	96.48	92.34	88.54	85.04	81.81	78.81	76.03	73.43	71.01	68.74
Eficiencia Horaria (m3 / Hora)	48.88	46.05	43.54	41.28	39.25	37.41	35.73	34.20	32.79	31.50	30.30	29.19	28.16	27.20	26.30	25.46

7.1.3.EVALUACIÓN ECONÓMICA - FINANCIERA

7.1.3.1. COSTO DE PRODUCCIÓN POR MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Tabla 84: Resumen costos de producción.

Centro de Costos	Banqueo y Relleno
	Costo USD/TM
Geología	5.88
Mina (Costos de operación)	7.32
Mantenimiento	21.90
Planta concentradora	13.82
Gastos administrativos	13.54
Gastos de Venta	0.48
Regalías	1.85
Desarrollo Comunitario	7.20
Costo Total de Producción (USD/TM)	72.00

Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui.

7.1.3.2. EVALUACIÓN ECONÓMICA – FINANCIERA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BANQUEO Y RELLENO

Tabla 85: Evaluación económica según diferentes criterios.

EVALUACIÓN ECONÓMICA - FINANCIERA				
Método de explotación	VAN	TIR	B/C	PR
Banqueo y Relleno	1'246,041.071	29%	1.78	3.81 meses

7.2. DISCUCIONES

7.2.1.ESTUDIO GEOMECÁNICO

7.2.1.1. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA

La zonificación geomecánica realizada se basó en mapeos geomecánicos realizados in situ y testigos de sondajes diamantinos realizados en la zona de Mantos, en base a esto se clasificó la roca según el criterio de Bieniawski (1989), dividiendo el área de la Unidad Minera en zonas de similares características geomecánicas (RMR) como se muestra en la Tabla .

7.2.1.2. ABERTURAS MÁXIMAS, TIEMPOS DE AUTOSOSTENIMIENTO PARA TAJEOS EN EL MANTO INTERMEDIO

Los valores se determinaron en base a los parámetros geomecánicos obtenidos en el estudio realizado por DCR Ingenieros S.R.Ltda de la zona de Mantos considerando valores que se remplazaron en la figura correspondiente y con los cuales se determinaron valores máximos de las aberturas y tiempos de autosostenimiento para diferentes dimensiones de aberturas. Con ello se busca determinar el sostenimiento adecuado de las labores a desarrollarse en el proyecto.

7.2.1.3. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS PARA EL MANTO INTERMEDIO

Los valores mostrados en la Tabla son el resultado de la aplicación del software Phases y del Método Gráfico de Estabilidad; método aplicado en diferentes operaciones mineras del país con buenos resultados para el dimensionamiento de tajeos basándose en parámetros geomecánicos obtenidos de ensayos en el laboratorio de mecánica de rocas y aplicando el criterio de rotura de Hoek - Brown. Los valores obtenidos influyeron en la selección final del método de explotación para el minado del Manto Intermedio debido a que indican la abertura máxima del tajeo de acuerdo al método de soporte aplicado.

7.2.2. SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

7.2.2.1. PARÁMETROS GEOLÓGICOS Y GEOMECAÑICOS DEL MANTO INTERMEDIO

Los valores mostrados en la Tabla describen las características geológicas, geometría del yacimiento y valores geomecánicos del Manto Intermedio, con los que se realizó el Análisis Numérico para seleccionar un método de explotación óptimo para el minado del manto.

Los valores estimados para la obtención de los parámetros geomecánicos fueron obtenidos en base a ensayos de mecánica de rocas y mapeos geomecánicos realizados por la consultora DCR Ingenieros Ltda.; y los referentes al estudio geológico fueron realizados por la empresa consultora SRK Consulting Engineers and Scientists los cuales garantizan los resultados obtenidos.

7.2.2.2. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL MINADO DEL MANTO INTERMEDIO

En la tabla se muestra los resultados del análisis realizado para la selección del método de explotación, la suma de los valores obtenidos y el resultado final. Cabe mencionar que el Procedimiento Numérico de Selección es ampliamente usado para la selección de los métodos de explotación, incluso existen programas computacionales y macros que facilitan la obtención de los resultados, la garantía de aplicar este método radica en que este toma diferentes parámetros obtenidos del yacimiento que se valoran y se suman para obtener un resultado final.

7.2.2.3. ÍNDICES DE PERFORACIÓN

Los valores mostrados en la tabla se obtuvieron en base a investigación relacionada a la aplicación del método de explotación en otras unidades mineras del país, además se tiene en cuenta las especificaciones técnicas del equipo de perforación que garantizan la disponibilidad mecánica y la utilización efectiva de la máquina con la finalidad de realizar un adecuado planeamiento del minado.

7.2.2.4. ÍNDICES DE VOLADURA

La información mostrada se basa en investigaciones realizadas en diferentes minas del Perú que aplican este método de explotación, además se tiene en

cuenta las especificaciones técnicas de los insumos, así como las características operacionales del método de explotación aplicado, con ello se garantiza que las estimaciones realizadas serán determinantes a la hora de realizar el planeamiento de minado, la determinación de costos de operación y por lo tanto el minado óptimo del Manto Intermedio.

7.2.2.5. RENDIMIENTOS DE LIMPIEZA Y RELLENO

Los resultados mostrados se basan en controles realizados al equipo en diferentes condiciones y distancias de acarreo de mineral, se realizó sistemáticamente durante un periodo de tiempo, para luego realizar el análisis que nos permitirá determinar el rendimiento del equipo según diferentes distancias de acarreo.

7.2.3.EVALUACIÓN ECONÓMICA

7.2.3.1. COSTOS DE PRODUCCIÓN POR MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El costo de producción mostrado en la tabla proviene de estimaciones realizadas en base a diferentes operaciones mineras del país que aplican estos métodos y que cuentan con características similares en los tipos de yacimientos, con el fin de realizar aproximaciones a los costos de operación y con ello determinar el costo de producción final para cada método, además se considera las características operativas propias del método de explotación.

7.2.3.2. EVALUACIÓN ECONÓMICA SEGÚN LOS CRITERIOS DEL VAN, TIR, B/C y PR

Los criterios de evaluación económica tomados en cuenta para la realización de la evaluación económica – financiera del proyecto, son los más ampliamente

usadas a nivel nacional e internacional, permitiéndonos determinar si un proyecto es viable en su aplicación o no, es decir si va a generar ganancias.

CONCLUSIONES

1. La clasificación geomecánica de la masa rocosa efectuada, utilizando el criterio de Bieniawski (1989), ha indicado lo siguiente: para el Manto Intermedio, el mineral tiene calidad Mala A (IVA); la caliza del techo tiene calidad Regular A (IIIA) a Buena (II); los caballos estériles tienen calidad Regular B (IIIB), pero también hay calidades Mala A (IVA) y Regular A (IIIA); el skam de la caja piso tiene calidad Mala A (IVA).
2. Para los tajeos del Manto Intermedio se considera un ancho de minado de 4 metros y una longitud máxima de 45 m, de allí se tiene que colocar relleno si se quiere mantener estable la excavación hasta una longitud máxima de 145 m. para bancos de 11 metros entre subniveles y una abertura máxima de 19 metros. Los subniveles se sostendrán obligatoriamente con shotcrete de 3" y pernos sistemáticos hacia la caja techo.
3. De acuerdo al Procedimiento Numérico de Selección se obtuvo el Corte y Relleno como método de minado preliminar para el Manto Intermedio; pero, en base al estudio geomecánico realizado y a otras variables de interés se optó por el método de explotación de Banqueo y Relleno que combina el Corte y Relleno Ascendente con la aplicación de taladros largos, teniendo una mayor productividad y producción con más seguridad.

4. Las diferentes operaciones unitarias analizadas para el método de explotación Banqueo y Relleno indican que se obtendrá un rendimiento de perforación de 70 m/hr, un Factor de Potencia de 0.21 Kg/TM y un rendimiento en la limpieza de 81.81 TM/hr, siendo estas aplicables en el minado del Manto Intermedio y consideradas para el planeamiento de minado, en este y en otros proyectos dentro de la U.M. Pachapaqui.
5. El costo estimado de producción para el método de explotación Banqueo y Relleno es 72 USD/TMS.
6. En el análisis económico financiero, considerando una tasa de oportunidad de 10%, se obtiene un VAN = 1'246,041, una TIR = 29%, un B/C = 1.78 y un periodo de recuperación de la inversión de 3.81 meses; lo que nos indica que el proyecto es viable en su ejecución y que se obtendrán beneficios económicos.
7. De lo anteriormente expuesto concluimos que el método de explotación Banqueo y Relleno nos permitirá un minado óptimo del Manto Intermedio desde el punto de vista técnico – económico.

RECOMENDACIONES

1. Todos los parámetros geomecánicos del minado establecidos en el presente proyecto de investigación corresponden a condiciones geomecánicas promedio; estos parámetros deben ser considerados para el inicio de la operación minera. A medida que se vaya ganando experiencia en el minado del yacimiento se podrá optimizar estos parámetros, para lo cual es importante conformar una data histórica de estos parámetros. Se debe realizar un seguimiento adecuado de las condiciones del macizo rocoso en especial en los tajeos, para verificar si las simulaciones se ajustan a las condiciones reales del terreno.
2. La selección de métodos de explotación debe considerar todos los parámetros necesarios para garantizar que sea el óptima desde el punto de vista técnico-económico.
3. Durante la ejecución del proyecto de explotación del Manto Intermedio se debe recolectar información referente a las operaciones unitarias que nos ayudarán para la explotación de otros yacimientos que cuenten con las mismas características de las estructuras mineralizadas y que se aplique el mismo método de explotación.

4. El análisis financiero considerando los diferentes métodos debe practicarse para todos los proyectos que se realicen en la Unidad Minera debido a la importancia que tienen para evaluar proyectos mineros.

BIBLIOGRAFÍA

1. Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C. Informe de Operaciones Pachapaqui. Ancash: 2012. 97 p.
2. DCR Ingenieros S.R.Ltda. Informe Geomecánico de la Mina Pachapaqui. Ancash: 2012. 92 p.
3. Universidad Nacional del Altiplano. Explotación Subterránea: Métodos y casos prácticos. Puno: 1999. 251 p.
4. MONTENEGRO PÉREZ, Manuel Reynaldo. Método Gráfico de Estabilidad para el Dimensionamiento de Tajeos. Lima: 2012. 46 p.
5. CABELLO CORMAN, Noé Neftalí. Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca. Lima: 2008. 106 p.
6. TIPE QUISPE, Víctor Hemán. Implementación de Chimeneas usando el método VCR en CMH. Lima: 2004. 86p.
7. EXSA, Manual Práctico de Voladura 3ra Edición. Edit G.B Lima – Perú: 357 p.
8. FAMESA. Catálogo de productos. Lima 2013. 50 p.
9. W.A HUSTRULID, Underground Mining Methods Handbook. Society of Mining Engineers, N.Y.1982.
10. CAT. Catálogo de Productos. Lima: 2012. 34 p.
11. ATLAS COPCO. Catálogo de Productos. Lima 2012. 50 p.

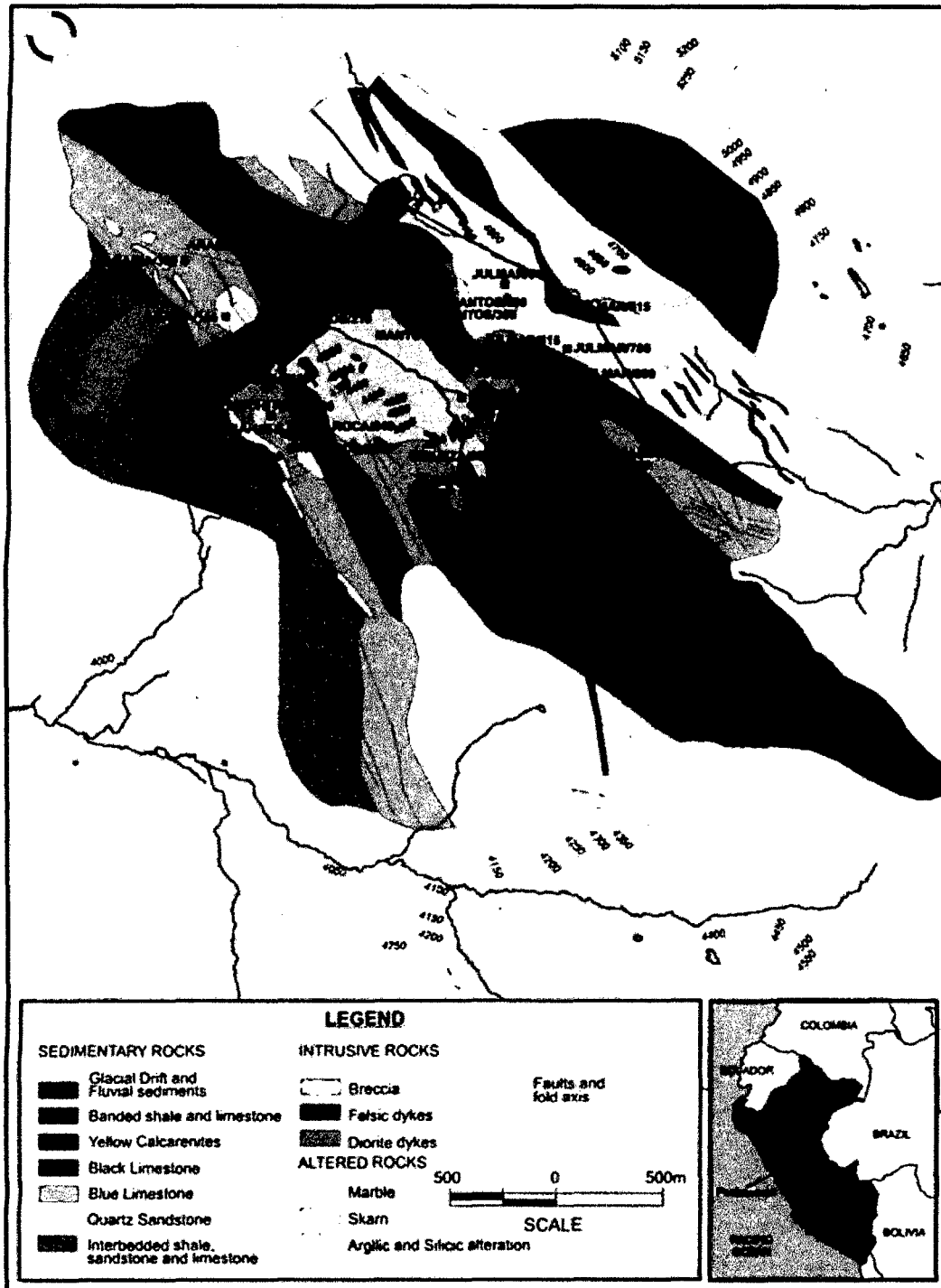
12. Instituto Tecnológico GeoMinero de España. Estudios de viabilidad en proyectos mineros. Edit. MEI. España. 132 p.

ANEXOS

PLANOS

1. GEOLOGÍA LOCAL

Figura 48: Geología Local.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

2. GEOLOGIA LOCAL (CORTE LONGITUDINAL A – A' y B – B')

Figura 49: Geología Local (Corte Longitudinal).



section A-A': geological cross section, looking NW



section B-B': geological cross section, looking NW

0 0.6 1.2 1.8 2.4 Kilometers

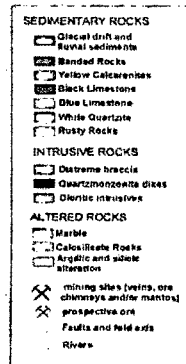


Figure 7

JONQUIL MENDOZA
FEB 2023

Fuente: Departamento de Geología Cia. Minera ICM Pachapachi S.A.C.

3. GEOLOGÍA LOCAL (CORTE LONGITUDINAL C - C' y D - D')

Figura 50: Geología Local (Corte Longitudinal).

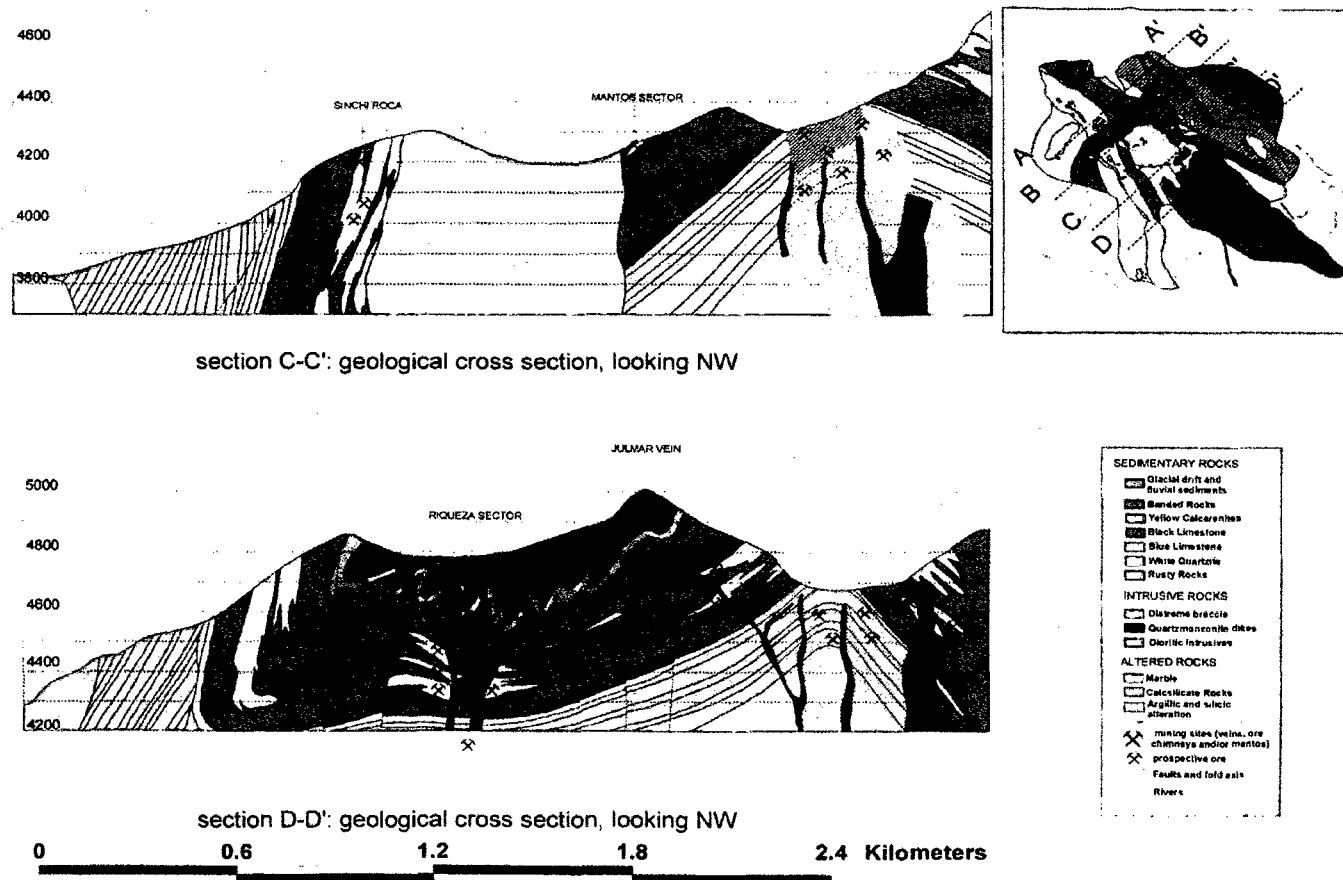
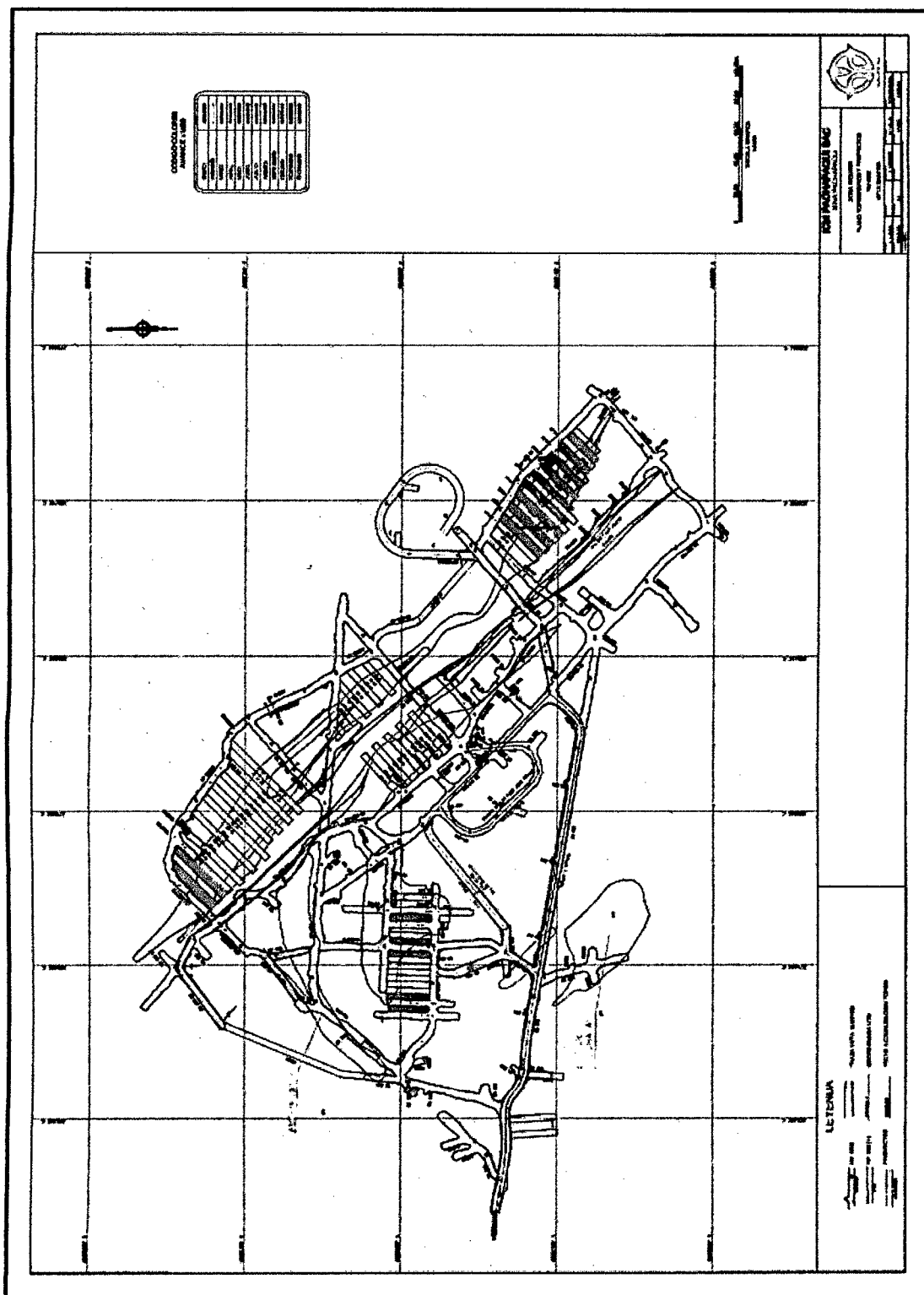


Figure 8

Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera ICM Pachapaku S.A.C.

4. PLANO NV. 4260

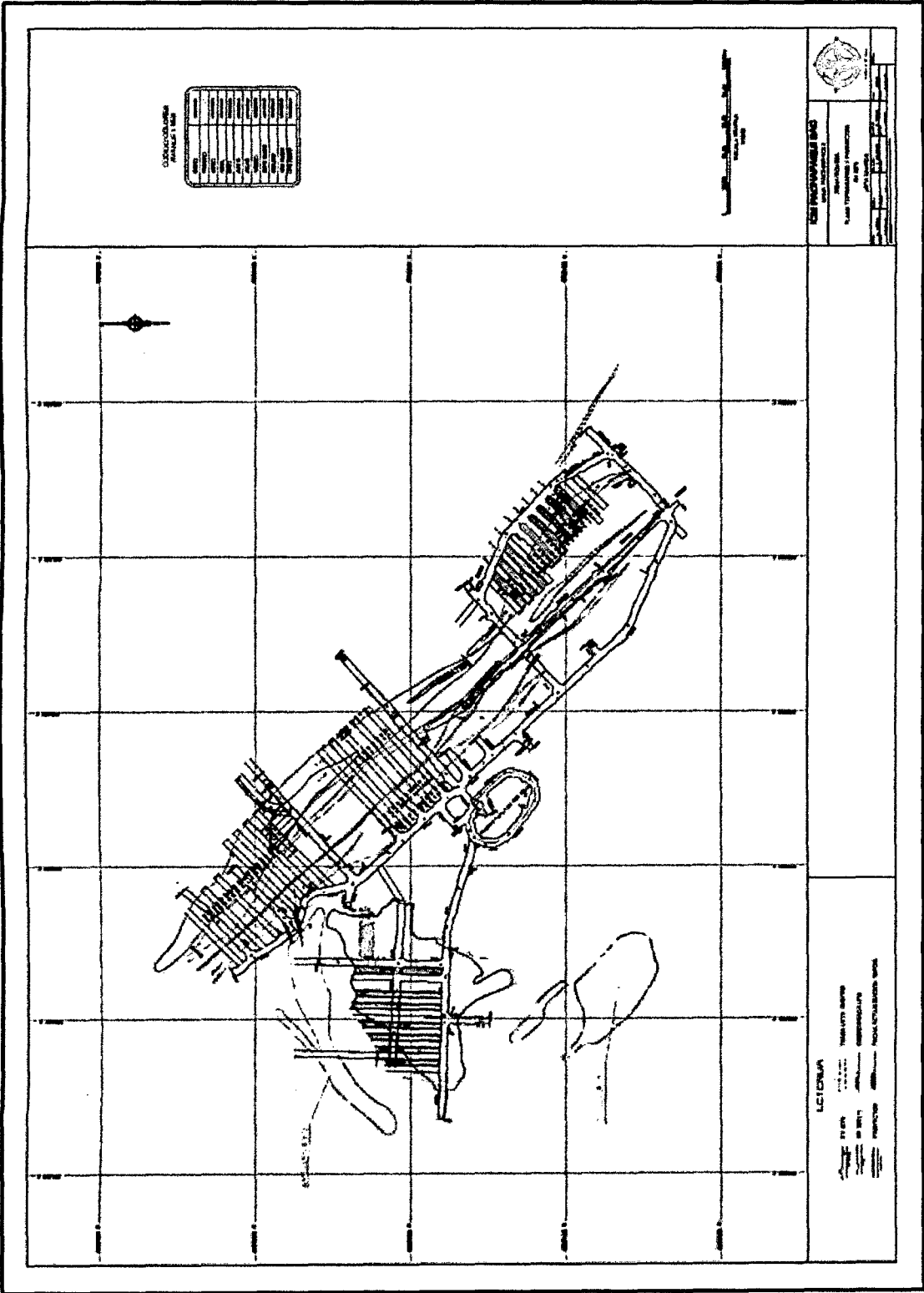
Figura 51: Plano Nv. 4260.



Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

5. PLANO Nv. 4275

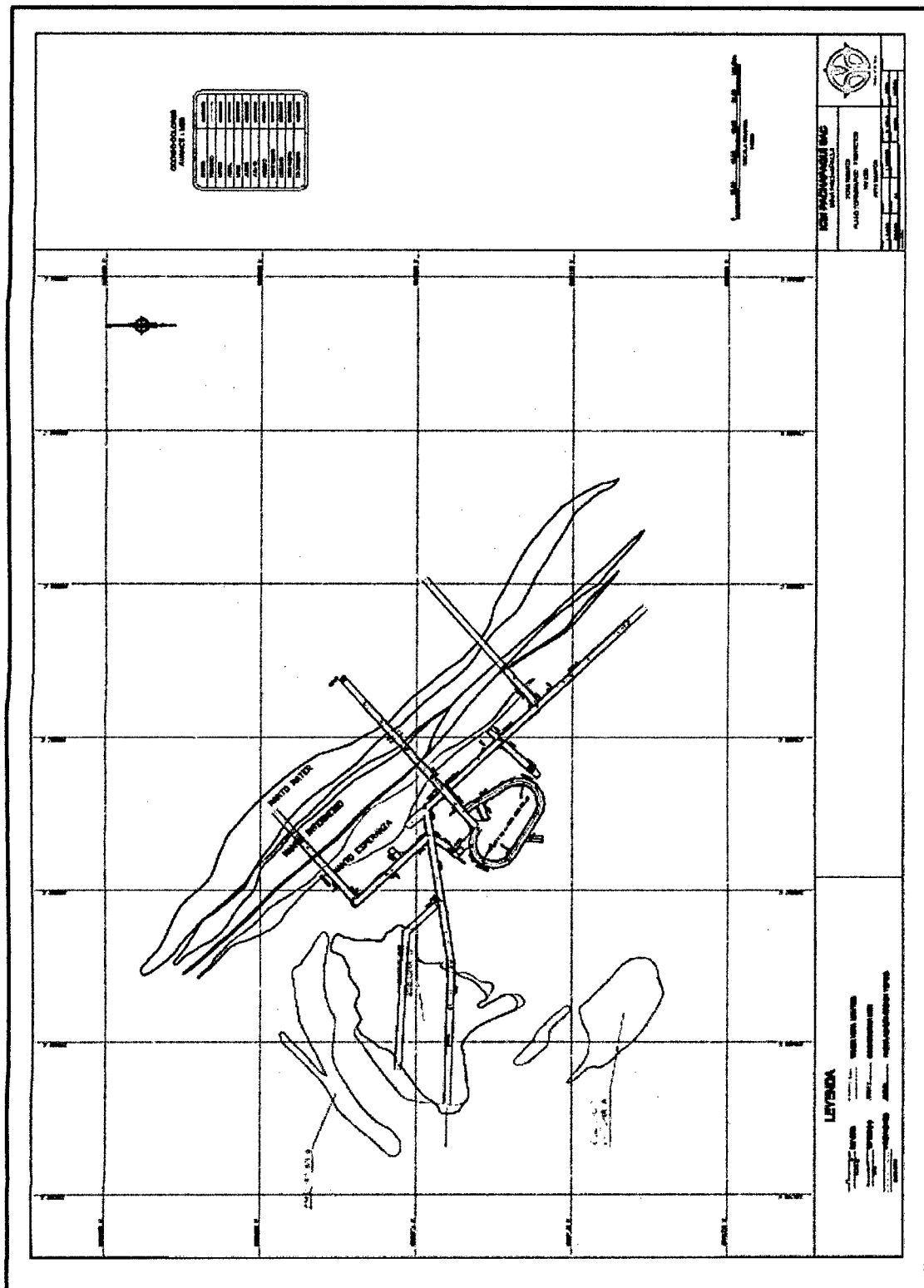
Figura 52: Plano Nv. 4275.



Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

6. PLANO Nv. 4290

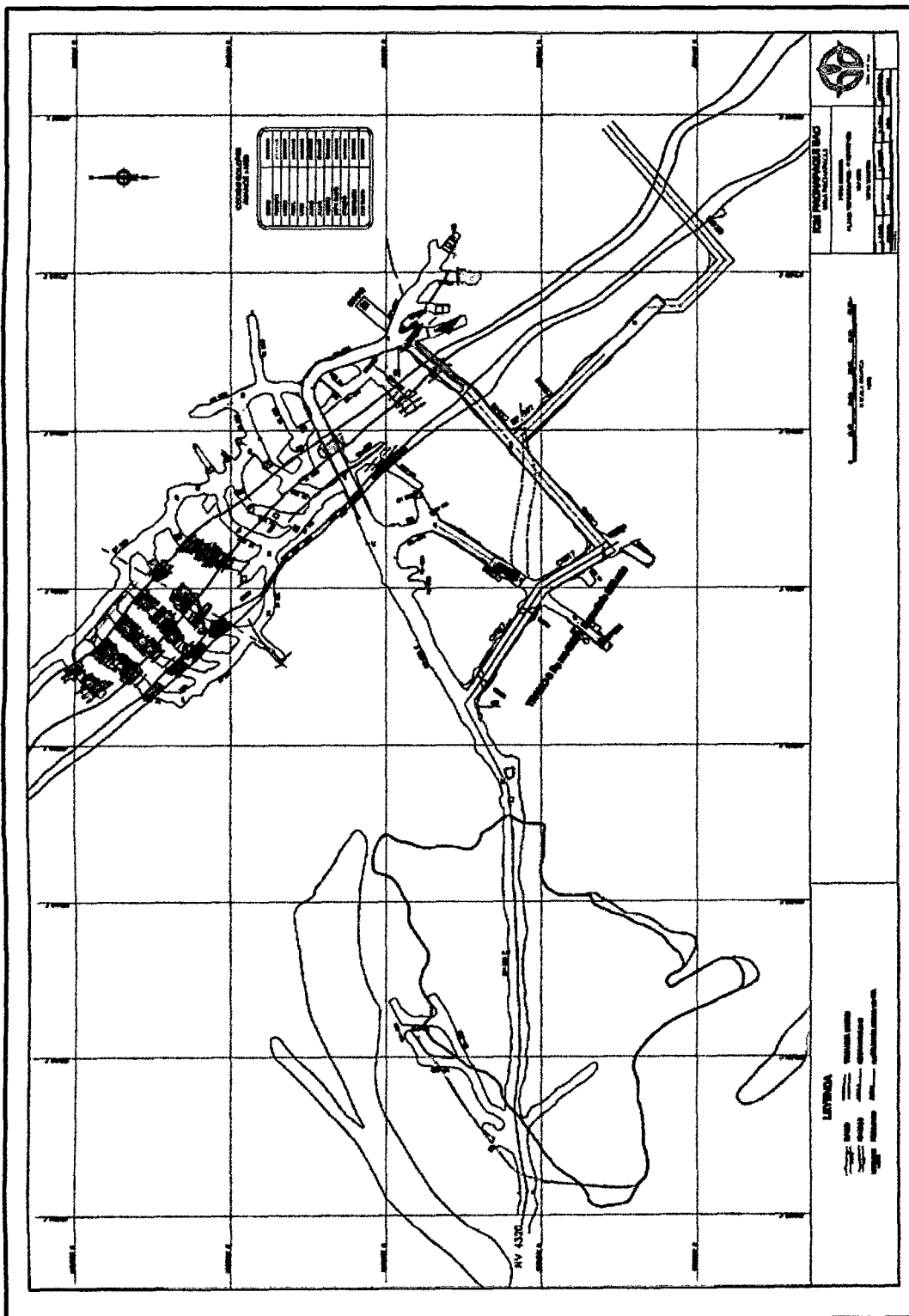
Figura 53: Plano Nv. 4290.



Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

7. Plano Nv. 4320

Figura 54: Plano Nv. 4320.

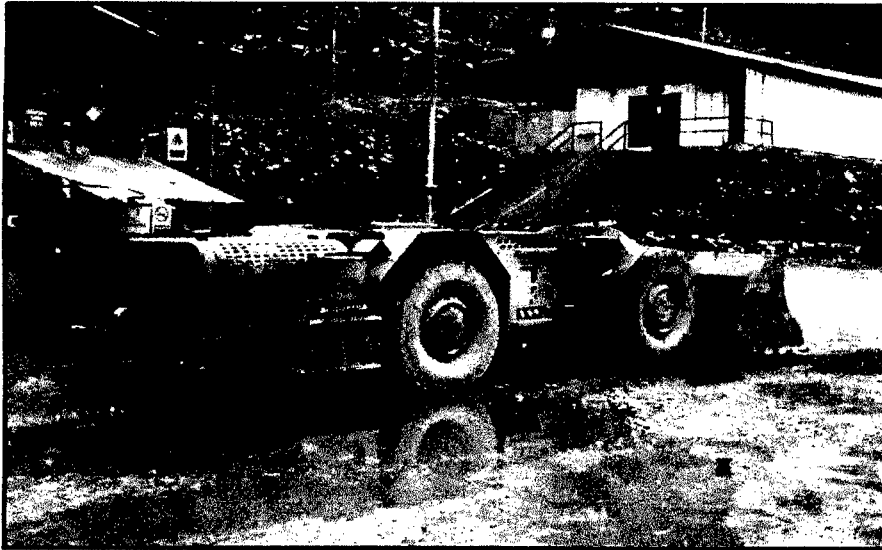


Fuente: Planeamiento Cía. Minera ICM Pachapaqui S.A.C.

GALERÍA FOTOGRÁFICA

8. EQUIPO DE LIMPIEZA SCOOP ST 1030

Figura 55: Scoop ST 1030.



Fuente: Galería fotográfica.

9. PLANTA CONCENTRADORA PACHAPAQUI

Figura 56: Planta Concentradora Pachapaqui.



Fuente: Galería fotográfica.

10. BOCAMINA DE INGRESO A LA MINA PACHAPAQUI

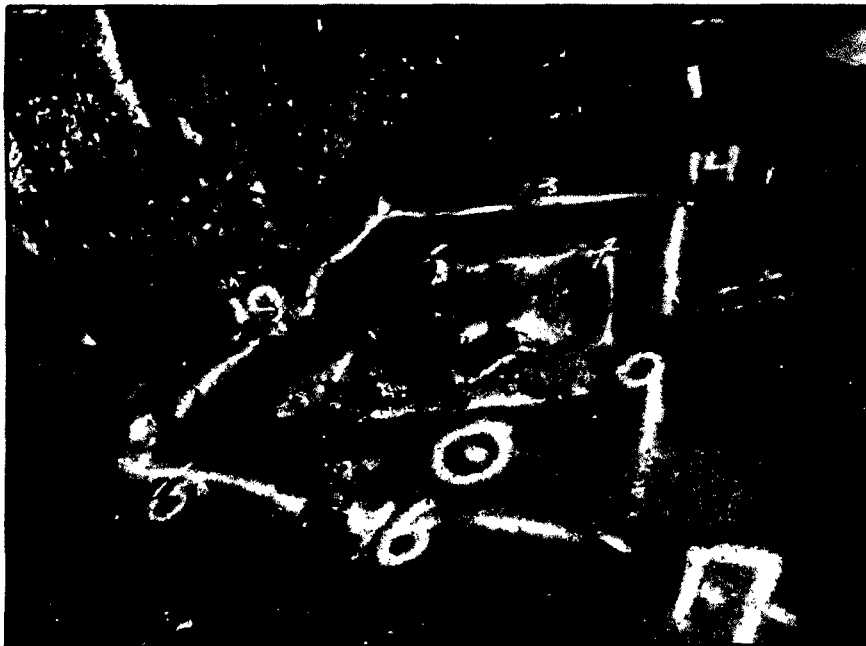
Figura 57: Bocamina principal de ingreso.



Fuente: Galería fotográfica.

11. PERFORACIÓN DE CHIMENEA SLOT

Figura 58: Perforación de Chimenea Slot.



Fuente: Galería fotográfica.

TABLAS

12. EJEMPLO DE MAPEO GEOMECÁNICO

Figura 59: Modelo de Mapeo Geomecánico.

DE (m)	A (m)	REC %	(b) TIPO MOCA		GEOMETRIA					ESPESOR (mm)	Tipo Relleno	A G U A	E P O C A	Caudal REC R m³/OWH	Veloc %	E (m)	Observaciones
			(c) TIPO ESTRUCTURA		FREC.	P	LARGO (m)	C	R								
			(a) TIPO	(b) TIPO													
85.6	88.1	93	A	250	B			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	73			
88.1	89.6	97	A	250	E			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	81			
89.6	91.1	100	A	250	10			R	1-2mm	Ca, S	1mm	R4	FB	78			
91.1	92.6	99	A	450	<60mm			R	<1mm	Ca, S		R4	MF	81			Muestreado
92.6	94.1	99	A	450	<60mm			R	1-2mm	Ca, S	1mm	R4	MF	88			Muestreado
94.1	95.6	100	A	450	<60mm			R	1-2mm	Ca, S	1mm	R4	MF	85			Muestreado
95.6	97.1	97	A	450	<60mm			R	<1mm	Ca, S		R4	MF	85			Muestreado
97.1	98.6	99	A	350	10.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	69			Muestreado 40cm
98.6	100.1	92	A	250	8.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	61			
100.1	101.6	93	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	48			
101.6	103.1	99	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	85			
103.1	104.6	99	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	67			
104.6	106.1	100	A	350	6.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	78			
106.1	107.6	100	A	350	7.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	80			FR 10cm
107.6	109.1	85	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	61			
109.1	110.6	99	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	73			
110.6	112.1	100	A	250	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	94			
112.1	113.6	100	A	350	6.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	75			
113.6	115.1	99	A	350	6.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	71			
115.1	116.6	100	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	61			
116.6	118.1	95	A	350	3.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	59			
118.1	119.6	100	A	350	4.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	39			FR 20cm
119.6	121.1	100	A	350	6.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	63			FT 10cm
121.1	122.6	100	A	350	6.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	75			
122.6	124.1	91	A	350	5.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	65			
124.1	125.7	96	A	350	4.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	74			
125.7	127.1	100	A	250	11.00			R	<1mm	Ca, S		R4	FB	91			
127.1	128.7	100	A	250	7.00			R	>1mm	Ca, S	3mm	R4	FB	94			
128.7	130.1	99	A	250	6.00			R	>1mm	Ca, S	8mm	R4	FB	92			

[illegible]

RELLENO		AGUA		CATEGORÍA DE REALIZACIÓN DE RENDIMIENTO			RESISTENCIA ESTIMADA (kg/cm²)			
N	Sin Relleno	S	Seco	MA	Masivo	Mb	Muy Buena	R6	Extremadamente Dura	> 200
Ca	Caliza	H	Humedo	FB	Fracturado en Bloques	Bu	Buena	R5	Muy Dura	100-200
Se	Sarcilla	Gs	Goteo Suave	MF	Muy Fracturado	Re	Regular	R4	Dura	50-100
S	Sulfuros	T	Flujo Constante	FC	Fracturado Cizallado	Ma	Mala	R3	Moderadamente Dura	25-50
A	Arcilla			TR	Triturado	Mn	Muy Mala	R2	Blanda	5-25
Li	Limos							R1	Muy Blanda	1-5
								R0	Extremadamente Blanda	0.25- 1

