

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**SELECCIÓN Y ANÁLISIS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA
EL MINADO DEL MANTO ANITA EN LA U.M ISLAY –
VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A.**

PRESENTADA POR:

Bach. XIOMARA OLENKA PALOMINO PACHECO

**PARA OPTAR TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERA DE MINAS**

**HUANCAYO - PERÚ
2019**

ASESOR

Dr. Rosendo Valerio Pascual

DEDICATORIA

A Dios, a mis padres y hermanas, por su apoyo y consejos que contribuyeron en mi formación.

AGRADECIMIENTO

Mis agradecimientos mis padres y hermanas que me apoyaron de manera incondicional.

Asimismo, al Ing. David Ames Cántaro y al Ing. Mario Nuñonca Berrio

Agradecimiento a los docentes de la FAIM – UNCP, quienes contribuyeron en mi formación profesional, en especial al Ing. Rosendo Valerio Pascual.

RESUMEN

La Unidad Minera Islay de la Compañía Minera Volcán S.A.A., actualmente viene explotando yacimientos polimetálicos argentíferos epitermales (Ag-Pb-Zn-Cu), en el proceso de explotación se tiene problemas de desprendimiento de rocas, baja producción de minerales, y baja recuperación. El problema fundamental que tiene la Unidad Minera Islay es elegir algún buen procedimiento en el minado del Manto Anita, en ello tenemos como problema secundario confirmar en qué medida los estudios geomecánicos en la zona en mención nos permitirá la mejor elección del método de explotación, examinar como una investigación del método de explotación escogido ayudara como fundamento para la subsiguiente ejecución dentro del Manto Anita; y es más en ellos verificaremos un estudio económico – financiero que nos garantice la ejecución del método que se escogerá. Como meta primordial es la búsqueda de un método de explotación óptima en el Manto Anita en la Unidad Minera Islay, seguidamente haremos los análisis geomecánicos del área del plan; también indagar sobre alguna procedencia de sistema donde ayude a emplear el método de minado elegido en el Manto Anita, al final ejecutaré un análisis económico financiero que nos posibilite comprobar el buen margen monetario del plan.

La elección del método de minado se fundamenta en el manejo de métodos de estudios numéricos que se originan en factores geomecánicos y geológicos, posteriormente al efectuar un óptimo estudio de los métodos de minados fundamentándonos en hábitos de otras operaciones mineras, se recogerá datos que nos proporcionará bases para la explotación del Manto Anita, al final realizaremos una síntesis económica – financieros que nos indicarán en qué medidas serán rentables las aplicaciones de los métodos de explotaciones seleccionados.

ABSTRACT

The Islay Mining Unit of Compañía Minera Volcán S.A.A., is currently operating epithermal polymetallic deposits (Ag-Pb-Zn-Cu), in the exploitation process there are problems of rockfall, low production of minerals, and low recovery. The main problem in the Islay Mining Unit is to select an optimal mining method for the Anita Mantle, within which it is a secondary problem to verify to what extent a geomechanical study of the respective area will allow an adequate selection of the exploitation method , analyzing how an analysis of the selected exploitation method will serve as the basis for subsequent application in the Anita Mantle; In addition, verifying how an adequate economic - financial analysis guarantees the applicability of the method to be selected. The main objective is to select an optimal exploitation method for the mining of the Anita Mantle in the Islay Mining Unit, through the geomechanical analysis of the project area; seek a technical basis that allows us to apply the mining method selected in the Anita Mantle and finally perform a financial economic analysis that allows us to verify the profitability of the project.

The selection of the mining method is mainly based on the application of numerical analysis techniques that are based on geological and geomechanical parameters, then when performing an adequate analysis of the mining method based on experiences of other mining operations, information will be collected that will serve us basis for the exploitation of the Anita Mantle, and finally when carrying out an economic - financial analysis, a support will be obtained that indicates the extent to which the application of the selected exploitation method is profitable.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	i
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	iv
ÍNDICE.....	v
ÌNDICE DE TABLAS.....	ix
INTRODUCCIÓN.....	xiii
CAPITULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Definición del Problema.....	1
1.2 Formulación del Problema.....	2
1.2.1 Problema General.....	2
1.2.2 Problemas específicos.....	2
1.3 Objetivos de la Investigación.....	2
1.3.1 Objetivos general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	2
1.4 Justificación e Importancia del Proyecto.....	2
1.4.1 Justificación.....	2
1.4.2 Importancia.....	3
1.5 Delimitación de la Investigación.....	3
1.5.1 Delimitación Espacial.....	3
1.5.2 Delimitación Temporal.....	3
CAPITULO II.....	4
MARCO TEÓRICO.....	4
2.1 Antecedentes.....	4
2.1.1 Generalidades.....	7
2.1.2 Geología.....	9
2.1.2.1 Geología Regional.....	9
2.1.2.2 Geología Local.....	13
2.1.2.3 Geología Estructural.....	16
2.1.2.4 Geología Económica.....	18
2.1.3 Geomecánica.....	20

2.1.3.1	Introducción	20
2.1.3.2	Características del Yacimiento.....	20
2.1.3.3	Caracterización Geomecánica.....	21
2.2	Bases Teóricas.....	23
2.2.1	Parámetros de Selección de Métodos de Explotación.....	23
2.2.2	Elementos Principales de los Métodos de Explotación Subterránea Caja Techo.....	25
2.2.3	Clasificación de los Métodos de Minería Subterránea Basada en la Geometría y Soporte del Yacimiento.....	27
2.2.4	Métodos Tajeo por Subniveles	28
2.2.5	Métodos Cámaras y Pilares	32
2.2.5.1	Principio	32
2.2.5.2	Características	33
2.2.5.3	Diseño de pilares	33
2.3	Definición de Términos Básicos.....	34
2.4	Formulación de la Hipótesis	36
2.4.1	Hipótesis General.....	36
2.4.2	Hipótesis Específicas	36
2.5	Identificación y Clasificación de las Variables.....	36
2.6	Operacionalización de las Variables.....	37
CAPITULO III		38
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN		38
3.1	Metodología.....	38
3.2	Tipo y Nivel de Investigación.....	38
3.3	Diseño de Investigación.....	39
3.4	Población y Muestra	39
3.5	Técnicas de Recolección de Datos.....	39
3.6	Técnica y Análisis de Datos.....	39
CAPITULO IV		41
PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....		41
4.1	Estudio Geomecánico del Manto Anita.....	41
4.1.1	Característica Geomecánica.....	41
4.1.2	Estimación de los Parámetros de Resistencia.....	44
4.1.3	Condiciones de Agua Subterránea.....	45
4.1.4	Esfuerzos.....	46

4.1.5 Dimensionamiento Geomecánico de las Labores	46
4.1.6 Diseño Geomecánico de Excavaciones	59
4.1.7 Dimensionamiento de los Tajeos en el Manto Anita Mediante el Software Phases	69
4.2 Selección y Análisis del Método de Explotación para el Minado del Manto Anita .	74
4.2.1 Factores Determinantes en la Selección de un Método de Explotación	75
4.2.2 Procedimiento Numérico de Selección de Método de Explotación	79
4.2.3 Elección del Método de Explotación para el Minado del Manto Anita	82
4.2.4 Resultados de Análisis para la Determinación del Método de Explotación .	83
4.2.5 Selección Final del Método de Explotación	100
CAPITULO V	115
RESULTADOS Y DISCUSIONES	115
5.1 Resultados.....	115
5.1.1 Estudio Geomecánico	115
5.1.1.1 Calidad del macizo rocoso	115
5.1.1.2 Aberturas Máximas, Tiempos de Auto Sostenimiento para tajeos en el Manto Anita.....	115
5.1.1.3 Dimensionamiento de Tajeos para el Manto Anita	116
5.1.2 Selección y Análisis del Método de Explotación	116
5.1.2.1 Parámetros Geológicos y Geomecánicos del Manto Anita	116
5.1.2.2 Selección del método de explotación para el minado de Manto Anita	117
5.1.2.3 Parámetros de Perforación	117
5.1.2.4 Parámetros de Voladura.....	118
5.2 Discusiones.....	119
5.2.1 Estudio Geomecánico	119
5.2.1.1 Calidad del Macizo Rcoso	119
5.2.1.2 Aberturas Máximas, Tiempos de Auto Sostenimiento para tajeos en el Manto Anita.....	119
5.2.1.3 Dimensionamiento de Tajeos para el Manto Anita	119
5.2.2 Selección y Análisis del Método de Explotación	120
5.2.2.1 Parámetros geológicos y geomecánicos del Manto Anita	120
5.2.2.2 Selección del método de explotación para el minado de Manto Anita	120
5.2.2.3 Parámetros de Perforación	120
5.2.2.4 Parámetros de Voladura.....	121

CONCLUSIONES.....	122
RECOMENDACIONES.....	124
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.....	125
ANEXOS.....	127

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Resumen de Reservas Mina Islay – junio 2019.....	20
Tabla 2. Resumen de Reservas Mina Islay – junio 2019.....	20
Tabla 3. Parámetros de selección	24
Tabla 4. Depósitos y sus componentes estructurales relacionadas con los métodos de minería subterránea.....	27
Tabla 5. Clasificación de los métodos de minería subterránea basada en la geometría y soporte del yacimiento.....	27
Tabla 6. Operacionalización de las variables	37
Tabla 7. Clasificación Geomecánica Bieniawshi	43
Tabla 8. Calidad del macizo rocoso del Manto Anita	44
Tabla 9. Criterio para determinar la resistencia de la roca intacta	45
Tabla 10. Propiedades de resistencia de la masa rocosa en el Manto Anita.....	45
Tabla 11. Aberturas máximas para las excavaciones permanentes	49
Tabla 12. Evaluación del ESR (Índice de soporte de la excavación).....	49
Tabla 13. Sostenimiento para labores de avance permanente	52
Tabla 14. Sostenimiento para labores de avance temporales	53
Tabla 15. Longitud de pernos en función de la altura del bloque y tipo de perno	56
Tabla 16. Tipo de perno vs temporalidad y calidad del macizo rocoso	57
Tabla 17. Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.....	59
Tabla 18. Configuración de la estabilidad del Tajo	69
Tabla 19. Configuración de la estabilidad del modelamiento	74
Tabla 20. Parámetros para la clasificación de la geometría del yacimiento.....	75
Tabla 21. Parámetros geomecánicos	78
Tabla 22. Geometría del yacimiento y distribución de leyes.	79
Tabla 23. Características geomecánicas del mineral.	80
Tabla 24. Características geomecánicas de la caja techo.	80
Tabla 25. Características geomecánicas de la caja piso.	81
Tabla 26. Cut Off operacional de la Mina Islay.	82
Tabla 27. Resultados del Procedimiento Numérico de Selección.....	83
Tabla 28. Resumen de fórmulas para el diseño de pilares	89
Tabla 29. Parámetros geotécnicos del yacimiento.....	91
Tabla 30. Configuración de la estabilidad del modelamiento	97

Tabla 31. Porcentaje de dilución y recuperación.....	99
Tabla 32. Parámetros de perforación.....	106
Tabla 33. Parámetros de Voladura.....	106
Tabla 34. Sostenimiento de Labores.....	108
Tabla 35. Ratios para Chimenea.....	113
Tabla 36. Calidad del macizo rocoso del Manto Anita.....	115
Tabla 37. Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.....	115
Tabla 38. Dimensionamiento de tajeos para el Manto Anita.....	116
Tabla 39. Dimensionamiento de tajeos para el Manto Anita.....	116
Tabla 40. Resultados del Procedimiento Numérico de Selección.....	117
Tabla 41. Parámetros de perforación.....	117
Tabla 42. Ratios para Chimenea.....	118

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Clasificación de métodos de minado según Boshkov and Wright.....	5
Figura 2. Clasificación de métodos de minado según Harman	6
Figura 3. Plano de Ubicación y Acceso de la Mina Islay.....	8
Figura 4. Columna Estratigráfica Regional.	12
Figura 5. Esquema idealizado de minado sublevel Stopping.....	31
Figura 6. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes.....	51
Figura 7. Longitud efectiva de anclaje de perno	57
Figura 8. Metodología de diseño que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo rocoso ...	61
Figura 9. Factor de Orientación de Juntas, B	65
Figura 10. Factor de Ajuste Gravitatorio, C.	66
Figura 11. Radio Hidráulico (RH).....	66
Figura 12. Gráfico de estabilidad extendido de Matheus (C.Mawdesley, R.Trueman, 2001)	68
Figura 13. Estado actual general para modelar en sección transversal A-A'	71
Figura 14. Modelamiento tenso deformacional en la sección transversal A – A'	71
Figura 15. Modelamiento tenso deformacional luego de 8 mts de altura de puente.	72
Figura 16. Modelamiento tenso deformacional luego del relleno.	73
Figura 17. Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD.	77
Figura 18. Representación de las escalas de trabajo.....	87
Figura 19. Comparación de fórmulas que utilizan W para predecir pilares estables	90
Figura 20. Cálculo del Factor de Seguridad según Hardy and Agapito y Salomón	93
Figura 21. Sección transversal a simular en su estado actual.....	94
Figura 22. Modelamiento tenso deformacional en su estado actual.....	95
Figura 23. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del SN (-) 500 2W con respecto al SN (-) 500 W con dimensión de pilar de 6.0m y cámara de 5.5mts y con sostenimiento malla + Split Set 1.2x1.2m.	95
Figura 24. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del Proyecto SN (-) 400E con respecto al SN (-) 500 1W con dimensión de pilar de 6.0m y cámara de 5.5mts y con sostenimiento malla + Split Set 1.2x1.2m.	96
Figura 25. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del Proyecto NV375 con respecto al Proy. SN intermedio con dimensión de pilar de 5.1m y cámara de 5.5mts con sostenimiento malla + Split Set 1.5x1.5m.	96

Figura 26. Labores de desarrollo	102
Figura 27. Preparación de subniveles	103
Figura 28. Preparación de cámaras y pilares	103
Figura 29. Labores de preparación	104
Figura 30. Malla de perforación y secuencia de salida de retardos	105
Figura 31. Estándar Sección Típica – Subnivel 3.2m x 3.8m	107
Figura 32. Malla de perforación del Slot (Sección 1.5m x 1.5m)	110
Figura 33. Malla de voladura del Slot (Sección 1.5 x 1.5 m).....	112

INTRODUCCIÓN

En los últimos años la minería ha comprobado un incremento a nivel nacional e internacional, por ello se ha acudido en mucha inversión para las investigaciones, buscando mejores métodos que cooperen a una reducción de costos en operaciones y menor duración en los desarrollos, por eso hemos ido indagando y empleando procedimientos de elección de métodos de explotación que nos avalen la buena elección del método de minado siguiendo el parámetro geológico, geomecánico y económico, ya que antes se utilizaba experiencias en mineras de mismas características para las selecciones de métodos de explotaciones.

A la buena capacidad en esta investigación, lo primordial es la selección de buena metodología en explotaciones óptimas; pues ello nos llevará a reducir el costo operativo y consecuentemente la mejor producción.

Es por ello que la meta primordial que busca este estudio es elegir un buen método para el minado para el Manto Anita en la Unidad Minera Islay, tomando en consideración el aspecto técnico y económico-financiero.

Dentro del capítulo I se presentará el planteamiento del problema, dentro del capítulo II el marco teórico, y en el capítulo III la metodología de la investigación, en el capítulo IV la presentación, análisis e interpretación de resultados, y finalmente en el capítulo V los resultados y discusiones.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Definición del Problema

La Unidad Minera Islay de Compañía Minera Volcán S.A.A posee un mineral económico de cabeza que posee plata, plomo y zinc, las cuales son extraídas mediante forma mecanizada, específicamente en el sector de mantos y vetas. Es por esa razón que se ejecutaron las tareas de desarrollo y distintas investigaciones para decidir el método más óptimo y económico para extraer el mineral en los distintos sectores del yacimiento.

Por esta razón la eficacia de usar recientes procedimientos que nos ayuden a efectuar una elección apropiada del método de explotación considerando las particularidades del yacimiento, teniendo en cuenta su posibilidad económica y seguridad, para que de este modo aumente la producción y aminorar los costos de operación. Aparte de ello, examinar las labores de preparación y explotación del método de explotación escogido, con el objetivo de usar los conocimientos aprendidos en otros proyectos dentro de la U.M. Islay.

1.2 Formulación del Problema

1.2.1 Problema General

¿De qué manera la selección y análisis del Método de Explotación, influye en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay – Volcan Compañía Minera S.A.A.?

1.2.2 Problemas específicos

- a) ¿En qué medida un estudio geomecánico adecuado de la zona influye en la selección del método de explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.?
- b) ¿En qué medida el análisis del método de explotación seleccionado influirá en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.?

1.3 Objetivos de la Investigación

1.3.1 Objetivos general

Determinar que la selección y análisis del método de explotación influye en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Determinar en qué medida un estudio geomecánico adecuado de la zona influye en la selección del método de explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.
- b) Evaluar en qué medida el análisis del método de explotación seleccionado influirá en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.

1.4 Justificación e Importancia del Proyecto

1.4.1 Justificación

Convenientemente a las aplicaciones en criterio económico, nos corresponde elegir y estudiar un método de explotación óptimo que posibilite lograr mejor rendimiento en las producciones a menor valor y también mayor seguridad en la

operación respectiva; además el estudio de las aplicaciones de éstos, resalte en consecuencia datos que nos ofrezcan utilizar para futuros planes.

1.4.2 Importancia

La calidad en este estudio arraiga en las aplicaciones de metodologías sistematizadas fundamentadas en investigaciones geomecánicas, más aún en reglas económicas dirigidos a buscar un buen método de explotación seguro; para que más adelante nos ayude como experiencia y podamos tomar decisiones en futuras estructuras mineralizadas.

1.5 Delimitación de la Investigación

1.5.1 Delimitación Espacial

Este estudio de investigación se establecerá en torno a la mina de Volcan Compañía Minera S.A.A., concretamente en la U.M. Islay, que se encuentra en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco, departamento de Cerro de Pasco.

1.5.2 Delimitación Temporal

La investigación se realizó durante el año 2018 en el cual se efectuaron diferentes métodos de explotación en distintas áreas de la U.M. Islay.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes

Los diseños de las minas tienen múltiples aspectos y objetivos, donde lo primordial es encontrar uno óptimo que genere mayor seguridad, productividad y menor costo en su ejecución, evaluando anticipadamente todos sus parámetros geológicos. Barreto (2016) concluye. “Una pieza clave de toda transformación de sistemas de explotación minera está en los factores geológicos y geomecánicos, tanto por los que hoy se tienen, o por los factores que se encontró o posiblemente se encontraran en el futuro” (p. 75). Algo muy importante es evaluar constantemente los factores geomecánicos, ya que con ello vemos el comportamiento respectivo de la masa rocosa donde se ejecutaran los próximos trabajos.

Otro de los factores fundamentales es observar detalladamente las características del yacimiento y ver cuáles de ellos son requisitos para la aplicación de los distintos métodos de explotación subterránea. Boshkov y Wright (1973) mencionan. “Usa descripciones de potencia, buzamiento, resistencia del mineral y cajas para

seleccionar el método de explotación para el minado de los diferentes yacimientos mineros, primeramente, se identifica métodos comunes para aplicar en idénticas condiciones” (p. 111). Esta clasificación provee cuatro métodos aplicables, que se pueden ver en la figura siguiente:

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 Shirinkage 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 Shirinkage 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
		Wk	Wk or Stg	Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods

Figura 1. Clasificación de métodos de minado según Boshkov and Wright
Fuente: Mining Handbook SME

Para elegir los métodos de explotación para el minado de los diferentes yacimientos mineros, ejecutan un flujo de desarrollo de elección, basados en geometrías y la condición geomecánica. Este procedimiento es idéntico al planteado por Boshkov y Whright, lo cual utilizan métodos un poco más específicos, tal como se muestra en el siguiente gráfico.

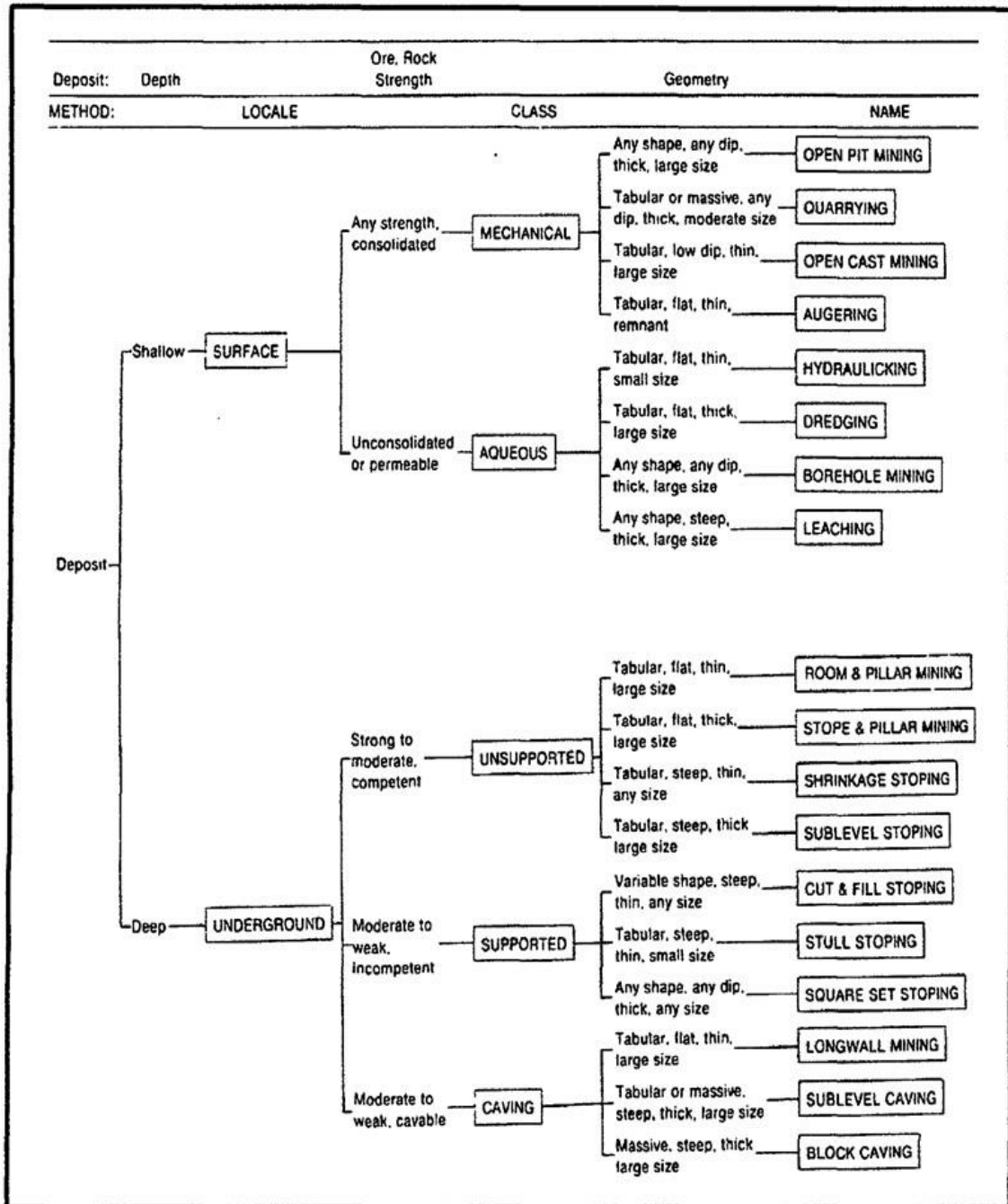


Figura 2. Clasificación de métodos de minado según Harman
Fuente: Mining Handbook SME.

Como se muestra en las imágenes arriba, para elegir un buen método de explotación para el minado se debe seguir un proceso adecuado, primeramente identificando los factores geológicos, características del yacimiento y ver en cuál de los tantos se adecua más sus características respectivas. Gerónimo (2018) afirma:

Detalladamente un plan de implementación de minado, para lo cual se realiza una evaluación de la actual postura de los factores geológicos y geomecánicos del yacimiento; especifica como ejecutar el plan de minado, desarrollando una previa evaluación de riesgos y vulnerabilidades a los que está expuesta la mina, luego desarrollan estándares con el fin de contar con una guía para la implementación. (p. 32).

Cuando se estudia el método seleccionado, se debe tomar en cuenta principalmente la seguridad, tanto para los equipos y personal que trabajaran dentro de ella, aparte de ello la productividad y rentabilidad económica.

2.1.1 Generalidades

2.1.1.1 Ubicación

La Mina Islay, como parte del importante distrito minero Animón – Huarón, se emplaza en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales Peruanos, en el departamento de Cerro de Pasco, provincia de Pasco y distrito de Huayllay. La Mina Islay se encuentra a 5.3 Km en línea recta al NW de la Mina Animón, a una elevación de 4,600 m.s.n.m.; su ubicación geográfica está dentro de las Coordenadas:

- o Norte: 8'742,877.88
- o Este: 339,946.71

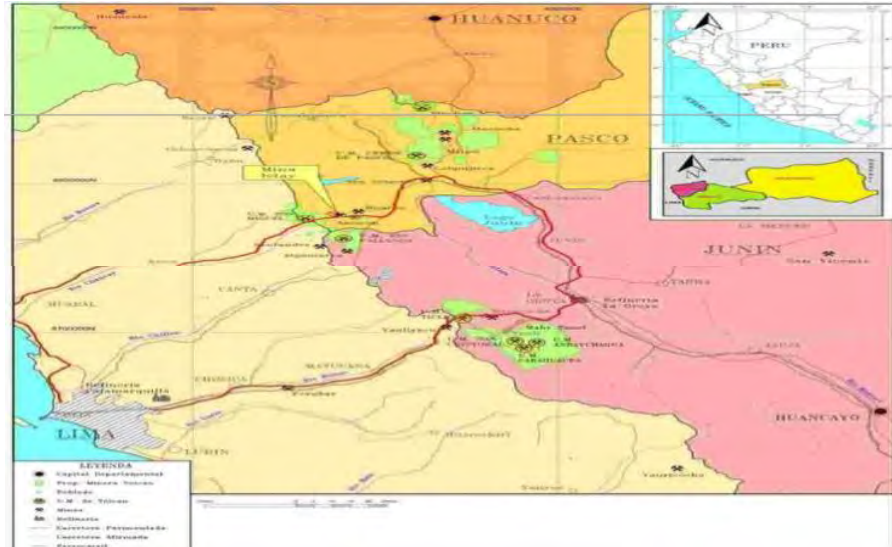


Figura 3. Plano de Ubicación y Acceso de la Mina Islay
Fuente: Volcan Compañía Minera S.A

2.1.1.2 Acceso

El camino primordial desde la ciudad de Lima hasta el lugar de estudio es por tres rutas principales:

Lima – Oroya – C. de Pasco – Animón	--> 304 Km --> 7h
Lima – Huaral – Animón	--> 225 Km --> 6h
Lima – Canta – Animón	--> 219 Km --> 6h

A partir de la Mina Animón, se llega a través de una trocha carrozable que pasa por Huarón, conduce al anexo de Huaychao y luego a la Mina Islay. Se emplea un tiempo de 35 minutos.

2.1.1.3 Geomorfología

La mina está situada en la zona central de la cordillera andina, a 4600 msnm, los relieves de dolinas con ambientes lagunares, indican una anisotropía producto de esfuerzos naturales en el modelamiento del relieve superficial.

La geomorfología tipo Meseta cuyo modelamiento principalmente se ha debido a la acción glaciaria, evidenciado por la presencia de colinas y lomas de pendientes moderadas que también han sido modeladas por la acción pluvial, también hay evidencia de un modelamiento fluvio glaciario y fluvio pluvial, evidenciado por la presencia de las terrazas casi horizontales modeladas por las escorrentías producto del deshielo y de las lluvias, que circundan en las zonas Norte y Oeste de las colinas y lomas.

La presencia de la Laguna Shegue en la zona Sur y Este del yacimiento indica la zona de menor cota en el lugar y por tanto presencia de una depresión que funciona como pequeña cuenca en el que todos los agentes modeladores (glaciario, lluvias) han derivado sus productos resultantes de la erosión. En los flancos de este lago y de los cauces de las escorrentías hay depósitos morrénicos.

Existen también depósitos cuaternarios de acumulación del tipo eluvial (ubicada in situ, sobre la masa rocosa), deluvial (ubicados en las laderas de las colinas) y coluvial (ubicados al pie de las elevaciones). En estos depósitos, distribuidos sobre gran parte del yacimiento, se han desarrollado bofedales.

2.1.2 Geología

2.1.2.1 Geología Regional

Las capas rojas de la Formación Casapalca y los productos efusivos del Volcánico Calipuy, son los grupos litológicos predominantes. Los primeros se depositaron entre el Cretácico Superior al Terciario Inferior, como consecuencia del levantamiento de los Andes al inicio de la Orogenia Andina. Consisten de depósitos molásicos de ambiente

continental, en cuencas lacustrinas formadas por el retroceso de los mares; están representadas por areniscas, areniscas conglomerádicas, margas, siltitas, lutitas calcáreas y lentes de calizas; se presentan con coloraciones rojizas, verdosas y violáceas; importantes horizontes de conglomerados se encuentran en la parte inferior y media. En la parte superior de la secuencia, es conspicua la ocurrencia de calizas oscuras a beige de grano fino y presencia de chert oscuro; las calizas se dan como lentes y horizontes, intercalados entre las margas y areniscas.

Cubriendo en discordancia a las Capas Rojas, se tiene productos efusivos lávicos, tufáceos y tobas, variando en composición de andesitas a dacitas y riolitas, con texturas afaníticas y porfiríticas, en tonalidades grises, verdosas, violáceas y marrones; adicionalmente se han reconocidos niveles aglomerádicos con algunos clastos sedimentarios, los cuales presentan algún grado de asimilación. La secuencia descrita pertenece a la Formación Calipuy de edad Terciario Medio. Tobas tipo ignimbritas ocurren como remanentes cubriendo a las anteriores, cuya edad sería pleistocénica, depositada sobre la superficie “Puna” esta última modelada en el Plioceno.

Un último evento importante es la glaciación del Pleistoceno, que modeló el paisaje actual, erosionando y formando los numerosos lagos y lagunas.

Estratigrafía.- La Formación Jumasha de edad Cretácico Medio - Superior, tiene calizas grises, es un buen metalotecto (albergue de mineral). En esta Formación se emplazan los prospectos de Carhuacayan Pb, Zn, Cu, Ag, y Carhuacayan Pórfido de Cu, Au. Los minerales

principales son: esfalerita, galena, sulfosales de plata – cobre, enargita, psilomelano, rodocrosita, cuarzo, calcita, pirita, estibina, calcopirita, bornita, y escasa luzonita y pirargirita. En esta Formación también se han encontrado yacimientos tipo Skarn.

Las minas Islay y Animón se emplazan en las Capas Rojas del Grupo Casapalca que suprayace a la Formación Jumasha. Regionalmente el yacimiento de Islay se emplaza en el Grupo Casapalca (Capas Rojas) de edad Cretácico Superior al Terciario Inferior, constituido por margas, areniscas rojas, conglomerados y niveles de calizas. También en este Grupo se ubican las minas Alpamarca, Huarón y Animón. Se postula que varios de los prospectos ubicados en el Volcánico Calipuy en profundidad tendrán mineralización en las Capas Rojas.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA REGIONAL					
ERAS	PERIODO	SERIE	ESCALA ESTRATIGRAFICA	DESCRIPCION LITOLOGICA	
CENOZOICO	TERCIARIO	CUATERNARIO	SERIES VOLCANICO SEDIMENTARIAS Y VOLCANICOS		-TUFOS SOLDADOS DEL BOSQUE DE ROCAS, HUAYLLAY (Fm. BOSQUE DE ROCAS)
		HOLOCENO			FORMACION YANTAC VOLCANO - SEDIMENTARIOS
		PLEISTOCENO			- TRAVERTINO CALERA, CARHUACAYAN Y AGUAS TERMALES
		PLIOCENO			- FORMACION CALIPUY, LAVAS, FLUJOS PIROCLASTICOS STOCK ANDESITICOS, DACITICOS, DOMOS RIOLITICOS
		MIOCENO			- FORMACION ABIGARRADA, CAPAS ROJAS SUPERIORES
		OLIGOCENO			ARENISCAS CON ELEMENTOS VOLCANICOS
		EUCENO			CONGLOMERADOS
PALEOGENO	CALIZAS				
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	SERIES SEDIMENTARIAS	- FORMACION CAPAS ROJAS (CASAPALCA) PELITAS, MARGAS, ARENISCAS CONGLOMERADOS, CHERT	
		INFERIOR		- FORMACION CELEDIN, CALIZAS, MARGAS (ESCASAS EN EL AREA)	
	JURASICO	SUPERIOR		- FORMACION JUMASHA, CALIZAS GRISES (METALOTECTO)	
	INFERIOR	- FORMACION PARIATAMBO (-100m. Pot.) CALIZAS CON CAPAS DE CARBON BITUMINOSO (ASFALTITAS)			

Figura 4. Columna Estratigráfica Regional.

Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A

2.1.2.2 Geología Local

Geológicamente la Mina Islay se encuentra en el complejo metalogénico de Huarón, cuya área corresponde a un ambiente sedimentario con depósitos de cobertura superficial por volcánico-sedimentarios; donde predominan las rocas clásticas y volcánico-clásticas; la ocurrencia es en estratos sub horizontales de margas y tobas dacíticas; la alteración regional es intensa, con diferentes grados de alteración hidrotermal.

El Complejo metalogénico Huarón, está compuesta por los siguientes sistemas de mineralización: Sistema Huarón, Sistema Animón, Sistema Islay. El Sistema Islay influye en la Mina Islay, por lo tanto, es detallada a continuación.

Sistema Islay.- El sistema Islay es un yacimiento epitermal, cuyo horizonte guía es la calcita; que tiene una morfología de un gran cimoide, donde se encuentran varias estructuras entre ellas: Veta Islay, Veta Islay Piso, Veta Lizeth, Veta Sur y Manto Anita principalmente.

Veta Islay.- La estructura es un relleno de una fractura abierta en casi su totalidad de esfalerita, galena argentífera, rodocrosita, calcita, dolomita, cuarzo y rodonita; donde se observan diferentes texturas: de brecha, crustiforme, bandeamientos y textura masiva. Siendo la principal en brechamiento y craquelamiento en bandas sub verticales, con diseminación de sulfuros.

El rumbo de la veta tiene una orientación entre N 35-55°W y un buzamiento predominante de 75° SW en promedio que presenta inflexiones por tramos de un lado a otro; la estructura mineralizada ha sufrido fallamiento geológicos post- mineral con pequeños desplazamientos normales y sinestrales con rumbo N35°W. La

mineralización principal es de plata y está constituida por galena argentífera, esfalerita en microvenillas y pequeñas concentraciones en la calcita y en forma diseminada en la rodocrosita rosada. Los minerales de ganga que acompañan a la mineralización son: rodocrosita, calcita, dolomita, pirita, rodonita, cuarzo, y trazas de óxidos. Desde el punto de vista geoeconómico la veta Islay es la principal de este sistema hidrotermal, tiene una longitud de alrededor de 450 m siendo económico 250 m con una potencia promedio de 1,50 m (en algún tramo llega hasta 10,00 m de ancho) y una profundización de la mineralización reconocida por taladros diamantinos de hasta los 160 m.

Veta Islay Piso.- La estructura es prácticamente similar a la Veta Islay pues viene a ser la continuidad más importante de la anterior luego de una bifurcación menor ,también constituye un relleno de una fractura abierta en casi su totalidad rellena de carbonatos como rodocrosita ,calcita acompañados de diseminaciones y venillas de sulfuros y otros como esfalerita, galena argentífera, sulfonales de plata, cuarzo y rodonita; donde se observan diferentes texturas: de brecha, crustiforme, bandeamientos y textura masiva.

El rumbo de la veta tiene una orientación entre S 15-41°E y un buzamiento predominante de 65-75° SW, y actualmente se tienen reconocidos como recurso mineral 450 metros y confirmados como reservas 350 metros en 2 niveles.

En las proximidades a la veta Islay, se presentan otras estructuras como: Vetas Shegue, Ramal1, Ramal 2, Ramal 3, Vetilla Tensional Paralela, y entre brechas hidrotermales que deben ser evaluadas,

geológica y estructuralmente. Litológicamente el área de la Mina está conformada por lo siguiente:

o **Rocas Volcánicas**

Tufos Dacíticos.- El Cerro Jatungalaj, está conformado íntegramente por tufos blanco grisáceos a tufo lavas de composición dacítica; los fenocristales observados son plagioclasas anhedrales y cuarzo subredondeado hasta de 3 mm hialino, en una matriz blanquecina; deleznable. Gran parte de los afloramientos han sido alterados por la ocurrencia de mineralización en vetillas y diseminados. Otras ocurrencias a manera de remanentes sobre las Capas Rojas, se observan en el sector norte cubriendo a las calizas, y al sur de la mina, por el límite del proyecto. Por el contenido de mineralización, debe corresponder al Volcánico Calipuy del Terciario Medio.

Otro afloramiento con las mismas características litológicas se encuentra a 1.5 km. Al este de Mina Islay, pero aquí muestran pseudo-estratificación y están basculadas 18° al SW y no contienen ningún tipo de mineralización. Su edad debe ser Pleistocénica.

Lavas Andesíticas.- Importantes afloramientos se tienen en el sector Este del Proyecto, consisten de mantos lávicos fuertemente fracturados. La composición es andesítica, de textura porfirítica con fenocristales de 2 a 3 mm., de plagioclasa anhedral y máficos de tamaño fino; los colores varían de grises a violáceos, los afloramientos que se dan en la Concesión, se encuentran teñidos por óxidos de fierro, resultado del intemperismo de la piritización y

limonitas transportadas de las estructuras mineralizadas que hospedan. Corresponden igualmente al Volcánico Calipuy.

Finalmente es importante señalar, la notable presencia de cobertura cuaternaria, que cubre aproximadamente el 70% del área de la Mina. Sus potencias son variables y en ellas se han desarrollado persistentes bofedales.

○ **Rocas Intrusivas**

No se tienen afloramientos conspicuos. Al Este de la Mina Islay, al inicio de la pila volcánica andesítica, aflora una roca porfídica, con fenocristales de plagioclasa de grano fino en masa afanítica blanca, aflora en la base de la secuencia volcánica, claramente relacionada a fallas de rumbo de las que forma parte a modo de diques; sin embargo, no existe un límite claro con las andesitas adyacentes, porque éstas por alteración sufren blanqueamiento. Se relacionarían a un intrusito mayor subyacente, al cual se ligaría las vetas y vetillas de cuarzo que ocurren con profusión en estos volcánicos.

En Mina Islay se ha encontrado delgados sills, de composición pórfido dacítico con pirita diseminada. Podría estar relacionada al intrusito descrito en el párrafo anterior, ya que la distancia a éste es de 500 m.

2.1.2.3 Geología Estructural

Comprende los elementos estructurales que controlan la estabilidad de las excavaciones subterráneas, en las que contemplamos la orientación de los estratos, pseudo estratos, fallas geológicas, pliegues y discontinuidades.

La influencia de los planos de discontinuidad sobre la estabilidad de las excavaciones depende de su orientación, número de familias, espaciamiento y características entre sí.

Las discontinuidades y sus características son los parámetros que ejercen mayor influencia en las propiedades del macizo rocoso, por lo que, en las estaciones micro tectónicas consideramos estos aspectos como las más importantes, juntamente con la rugosidad, continuidad, separación, alteración de las cajas y propiedades de relleno.

Las evidencias de fallamiento se encuentran en las unidades volcánicas, al oeste de veta principal del yacimiento, la veta Islay, en donde está presente un sistema de fallamiento N 40°– 60° E, con buzamientos de alto ángulo al oeste como respuesta a esfuerzos compresivos NE con una componente horizontal del tipo sinextral. La falla principal aflora en los 4300 m.s.n.m., perdiéndose por la cubierta cuaternaria. Las fallas presentes en el yacimiento presentan anchas zonas de brechamiento, con componentes fuertemente silicificados y con manifestaciones de mineralización.

Las fallas en los sedimentarios, tanto en superficie como en labores son confusas y perturban a las secuencias sedimentarias, las fallas han sufrido movimiento antes y después de la mineralización, siendo importante el fallamiento pre-mineral, ya que algunas vetas se emplazaron a lo largo de los planos de fallas.

En base a la correlación de las perforaciones se observa claramente una a dos fallas de alto ángulo de buzamiento del tipo inverso afectando a casi toda la secuencia sedimentaria, el cual es posterior a

la mineralización inclusive, porque está afectando a las vetas presentes en el yacimiento.

2.1.2.4 Geología Económica

Las actividades del prospecto en el lugar es famosa hace años atrás, según el cálculo estimado nos da 905,955 toneladas de reservas entre probado y probable, produciendo en la actualidad concentrados de (Ag-Cu) (Ag-Pb) y Zn. El cuerpo minado mayormente se presenta en vetas y mantos respectivamente. Se ha observado 15 yacimientos mineralizados, entre vetas y mantos, ubicado en margas rojas en su mayoría.

a) Mineralización

Es un proceso que sucede en el suelo fundamentalmente de origen biológico de transformación de desperdicios animales y vegetales en sustancia mineral inorgánica. Cajaleón (2018) menciona. “La geometría de los depósitos del yacimiento de Islay están constituidos por estructuras vetiformes (vetas), cuerpos mineralizados (bolsonadas) y afloramientos” (p.80). Estas estructuras contienen minerales de alta ley, que el objetivo es extraerlas para poder comercializarlas.

o Cuerpos Mineralizados (Bolsonadas)

Es la mezcla de mena y ganga y se puede ubicar en la superficie o en profundidad. Cajaleón (2018) menciona. “Las bolsonadas o cuerpos mineralizados se ubican en la parte Norte de la Veta Islay” p(81). En la unidad minera Islay hay varios yacimientos que se presentan en forma de cuerpos respectivamente, estos contienen mayor reserva mineral y dan alta productividad.

○ **Afloramientos**

El afloramiento es la zona en el cual brota al área del terreno algún mineral o masa rocosa que se encontraba por debajo del suelo.

En Islay el reconocimiento y cartografía de mantos se ha realizado en superficie al Este de la Veta Islay, también hay labores y sondajes diamantinos. El afloramiento ubicado es una isla de caliza silicificada, se postula que es un horizonte de un manto, la observación minuciosa indica que tiene rumbo N45°W y buzamiento 60°SW, presenta venillas de cuarzo y calcita, puntos de galena y esfalerita. Los minerales se encuentran fuertemente lixiviados. (Cajaleón, 2018, p.85)

Cabe mencionar que la mayor parte de yacimientos en la Unidad minera Islay se descubrieron mediante los afloramientos que se encontraron en la superficie, ya que fueron de gran ayuda para su descubrimiento.

b) Reservas Minerales

Criterio en las Cubicaciones: Se estableció por Cut-Off (36.15 \$/TM) clasificándose en reserva mineral probable y probada, en correlación al nivel de precisión analizado en su ocurrencia y cuyo desarrollo y preparación están adelantadas, su remoción se considera como asequible en pequeño y/o medio plazo, a continuación, detallaremos la cantidad de una de ellas presentes en la unidad minera Islay.

Tabla 1.

Resumen de Reservas Mina Islay – junio 2019

Clase	TMS DIL.	P.E	A.Veta	A.Minado	% Dil.	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag	\$ VPT
Probado	333,721	2.74	7.52	7.73	16.01%	0.06	0.87	2.40	7.01	106.54
Probable	572.234	2.71	5.02	5.06	20.71%	0.05	0.79	1.91	7.22	104.24
Total TMS	905,955	2.72	5.94	6.38	18.98%	0.06	0.82	2.09	7.14	105.09

Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A

Tabla 2.

Resumen de Reservas Mina Islay – junio 2019

Clase	TMS	P.E	A.Veta	% Cu	% Pb	%Zn	Oz Ag
Medido	222,236	2.61	4.29	0.03	0.45	0.87	3.32
Indicado	888,682	2.64	5.47	0.02	0.31	0.78	3.08
Inferido	3,677,816	2.71	6.96	0.04	0.66	1.41	5.23
Total TMS	4,782,735	2.7	6.56	0.04	0.59	1.27	4.74

Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A

2.1.3 Geomecánica

2.1.3.1 Introducción

En las siguientes líneas detallaremos los estudios geomecánicos que se ejecutaron en el área de Mantos, dando mucha importancia en el Manto Anita; de la presente investigación se obtendrá medidas muy eficientes para poder aplicarlas en la selección óptima de los métodos de explotaciones.

2.1.3.2 Características del Yacimiento

Al empezar las evaluaciones geomecánicas, se detallan muchas especificaciones como: geométrica, orientaciones y buzamientos del Manto Anita. El manto promedio que presenta es de 25°, este

es irregular pues en algunas zonas inflexiona a buzamiento $>25^\circ$ así como también menor a este ángulo. Aparte de ello presenta una potencia promedio de 4 metros y una ley de Ag 5 a 14 Oz/Ton y Zn de 3%.

2.1.3.3 Caracterización Geomecánica

El objetivo de la caracterización geomecánica es analizar la conducta del macizo rocoso en forma cualitativa, para el cual se recurre a los criterios de clasificación geomecánica, basados en el dominio estructural de las rocas, donde consideramos el espaciamiento de fracturas, aberturas, rugosidad de planos, relleno de fisuras, grado de alteración de las rocas, entre otros.

Para este trabajo consideramos estaciones micro tectónicas, en las galerías ya desarrolladas de los diferentes niveles y la Rampa de acceso; además, la evaluación de los testigos diamantinos realizados; donde consideramos los siguientes aspectos:

- **Aspectos Morfológicos:** La morfología de la estructura mineralizada es una de las más importantes para la determinación del método de minado, esta tiene una irregularidad en toda su longitud tanto horizontal como vertical. La sinuosidad, es variable desde centímetros hasta metros, como también los anchos de la veta que van desde 0.80m hasta 10.00m, que algunos tramos tienen entrantes a las cajas que son pequeños simoides y que tienen que ser evaluados minuciosamente previo a los trabajos de explotación.
- **Aspectos Litoestratigráficos**

La estructura mineralizada está localizada en una serie de rocas sedimentarias y volcánicas en la parte superior, estas muestran una gran diferencia en cuanto a sus propiedades geológicas ingenieriles, que hacen que la roca no presente características uniformes y apropiadas para la excavación.

Es notable el halo de silicificación en las rocas encajonantes próximas a la estructura mineralizada; que se ha formado por eventos múltiples de soluciones silíceas a lo largo de fracturas, que en algunos casos se encuentran como relleno de las mismas, dando a las cajas una mayor resistencia por silicificación.

La silicificación no es homogénea en todas las rocas encajonantes, los anchos son variables que van hasta 35m de ancho, dependiendo de los tipos de rocas emplazadas, es mayor en las margas y menor en las volcánicas por su naturaleza plástica.

- **Aspectos Estructurales**

Elementos estructurales que controlan la estabilidad de las excavaciones subterráneas, en las que contemplamos la orientación de los estratos, pseudo estratos, fallas geológicas, pliegues y discontinuidades.

La influencia de los planos de discontinuidad sobre la estabilidad de las excavaciones depende de su orientación, número de familias, espaciamiento y características entre sí.

Las discontinuidades y sus características son los parámetros que ejercen mayor influencia en las propiedades del macizo rocoso, por lo que, en las estaciones micro tectónicas consideramos estos aspectos

como las más importantes, juntamente con la rugosidad, continuidad, separación, alteración de las cajas y propiedades de relleno.

- **Aspectos Geodinámicos**

Los fenómenos geodinámicos que pueden tener cierta influencia en la explotación, en la estabilidad de las excavaciones subterráneas y en ámbito circundante a la mina son; derrumbes, caída de rocas y procesos erosivos.

Después de evaluar los distintos aspectos mencionados líneas arriba, se concluyó lo siguiente en cuanto a la evaluación geomecánica del yacimiento del manto Anita, se tiene según las condiciones estructurales y superficiales del comportamiento del macizo rocoso como F/R y MF/R, condicionados por fallas y fracturas cerradas y otras abiertas 0.05m con relleno de arcilla predominante que atraviesa toda la caja techo que tiene un comportamiento con formación de estratos de 0.45 m con litología de marga gris levemente silisificada y cloritizada, estos dominios estructurales paralelas que forman lajas, produce inestabilidad y concentración de esfuerzo en la caja techo de forma tabular.

2.2 Bases Teóricas.

Existen tres áreas principales de parámetros de selección de métodos:

- Las condiciones naturales, la capacidad de la empresa y la política pública.

2.2.1 Parámetros de Selección de Métodos de Explotación.

Los parámetros de selección de los métodos de explotación son de fundamental importancia, ya que gracias a ellos se realiza la elección respectiva, para posteriormente tengamos buenos resultados en su aplicación. Gerónimo (2018)

menciona. “Los parámetros requieren de una doble proyección entre la geografía y la geología. La capacidad de la empresa está basada en la ingeniería fiscal, laboral y gestión de los recursos, asimismo, el nivel de inversión, rentabilidad y experiencia” (p. 50). Aparte de ello es necesario que la empresa evalúe su capacidad de inserción de dinero en cada método seleccionado, viendo si este le dará la rentabilidad esperada.

Tabla 3.

Parámetros de selección

Categorías primarias (Dependencia) secundarias	Categorías
Condiciones Naturales (Invariantes)	<ul style="list-style-type: none"> • Geografía • Geofogía • Ingeniería económica
Capacidades de la compañía (Variante)	<ul style="list-style-type: none"> • Administración de negocios • Aspectos monetarios • Aspectos de Gerencia
Política Publica (Semivariante)	<ul style="list-style-type: none"> • Regulaciones • Impuestos • Contratos • Incentivos
Situación de la técnica (Ingeniería de Minas)	<ul style="list-style-type: none"> • Distinciones sobresalientes • Sistemas totales (Diseño/Control) • Espacios Forzados (y regulado) • Practicas de Administración y Evaluación) • Profesionalismo

Fuente: Mining Handbook SME.

2.2.2 Elementos Principales de los Métodos de Explotación Subterránea Caja

Techo.

Es fundamental mencionar que uno de los elementos principales durante la ejecución de los métodos de explotación subterránea vine a hacer la caja techo, ya que esta soporta toda la carga del material que fue extraído en el nivel inferior a este.

El techo de la labor o también llamada caja techo se diferencia del techo, por la carga decisiva transmitida entre los elementos de la sobrecarga y pilares. La parte de la corona puede ser explotada o poner soporte ligero y artificial. La caja techo tiene como definición que es el primer plano cualificado de la fractura, si este es menos competente el soporte artificial puede tenerlo estable, sino es así, la caída o hundimiento se puede evitar y no tener incidentes.

Cabe mencionar que las cargas de los cuerpos varían mucho, pero las cargas del borde, las que fueron resultado del excedente peso se consigue convertir (la presión de arco). La caja techo con frecuencia es amplio que nos permite ejecutar una bóveda por debajo de $1/5$, para así tener mayor estabilidad.

Pilar.- Estos son utilizados como soporte para la caja techo y su peso respectivo, fundamentalmente cuando estas actúan en la parte alta de la labor, el material de este fundamentalmente es el propio mineral, en pocas oportunidades los remanentes se integran dentro de esta. Estos pilares tienen que ser muy fuerte y rígida, una característica que frecuentemente no es tomada. Si estos no están lo suficientemente rígidos, pero si fuertes, el techo puede desprenderse y hundirse sobre los pilares independientes. Cabe mencionar que la relación de la recuperación con la esbeltez mínima de los pilares son inversamente proporcionales.

En los yacimientos horizontales la minería es clara, como por ejemplo la potencia del carbón muestra esta relación y es una característica fundamental para la clasificación. Pero en los depósitos que se presentan masivamente, incluyendo rocas fuertes, forma pilares aislados de valor dudoso. El coeficiente de esbeltez tiene que estar cerca de 10/1 para el carbón y de 1/3 para la roca.

Para separar los tajos verticales en roca dura se usan los pilares verticales, donde se utiliza métodos tabulares verticales, métodos inclinados, cuando también se trata de un terreno estable, estos se rellenan posterior al minado para brindarles una estabilidad mayor a lo largo del tiempo.

Sucede que existen depósitos masivos conjuntamente con capas de roca débiles, para esta situación es necesario el hundimiento, estos se ejecutan por hundimiento de bloques o ascensores horizontales.

Por lo general el hundimiento necesita un periodo de 9m, un óptimo manejo de drenajes, presenta peligros de recuperación y/o dilución pobre, superficies débiles no uniformes, trabajan similar que los pilares irregulares.

Relleno.-generalmente viene a ser una combinación de arena que se forma por los residuos que fueron triturados, de agua y cemento, este es introducido mediante tapado, inclinado o en rebanadas tabulares. Al momento que este es drenado y secado, este brinda una resistencia al movimiento de la tierra, fundamentalmente a las paredes o pilares.

Este en uso mayoritariamente en la totalidad de los procedimientos de hundimiento, se desarrolla frecuentemente tal como los bancos se sacan o se realiza en rebanadas de una sola vez. Dado a la conmovición de la dimensión de la parte horizontal posterior, es muy útil para los depósitos horizontales. Mientras el enmaderado está colocado, principalmente con cuadros de madera,

este es llenado similar a un progreso detenido. Estas relaciones se muestran en la Tabla N° 04.

Tabla 4.

Depósitos y sus componentes estructurales relacionadas con los métodos de minería subterránea

Geometría	Estructura principal del techo o piso	Componentes (pilares, paredes)*	Métodos de minería subterránea	Tipo
Plano (e inclinado)	Buena	Buena	Cámaras y pilares (espacio <6m (20 ft))	Auto soporte
	Buena	Mala	Cámaras y pilares; bancos y pilares	Soportado
	Mala (el techo puede colapsar entre los pilares)	Buena	Paredes extensas, pilares	Excavado
Tabular	Mala	Mala	-----	Excavado
	Buena	Buena	Sublevel stoping (distancias entre 6 - 31 m (20 -100 ft)) Amplia sección del túnel	Auto soportado después de ser rellenado
	Empinada	Buena	Mala	Shrinkage
Masivo	Mala	Buena	Corte y relleno	-----
	Mala	Mala	Sublevel caving y top slice tramos >6m (20 ft) (por flujo de gravedad)	Excavado
	Buena	Buena	Vertical slices	Auto soportado
	Buena	Mala		Soportado después del relleno
	Mala (estratos)	Mala	3loques de exploración (tramos de 34 m)	-----

Fuente: Mining Handbook SME

2.2.3 Clasificación de los Métodos de Minería Subterránea Basada en la Geometría y Soporte del Yacimiento.

Basándose en las comprensiones de los entendimientos de mayores manejos de controles en la superficie, los sistemas de clasificaciones subterráneas se muestran en la Tabla N° 05.

Tabla 5.

Clasificación de los métodos de minería subterránea basada en la geometría y soporte del yacimiento

Forma del yacimiento, (inclinación)	Sin soporte	Grado de soporte soportado	Excavado
Plano (uso de móviles para transportar mineral)	Cámaras y pilares; relaves y pilares	Dragas o soportes artificiales para "cámaras y pilares" y stope and pillar	Paredes amplias (paredes cortas); pilares (cámaras y pilares)
Inclinado (uso de móviles y gravedad para transportar mineral)	Sobre los camiones Amplia sección de túneles (orstrike)	Arriba con raspadores Amplia sección de túneles con soporte artificial	Paredes amplias (con dificultad)
Tabular	Carbón hidráulico	Shrinkage stoping; Corte y relleno ascendente	Sublevel caving
	Sublevel stoping	Enmaderado estático (cuadros de Madera)	Corte superior (control de dilución y recuperación)

	Retiro del cráter vertical	Necesita relleno
	Shrinkage stoping	Es necesario Relleno por gravedad
Masivo	Relleno por gravedad rellenar horizontalmente	Para remover los pilares, se puede explotar y después Rellenar de inmediato horizontalmente Exploración de cuevas (bulk mining)

Fuente: Mining Handbook SME

En el Perú, el método de explotación más común es cámaras & pilares, tajeo por subniveles, cráteres invertidos, corte & relleno y almacenamiento provisional.

2.2.4 Métodos Tajeo por Subniveles

El Tajeo por subniveles (Longhole Stopping, Sublevel Stopping o Blasthole) mediante taladros largos viene a hacer un método de minado de elevada producción que se aplica: *“a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”*

Este procedimiento tiene una dura financiación durante la fase de preparación, sin embargo esa inversión es nivelada ya que la mayor parte de la preparación es trabajado dentro de mineral. Este método de explotación se originó en las minas de Michigan en el año 1902 y al inicio fue planeado similar a un banco que contenía taladros reducidos y sistema de rastras. Las jerarquías de producción son de 15 a 40 ton/hombre-guardia y se consigue producir más de 25,000 toneladas /mes. El minado por subniveles aplicando taladros largos es ejecutado aproximadamente por un 9% en EE.UU y en un 3% en la producción metálica mundial.

En la actualidad solo es funcionable en cuerpos elevados de mineral donde el mineral y la roca encajonante presentas buenas características geomecánicas y el mineral triturado discurre por gravedad. Los cuerpos del mineral tienen que ser regulares, ya que este método no es selectivo.

La utilización de una buena voladura en gran envergadura hace del tajeo por subniveles uno de los métodos con menos inversión dentro de la minería subterránea.

La perforación de los taladros largos se realiza mediante máquinas de perforación especiales para estos trabajos.

Tipos de Cuerpos de Mineral

Existen diferentes tipos de cuerpos mineralizados, estos se presentan mediante cuerpos, vetas, con bastante o poca potencia. Los cuerpos de mineral tienen que poseer como mínimo 6 metros de potencia para posibilitar el uso óptimo de la voladura de los taladros largos. Los cuerpos de mineral que poseen menor de 6 metros de potencia presentan un costo más elevado por tonelada de mineral a causa a la baja producción por disparo, y cuando se presenta potencias menores a 1.5 metros el adiestramiento de la perforación es dificultoso por la cual necesitan algunos métodos de perforación. No existe alguna potencia de mayor valor que limita la explotación de estos cuerpos empleando este método. Cabe mencionar que en cuerpos de gran dimensión, los pilares que sirven como apoyo frecuentemente son dejados en su posición durante la realización total del minado. Estos por lo general son rescatados posteriormente que los tajeos juntos a ellos hayan sido llenados (Bisho y Wright, 1973; Hamrin, 1982).

La roca tiene que ser estructuralmente auto soportable y competente con las aberturas de gran tamaño y pueden ser desamparadas por largo tiempo. A parte de ello, detonaciones de las voladuras necesitan un mineral de mucho esfuerzo comprensivo y pocas discontinuidades estructurales tales como las juntas y planos subhorizontales. Las minas que tuvieron de consecuencia el colapso del material no competente causaron mucha dilución, daño de subniveles y bancos

gigantes que bloquearon los puntos de carguío, y hacen de suma importancia la reacondicionamiento de estos. Pequeñas, Minas ubicadas provocan desplazamiento y movimiento de las rocas, rajando a los taladros que serán disparados. Debido a ello es dificultoso la carga de los taladros que serán disparados y en algunos casos una reperfusión en estos (Morrión y Russell, 2013). Como se mencionó líneas arriba, existen muchas minas donde la elección de un método de explotación, presento muchos problemas posteriormente, ya que las características geomecánicas de la roca fueron malas, es por ello que es muy importante evaluar constantemente esta para en el futuro no tener complicaciones.

Ventajas

1. Son manejables
2. Tiene ritmos muy altos de producción
3. Son seguros y ventilables
4. La recuperación puede llegar al 90 %.
5. Mejora calidad y son eficaces

Desventajas

1. Requiere mucho inversión
2. Los métodos no son selectivos.
3. Son muy ineficientes con baja pendiente.
4. El humos de la voladura secundaria llegan dentro de los tajeos, cuando a la vez se hace muchas voladuras secundarias.

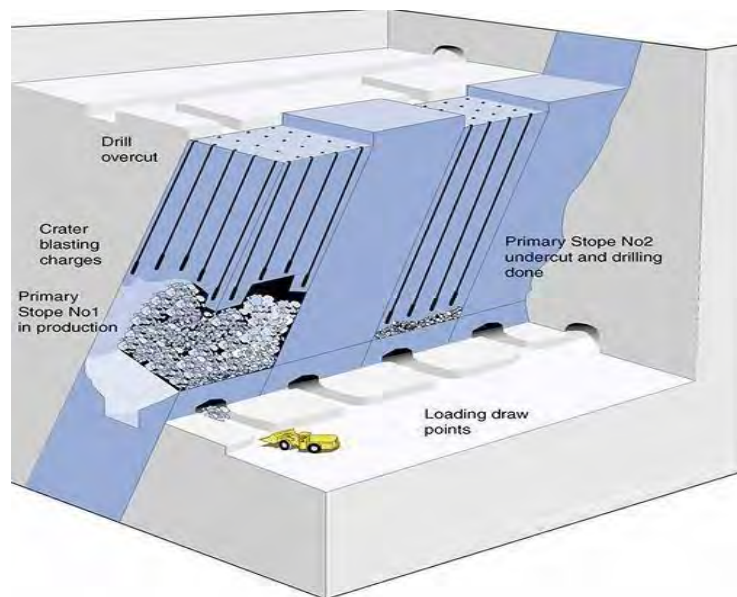


Figura 5. Esquema idealizado de minado sublevel Stopping
Fuente: Mining Handbook SME.

Este procedimiento de minado es renombrado también con la palabra “sublevel stopping” y consta en ceder cámaras vacías posterior al desalojo del mineral.

La producción se realiza de la siguiente manera:

Con taladros largos en paralelo. Tiene mucha ventaja ejecutar este procedimiento dentro de yacimientos verticales que presenten buena potencia. La acción de la perforación dentro de subniveles que se ejecuta mediante taladros largos paralelos empleando barras de extensión para conseguir una profundidad establecida, con diámetros que oscilan entre 2” a 7 7/8” hasta una longitud de 90 metros.

Cuando la rosa frontal del nivel inferior se encuentre abierta se empieza el arranque, iniciando con la acción de perforar desde el subnivel más bajo y antes de empezar a perforar los taladros paralelos se debe ampliar el subnivel a todo el ancho que será minable; posteriormente se empieza con la acción de perforar descendentemente. La voladura se empieza por la parte inferior y se ejecuta en jerarquía ascendente o adyacente con salida a una cara libre; el recorrido entre los subniveles puede alterarse

hasta los 60 metros, esto depende básicamente de la desviación que se presenta en los taladros.

La mayor parte de las operaciones han sufrido una mecanización totalmente, por lo que este procedimiento de minado ha reemplazado a otros que son en la actualidad de mucho uso. Las principales ventajas que presenta son: la alta selectividad, la buena recuperación del mineral, la facilidad de aplicación y las condiciones de seguridad alcanzadas.

2.2.5 Métodos Cámaras y Pilares

2.2.5.1 Principio

Generalmente los pilares se reparten en una coordinación lo más organizado posible, y permiten poseer un sector circular, rectangular o cuadrado lo más parecido a un muro. Los caserones libres poseen forma cuadrada o rectangular. Cuando se finalice la explotación respectiva es probable rescatar parcialmente un porcentaje de los pilares, reconociendo el valor del mineral que se está sacando.

En mantos que tienen un espesor significativo y una inclinación muy cerca a la horizontal, el método de cámaras y pilares puede lograr un buen grado de mecanización, muy eficaz operacionalmente y con buena capacidad de producción. La distribución y forma de las labores es sencilla y simplificada, posibilitando fácilmente la ejecución al mismo tiempo de distintas zonas de producción. No solicita mucha inversión en desarrollos de la fase de preproducción. Posibilita una explotación donde se puede seleccionar, ya que frecuentemente se presentan zonas donde se puede dejar como pilares sectores donde presentan baja ley. La recuperación del yacimiento es uno de los puntos más críticos de este

procedimiento de minado. Es necesario que una parte significativa del mineral debe quedarse como pilar. Hablando de la dilución, este se puede manipular en un nivel bajo, inspeccionando la estabilidad del techo de la labor y el exacto trabajo de los diagramas de disparo.

2.2.5.2 Características

En síntesis, las particularidades del método son:

- Método económico, fácil de mecanizar y muy productivo.
- Es empleado en depósitos horizontales o sub-horizontales (hasta 30°) en roca competente que tenga de espesor de 2 a 6 m en carbón, sal, potasio, calizas. En determinadas situaciones se pueden considerar mantos de mayor potencia.
- Fundamentos de diseño: estabilidad del techo, resistencia de los pilares, espesor del depósito o profundidad de la mina
- Finalidad: Sacar la mayor cantidad de mineral que sea competente con condiciones seguras en su respectiva explotación.
- Pilares consiguen recobrase: relleno (backfill) en minas no de carbón.

2.2.5.3 Diseño de pilares

El diseño de pilares tiene como finalidad obtener mayor recuperación de una unidad básica de explotación mediante un diseño seguro y variable. El método más sencillo del diseño de los pilares admite que los esfuerzos en el pilar se encuentran repartidos uniformemente y que es equivalente al esfuerzo geostático vertical original, fraccionado por la razón entre el área del pilar y el área original tributaria. El fallamiento sucede cuando este esfuerzo sobrepasa la resistencia a la

comprensión del pilar de la roca. Esta aproximación no toma en cuenta lo siguiente: Profundidad y extensión del área minada, componentes del esfuerzo paralelo a los estratos, propiedades de la deformación del techo, suelo y pilar, posicionamiento de los pilares en el área explotada. El cálculo de la resistencia del pilar es a partir de las características geométricas, estudios estadísticos empíricos o test de laboratorio. Es por esa razón que el diseño de pilares debe acatar a un estudio de las cargas y la resistencia del macizo rocoso respectivo.

2.3 Definición de Términos Básicos

- **Anfo.** Es una combinación explosiva apropiadamente con un buen balance de oxígeno. Está constituido por 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio representado en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible en forma líquida, este puede ser petróleo industrial o la mezcla de petróleo más aceite quemado. Este viene a ser intermediario explosivo de baja inversión que se compone de 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oil, que se asemeja a 3.7 litros de gas-oil por 50 Kg de Nitrato de Amonio.
- **Burden.** Es el alejamiento entre un taladro que ha sido cargado mediante explosivos a la cara libre de una malla de perforación. Este depende primordialmente del diámetro de la perforación, la particularidad del explosivo a usar y las propiedades de la roca.
- **Chimenea.** Es un agujero inclinado o vertical que se ejecuta de manera inclinada o vertical, y es fabricado mediante procedimientos convencionales y/o mecanizados.
- **Contenido Metálico.** Proporción que manifiesta el peso completo de uno o varios metales en una específica cantidad del producto.
- **Dinamita.** Es un tipo de explosivo perceptivo al fulminante.

- **Explosivos.** Son composiciones de origen químico susceptibles de disgregación muy apresurada.
- **Explotación.** Ejecución de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento respectivo.
- **Geomecánica.** Es el encargado de estudiar en el ámbito teórico y práctico los comportamientos y propiedades mecánicas de los materiales rocosos.
- **Labores permanentes.** Son esas labores mineras de extensa duración.
- **Matriz rocosa.** Es la materia rocosa libre de discontinuidades, también se llaman bloques de roca intacta.
- **Mecha lenta.** Es un componente para la ejecución de la voladura que tiene distintos tipos de materiales que revisten el reguero de pólvora.
- **Mena.** Se llama de esta forma a todo acopio de mineral con provechoso contenido.
- **Mineral.** Es toda composición química de tipo inorgánica.
- **Minería.** Tarea ejecutada por el ser humano para el arrancamiento de minerales que se ubican dentro de la corteza terrestre y que presentan valor económico.
- **Peligro.** Es todo aquello que presenta energía de ocasionar deterioro a los equipos, personas, procesos y medio ambiente.
- **Pilar.** Agrupación sólida conformada de mineral o roca que es abandonada en un respectivo lugar con el objetivo de servir como sostenimiento a la estructura del pozo, del techo o paredes de la mina.
- **Proceso de voladura.** Es un grupo de acciones que describe el transporte del explosivo y accesorios del polvorín a la labor donde se ejecutara la voladura.
- **Relleno hidráulico.** Presenta como meta llenar los tajos vacíos que han sido explotados.

- **Responsabilidad social.** Es la manera de entender el comportamiento de la actividad de la organización.
- **Roca.** Cualquier mezcla natural entre minerales.
- **Seguridad.** Carencia de peligros de afecciones inadmisibles.
- **Tajo.** Son las labores de poca duración donde se realiza el arrancamiento del mineral.
- **Vetas.** Son cuerpos de mineral en forma larga, acotados por planos irregulares de rocas llamadas "cajas". Mayormente una veta es muy vertical. Pero cuando la veta esta tendida en el Perú se le llama "manto".
- **Yacimiento:** Es una zona donde se ubica un fósil o un mineral.

2.4 Formulación de la Hipótesis

2.4.1 Hipótesis General.

La selección y análisis del Método de Explotación influye en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.

2.4.2 Hipótesis Específicas

- a) Un estudio geomecánico adecuado de la zona influye positivamente en la selección del Método de Explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.
- b) El análisis del método de explotación seleccionado influye significativamente en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.

2.5 Identificación y Clasificación de las Variables.

Variable Independiente (X)

Método de explotación.

Variable Dependiente (Y)

Minado del Manto Anita

2.6 Operacionalización de las Variables.

Tabla 6.

Operacionalización de las variables

Variables	Dimensiones	Indicadores
<p>Independiente: Selección y análisis de método de explotación</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Factores Geológicos. • Factores Geomecánicos • Factores Geoeconómicos 	<ul style="list-style-type: none"> • Forma del Yacimiento • Potencia de veta • Inclinación • Resistencia de la roca • Espaciamiento entre fracturas • Resistencia de las discontinuidades
<p>Dependiente: Minado del Manto Anita en la U.M. Islay</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Calidad • Cantidad 	<ul style="list-style-type: none"> • Ley • Volumen • Tonelaje • Rentabilidad económica

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Metodología

En el presente trabajo de investigación se utilizó el método científico. En la actualidad según el estudio, el método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos.

3.2 Tipo y Nivel de Investigación

3.2.1 Tipo de Investigación:

La investigación es de tipo Aplicada ya que el alcance es práctico, se disponen a aplicarse la teoría y experiencia obtenida en diferentes investigaciones que se realizara en el yacimiento minero.

3.2.2 Nivel de Investigación:

Descriptivo. Ya que con este se procura especificar la esencia de una condición tal como se presenta en el instante de desarrollar el estudio. Sánchez y Reyes (2006) indican. “Que el investigador se esfuerza por conocer y

entender mejor algún asunto o problema, sin preocuparse por la aplicación práctica de nuevos conocimientos adquiridos” (p.18). La investigación científica busca el progreso científico, acrecentar los conocimientos teóricos, la generalización de sus resultados con la perspectiva de desarrollar una teoría o modelo teórico científico basado en principios y leyes.

3.3 Diseño de Investigación

Descriptivo simple. Donde el investigador busca y recoge información en forma directa para tomar decisiones.

3.4 Población y Muestra

3.4.1 Población

Las estructuras mineralizadas de mantos pertenecientes a la Unidad Minera Islay.

3.4.2 Muestra

La estructura mineralizada manto Anita.

3.5 Técnicas de Recolección de Datos

La técnica utilizada para la recopilación de datos son los Análisis Documentales, se abordaron con ejemplos de la aplicación del método en diferentes yacimientos mineros que se encuentran operando.

3.6 Técnica y Análisis de Datos

a) Técnicas de presentación de datos

Los datos que se presentaron como resultado han sido procesados digitalmente de forma correcta, permitiéndonos escoger de manera óptima los datos que requerimos para poder ejecutar el trabajo, además de cooperar con su fácil interpretación.

b) Análisis de datos

Para el respectivo análisis de datos emplearemos lo siguiente:

- Análisis numéricos.
- Índice geomecánico.
- Índice operativo.
- Estudios de sensibilidad, etc.

CAPITULO IV

PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1 Estudio Geomecánico del Manto Anita

En este capítulo represento los estudios geomecánicos que se hicieron dentro de manto Anita, lo cual es determinante a la hora de realizarse las selecciones óptimas de los métodos de explotación respectivos.

4.1.1 Característica Geomecánica

4.1.1.1 Aspectos Litológicos

Las características litológicas de la masa rocosa comprometida con el manto Anita es la siguiente: en la caja techo del Manto Anita hay presencia de marga gris levemente silisificada y clorizada, condicionados por fallas y fracturas cerradas y otras abiertas (0.05m) con relleno de arcilla predominante que atraviesa por ella, y la caja piso está conformada por calizas con algunas alteraciones por tramos como son moderadamente argilizadas, cloritizadas y silisificadas.

4.1.1.2 Aspectos Estructurales

Las principales características estructurales que presenta el Manto Anita son las que explicaremos líneas abajo.

- **Fallas**

Las fallas presentan espaciamientos entre 3 a 7m y persistencia de decenas a centenas de metros, mayormente estas fallas se ubican paralelamente a los mantos. Las fallas en su mayoría presentan relleno de arcilla que atraviesan a lo largo de ella, con espesores de 5cm, cabe mencionar que estas fallas son conducto del agua subterránea.

- **Estratos**

Sus particularidades estructurales son: espaciamiento entre 40 a 45 cm, la persistencia mayor a 8m, apertura variable menor a 1mm, con paredes ligeramente rugosas, el relleno que presenta es suave con presencia de arcilla, con espesores de hasta 1.5 mm, estos dominios estructurales son paralelos que forman lajas, produce inestabilidad y concentración de esfuerzo en la caja techo de forma tabular.

4.1.1.3 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso

a) Caracterización de la masa rocosa

El origen primordial de datos para describir la masa rocosa, son las labores subterráneas existentes, para esto se realiza el registro o mapeo geomecánico sistemático en las labores mineras. El mapeo geomecánico de la masa rocosa de las labores se realizó utilizando en “método directo por celdas de detalle” realizando mediciones

sistemáticas de las discontinuidades presentes en un intervalo de prolongación cambiante de la roca presente.

Los parámetros de medición y observación fueron alcanzados en formatos de registro adecuándolos a las normas sugeridas por la sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), se tomó en cuenta parámetros como: espaciamiento de las discontinuidades, RQD, propiedades de las discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno y espesor del relleno), intemperización y presencia de agua.

b) Clasificación de la masa rocosa

Para organizar geomecánicamente la masa rocosa se dio uso la información ejecutada anteriormente, aplicando el criterio de clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR-Valoración del Macizo Rocoso – 1989).

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro.

Tabla 7.

Clasificación Geomecánica Bieniawshi

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 20	< 0.07	Muy Mala

Fuente: Criterio de clasificación geomecánica Bieniawski (1989)

Una síntesis de los mismos se representa en la siguiente tabla, donde se da a conocer la categoría de valores de calidad de la masa rocosa (expresado en RMR) del área de evaluación. Cabe mencionar que la categoría de los valores de RMR, concierne a los datos inscritos en el mapeo geotécnico de labores mineras.

Tabla 8.

Calidad del macizo rocoso del Manto Anita

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
III A	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
III B	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IV A	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

4.1.2 Estimación de los Parámetros de Resistencia

4.1.2.1 Resistencia de la Roca Intacta

Es una de las características más primordiales del comportamiento mecánico de la masa rocosa, viene a hacer la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c).

Durante los trabajos que se realizó en campo, fue el mapeo geotécnico en el Manto Anita, se llevaron a cabo ensayos del golpe con el martillo de geólogo, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta. El criterio para estimar la resistencia de la roca intacta se presenta en el siguiente cuadro.

Tabla 9.

Criterio para determinar la resistencia de la roca intacta

Indices de resistencias		
Grado	Identificación en el campo	Rango de Resistencia Compres. Uniax. Mpa
R1	Delesnable con los golpes firmes con la punta del martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla.	1.0 – 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla, marcas poco profundas en la roca con golpe firme de martillo de geólogo.	Muy Baja 5 – 25
R3	No se raya ni desconcha con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geólogo.	Baja 25 – 50
R4	La muestra se rompe con más de un golpe del martillo.	Media 50 – 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.	Alta 100 – 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo.	Muy Alta > 250

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

4.1.2.2 Resistencia de la Masa Rocosa

Para evaluar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el software RocData y el criterio de Bieniawski (1989). En la Tabla 10 se presentará el producto obtenido sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa para la zona evaluada.

Tabla 10.

Propiedades de resistencia de la masa rocosa en el Manto Anita

Dominio	GSI	Σc (MPa)	mi	Coh. (MPa)	Phi (°)	Emr GPa	Poisson v
III – A	55	75	12	3.5	29.0	9.2	0.30
III – B	43	60	12	3.5	24.38	4.10	0.30
IV - A	33	50	10	2.23	20.9	2.5	0.32

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

4.1.3 Condiciones de Agua Subterránea

La existencia del agua al interior de la masa rocosa, interviene directamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su primordial 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.

Se ha observado que, en la zona de estudio, la presencia del agua no es significativa, siendo en general húmedo, en zonas localizadas se tiene agua en forma de goteo.

4.1.4 Esfuerzos

La zona en evaluación tiene baja cobertura con respecto a superficie por lo que las influencias de los esfuerzos naturales se consideran como bajos o moderados. Sin embargo, los esfuerzos inducidos por el minado son los que generan problemas de inestabilidad ya que actúan directamente sobre las masas rocosas que soportan el macizo rocoso no aperturado, ocasionando su falla progresiva, estos esfuerzos irán en aumento conforme se desarrolle el proceso de sobre excavación, así también actuarán sobre el techo de la excavación lo que ocasionara el hundimiento progresivo del mismo.

4.1.5 Dimensionamiento Geomecánico de las Labores

4.1.5.1 Direcciones Preferenciales de Avance de las Excavaciones

Coexisten rumbos preferenciales que tienen que ser alineado con el progreso de las excavaciones respectivas, para poder mejorar la estabilidad de las mismas. Los requisitos más convenientes para la estabilidad, sucede cuando las excavaciones avanzan en forma perpendicular a las principales estructuras; contrariamente, sucede cuando se desarrolla las excavaciones en forma paralela a las principales estructurales. Según el estudio de distribución de discontinuidades estructurales, en todas las litologías, los principales sistemas (Sistema 1,

Sistema 2 y Sistema 3) tienen rumbo NW - SE y buzamientos al S. De acuerdo a este arreglo estructural que presenta la masa rocosa de Mina Islay, la dirección óptima de avance de las excavaciones es en dirección NE a SW.

Las excavaciones asociadas al minado del yacimiento deben seguir la orientación indicada. Quizás esto no sea posible para las labores asociadas al minado controladas por fallas, pero si es posible para las excavaciones correspondientes a las excavaciones de su entorno.

4.1.5.2 Aberturas Máximas de las Excavaciones

Las aberturas máximas han sido calculados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de planeamiento y diseño de la mina, sin considerar las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible.

Hay aspectos importantes a tomarse en cuenta, en relación a la aplicación de las aberturas máximas y tiempo de autosostenimiento, para el establecimiento de las dimensiones de los tajeos o recortes y los procedimientos operativos. Estos aspectos son:

Es necesario considerar que los tajeos o recortes de los diferentes cuerpos mineralizados en la unidad minera Islay estarán en rocas pertenecientes al dominio DE- IIIA - IIIB. Para este tipo de rocas, las

aberturas temporales máximas a las que pueden llegar las excavaciones serán alrededor de 6 m de ancho.

En altura, pueden llegar a unos 15 m con alrededor de 1.5 semanas de abertura. Si estas excavaciones estuvieran abiertas por mayor tiempo, se empezarán a notar inestabilidad progresiva hasta llegar al colapso.

Si estas excavaciones serían de menos dimensión, el período de autosostenimiento sería más, de acuerdo a la dimensión de las mismas.

Para las excavaciones de acceso y servicio a los tajeos, en rocas del dominio DE- IIIB, caso de las calizas, margas, el abierto máximo será de unos 4.0 m.

a) Excavación Permanente

Ejemplo: rampas, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedor, polvorín, etc. Estas excavaciones tienen que ser ubicadas según los rumbos óptimos de avance, mejorando la velocidad de excavación y se reducirá la demanda de sostenimiento, caso contrario se realiza el ajuste correspondiente de la calidad de la masa rocosa, a fin de adoptar las medidas más adecuadas de control de la estabilidad de estas labores.

Bajo el principio de labor disparada, labor sostenida y sostenimiento al tope de la labor, en este tipo de excavaciones, según el producto de la clasificación y de la zonificación geomecánica de las diferentes áreas mineralizadas, las rocas que constituyen la caja emplazada en la caliza, Margas, presentan similares características de calidad: generalmente Regular B (IIIB), y en sitios

localizados Mala A (IVA) y la BX tectónica, presenta calidades Regular A (IIIA) y Regular B (IIIB), Según esto, las excavaciones permanentes deben de ser ubicadas en este tipo de litología. Considerando el criterio dado en la Tabla 11 para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, se podría ejecutar las siguientes máximas aberturas de excavaciones para los distintos rangos de valores RMR determinadas por orientación de las discontinuidades.

Tabla 11.

Aberturas máximas para las excavaciones permanentes

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura Máxima (m)
III – A	51 – 60	55	5.5
III – B	41 – 50	45	4
IV - A	31 – 40	35	2.5

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Las aberturas máximas mostradas en la Tabla 11 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 05, para $Q = 3.39$ (RMR 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 12.

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	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media.	1.2-1.3	1.3
E	Cavernas 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 Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Cuando son 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 de acuerdo a los resultados del Acápite (Estabilidad estructuralmente controlada) que se presenta más adelante. En minería subterránea, las labores son aquellas que tienen entre 3.5 y 4.5 m de abertura máxima (rampas y galerías de nivel, por ejemplo), según esto, para el caso de la Mina Islay, sostenimiento requerido en rocas del dominio A (IIIA), es en base a la utilización de pernos con un régimen que sean capaces de reducir al mínimo la propagación de las fracturas y un soporte por confinamiento inmediato. En otras palabras, se requiere un perno que confine el macizo rocoso antes de la relajación y las deformaciones, para esto se considera el uso de Hydrabolt de 7 pies de longitud espaciados a 1.5 x 1.2 m más malla metálica.

En rocas del dominio Regular B (DE-IIIB), sí se requerirá sostenimiento, consistente en la instalación de pernos Hydrabolt de 7 pies de longitud, espaciados de 1.2 x 1.2 m, más malla metálica. Alternativamente, se podría sostener con una capa de shotcrete de 11/2” de espesor.

En rocas de domino Mala A (DE-IVA), asociadas a zonas de fallas o de su influencia, o a zonas de alteración. En estos casos el sostenimiento deberá ser utilizando pernos hydrabolt de 7 pies de longitud, espaciado a 1.2 x 1.2 m + malla + shotcrete de 2” de espesor.

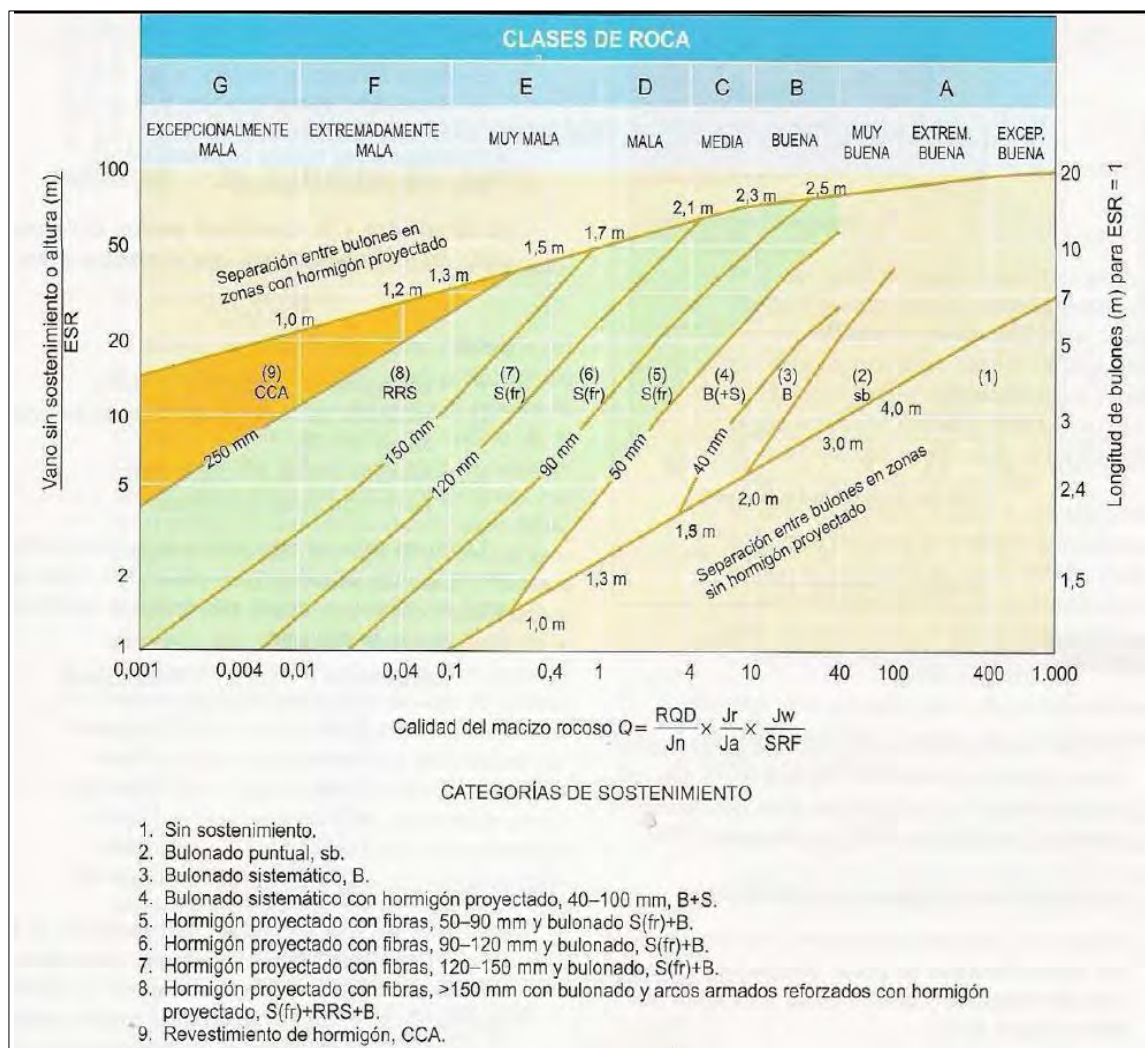


Figura 6. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes

Fuente: Mining Handbook SME.

Cabe mencionar que en la minería subterránea del país, las labores mineras permanentes más comunes son las 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 Islay para estas dimensiones de excavaciones permanentes, el sostenimiento a utilizarse según tipos de rocas se presenta en la Tabla 13, cabe mencionar que el lanzado de shotcrete vía húmeda se realiza con robot y mixers.

Tabla 13.

Sostenimiento para labores de avance permanente

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 1.5m + 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.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

b) Excavaciones Temporales

Dentro de ellas se encuentran las labores de avance que están relacionadas al minado en los tajeos (recortes), alrededor de los mismos, como cruceros que permiten el acceso a los tajeos (recortes) y galerías dentro de roca estéril o mineral, estas son excavaciones de

tipo temporal ya que permite el ingreso de personal dentro de ellas, son de dimensión pequeña para permitir ejecutar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. Generalmente estas excavaciones tendrán aberturas máximas de 3.5 a 4.5 m.

Bajo el principio de labor disparada labor sostenida y sostenimiento al tope de la labor, En la Tabla 14 se presenta el sostenimiento de labores de avance temporales en función de los tipos de rocas que se encuentra en las diferentes áreas mineralizadas en la Mina Islay.

Tabla 14.

Sostenimiento para labores de avance temporales

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE –II	>60	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.8 m x 1.8 m
DE-III A	51 – 60	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.5 x 1.2 m + Malla Electrosoldada
DE-III B	41 – 50	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.2 x 1.2 m + Malla Electrosoldada
DE-IV A	31 – 40	Shotcrete 2'' + Hydrabolt de 7' espaciado sist. a 1.5 x 1.5 m ó Malla Electrosoldada + Hydrabolt espaciado sist. 1.2 x 1.2 m
DE-IV B	21 - 30	Shotcrete 2'' + Hydrabolt espaciado sist. a 1.2 x 1.2 m
V	0 - 20	Shotcrete 2'' + Malla + Hydrabolt espaciado sist. a 1.0 x 1.0 m + Shotcrete 1''

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Considerando masas rocosas de los dominios Regular A (DE III-A) y Regular B (DE-III B) y Mala A (DE-IV A), con valores de RMR 60 y 40 respectivamente, que son representativos sobre todo para la roca mineralizada de las diferentes áreas de Mina Islay, se pueden excavar aberturas temporales estables de hasta 4.5 m de ancho (DE-III B) utilizando sostenimiento con pernos de roca (Hydrabolt, split

sets), siempre y cuando no se den circunstancias de presencia de zona de fallas geológicas y sus áreas de influencia. En caso que ocurra esto último, el sostenimiento deberá ser más severo.

El sostenimiento normal para excavaciones de 4.5 m de abertura, correspondiente a masas rocosa de calidad Regular B (IIB), será similar al mostrado en la Tabla 14. Para el caso de excavaciones mayores a 7 m de abertura el sostenimiento será: reforzado con Hydrabolt de 7 pies de longitud, espaciado a 2.0 x 1.5, ya que este tipo de pernos son capaces de reducir al mínimo la propagación de las fracturas garantizando un soporte por confinamiento inmediato.

c) Estabilidad estructuralmente controlada

Las siguientes discontinuidades estructurales tales como fallas, diaclasas, estratos y otros, forman planos de debilidad, que, al juntarse, forman cuñas o bloques rocosos en las paredes y/o techo de la respectiva excavación, mostrando independencia para deslizarse, rotar o descolgarse. Es por ello que la estabilidad de las excavaciones rocosas están subordinadas por la existencia de estos bloques o cuñas, a esto se le determina “estabilidad estructuralmente controlada”.

A fin de valorar el crédito del arreglo estructural de la masa rocosa de las diferentes áreas de mineralización de Mina Islay, ante las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, se ha ejecutado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, empleando el programa de cómputo UNWEDGE (Rocscience).

De acuerdo a estos resultados, podemos concluir que en todos los casos de las diferentes áreas mineralizadas de Mina Islay, habrá

creación de cuñas en los techos de los tajeos, las mismas que presentarán condiciones potencialmente inestables. Estas cuñas prácticamente serán formadas por los principales sistemas de discontinuidades estructurales que involucran a fallas geológicas y a diaclasas, siendo por tanto importante su estabilización.

Por tratarse de excavaciones temporales, en la mayoría de los casos la estabilización de las cuñas del techo será posible mediante la instalación de pernos de rocas del tipo Hydrabolt o Split Set, con los espaciamientos y longitudes que se dan en la Tabla 12.

Longitud de Perno y Espaciamiento

El cálculo de la longitud adecuada de pernos (L), está en función de la altura de cuña o bloque, densidad del material, tipo de labor y calidad geotécnica de la Masa Rocosa.

En cualquier situación de sostenimiento con pernos, L debe ser igual a:

$$L = LE + h + LM + Lr$$

Dónde:

L = Longitud de perno (m).

LE = Longitud efectiva de anclaje (bond length) (m).

h = **Altura** de la cuña o bloque a sostener (m).

LM = Longitud muerta del perno (m), se presenta en los extremos de los pernos, son las partes que no hacen anclaje, varía de acuerdo al tipo de perno.

Lr = Es la parte del perno que queda sin hacer anclaje por las irregularidades del contorno de la excavación.

La longitud efectiva de anclaje (LE), se determina a partir de la siguiente ecuación:

$$LE = me^{(ah\rho - b)}$$

Dónde:

m = Factor de conversión de pies a metros.

e = Base logaritmo neperiano.

a = Constante del área de influencia de los pernos, varía según el tipo de perno.

h = Altura de la cuña o potencia del bloque a sostener.

ρ = densidad de la roca (Tm/m³).

b = Constante de regresión, varia de un perno a otro.

Altura del bloque a sostener (h).

Según el análisis de espaciamiento entre fracturas, estratificación, contactos litológicos y basado en los eventos por desprendimiento de bloques de roca, se identifican como altura de bloque crítico 1.0 metro.

Según el análisis los resultados de la longitud de perno (L) de acuerdo al tipo de perno, para el caso de Mina Islay se muestran en la Tabla 15.

Tabla 15.

Longitud de pernos en función de la altura del bloque y tipo de perno

Altura de bloque h (m)	Split set (Sf)	Hydrabolt /ft.)
1	6	4
1.2	7	5
1.3	8	5
1.4		6
1.5		6
1.6		6

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

La Figura 07, es una sección idealizada, nos muestra la longitud efectiva de anclaje del perno, altura de bloque a sostener (h), para una sección típica de muestra operación.

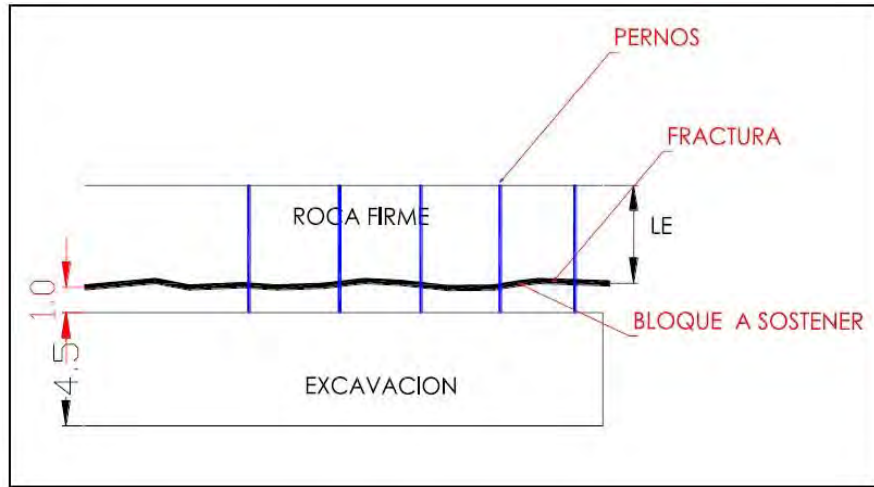


Figura 7. Longitud efectiva de anclaje de perno

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

o Temporalidad de las labores

Se recomienda lo siguiente:

1. Vida útil menor a 2.0 años: Labor Temporal.
2. Vida útil mayor a 2.0 años: Labor permanente.

Sobre la base de la temporalidad de labores y resistencia de la matriz rocosa, se establece el siguiente criterio para la selección del tipo de perno a utilizar en las diferentes labores.

Tabla 16.

Tipo de perno vs temporalidad y calidad del macizo rocoso

Tipo de Roca	Labor Temporal		Labor Permanente	
	II - III	IV -V	II - III	IV - V
Split Set	x			
Hydrabolt		x	x	x

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Elementos de sostenimiento

1. Split Set

Estos son varillas de frotación fabricados a partir de un fleje de acero de un espesor mínimo de 2.2mm.

Instalación:

Según Normas internacionales, el diámetro de perforación para que el perno Split set trabaje de forma adecuadas debe de ser de 1.5mm a 2.0mm inferior al diámetro externo del perno Split set, este nos permite tener holgura al momento de su instalación y a la vez generar el cierre de la ranura para generar la fricción con la roca al momento de ingresar al taladro, este punto es fundamental y hace la diferencia en la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

2. Hydrabolt

El hydrabolt es una varilla elaborada de acero tubular, que se fabrica por plegamiento hacia su interior en toda su longitud, con el objetivo de disminuir su diámetro, ambos extremos son cerrados , en uno de sus extremos presenta un agujero diminuto para la entrada del agua a sus interior, propulsado por una bomba de alta presión una vez inflado ejecuta una fuerza radial perpendicular a sus eje en toda su longitud y una fuerza de rozamiento estático o fricción también en toda su longitud, soporta inmediatamente después de sus instalación, garantizando la seguridad de equipo y personal, el diámetro del perno hydrabolt sin inflar es de 28mm y una longitud de 7 ft.

d) Tajeos

El mineral de la Zona de Manto Anita por lo general es de calidad regular (IIIA y IIIB), localmente hay de calidad Mala (IVA). Para este tipo de masas rocosas, los máximos abiertos 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 – IIIA	51 - 60	8.0-10.0	Desde 1 mes hasta 1 semana
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

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Este cuadro por un lado da una idea de las aberturas máximas de los tajeos en la masa rocosa mineralizada de la Zona del Manto Anita, que mayormente es de calidad Regular B (IIIB).

4.1.6 Diseño Geomecánico de Excavaciones

Los métodos de diseño que mostraremos líneas abajo se clasifican en lo siguiente:

- **Métodos empíricos**, estos determinan la estabilidad fundamentada en prácticas o previa experiencia conjuntamente con el comportamiento que subyace en la mina para una futura situación.
- **Métodos analíticos**, este se basa en forma de soluciones cerradas, códigos numéricos, física clásica y modelos de resistencia.

- **Métodos observacionales**, está basado en el estudio del macizo rocoso y la comprobación de su comportamiento (su empleo es fundamentalmente en obras subterráneas de ámbito civil).

A continuación, detallaremos más a fondo el método empírico, ya que lo utilizaremos para analizar el diseño geomecánico del Manto Anita.

4.1.6.1 Método empírico

Los métodos empíricos son técnicas de diseño comúnmente utilizadas en la industria minera debido a su uso práctico en el diseño de las estructuras mineras. Las técnicas empíricas son una buena referencia para el diseño geomecánico, deben ser usadas como guía y siempre estar sujeto a las condiciones locales de cada mina o excavación subterránea. Sin embargo, Pakalnis recomienda que los diseños finales siempre deben ser corroborados por los métodos analíticos y/o métodos numéricos, como método de comprobación. Los métodos empíricos han ganado aceptación en los últimos años debido a su capacidad predictiva. Los métodos convencionales de evaluación tienen dificultad para identificar la naturaleza fracturada de la roca como material, asignarle propiedades y establecer parámetros de entrada para una posterior evaluación numérica. En este contexto, Pakalnis emplea un proceso de diseño que integra los códigos numéricos, métodos empíricos, herramientas observacionales y analíticas, como fundamento para el esquema general del diseño respectivo. Este proceso de diseño se muestra en la Figura 08. En minería, el campo del diseño empírico se divide principalmente en dos clases, el diseño de

aberturas y el diseño de pilares. Líneas abajo se muestra estos métodos de diseños.

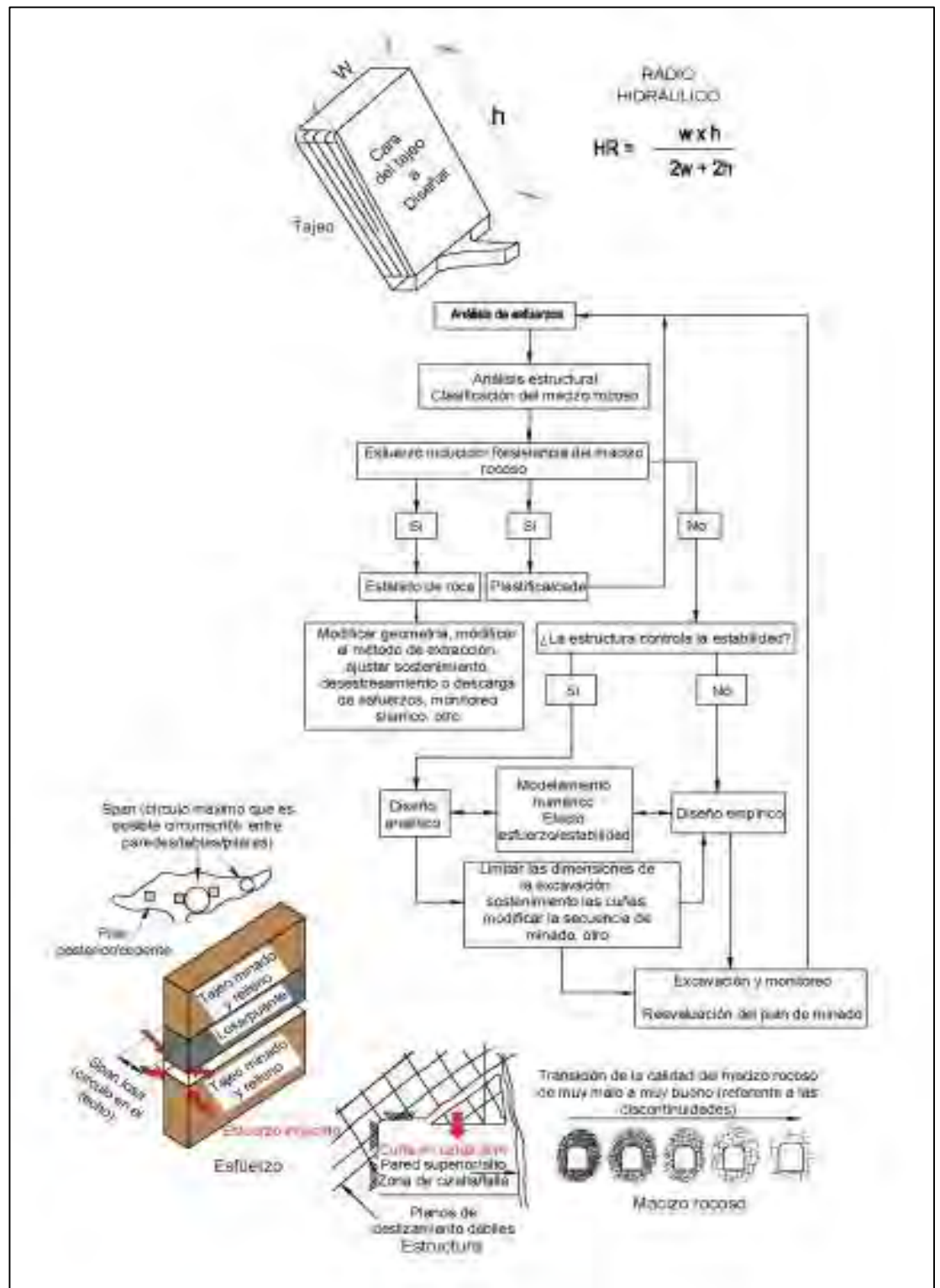


Figura 8. Metodología de diseño que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo rocoso (Pakalnis, 2014)

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas - Osinergmin

Dentro del método empírico existen diferentes técnicas que son de buena referencia para el diseño geomecánico, a continuación, nombraremos cada una de ellas.

- Método de diseño de abertura (span)
- Método del índice de calidad del Raise Bore
- Método gráfico de estabilidad Mathews

Para el estudio del diseño geomecánico del Manto Anita, utilizamos el Método gráfico de estabilidad Matheus, a continuación, detallaremos el sustento respectivo.

a) Método gráfico de estabilidad Mathews

El método gráfico de estabilidad Matheus es una técnica que se utiliza para el dimensionamiento geomecánico de los tajeos. El Método gráfico de estabilidad al inicio fue planteado por Matheus en el año 1981, posteriormente fue rectificado por Potvin en el año 1988 y Nickson en el año 1992 para luego conseguir lo que ahora es el Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Seguidamente, Hadjigeorgiou en el año 1995 incremento la base de datos referentemente a la caja techo. Este método es empleado para calcular la respectiva medición de los tajeos abiertos, en la mayoría de casos, la evaluación de la estabilidad fue descrita como estable, potencialmente inestable o colapso. Hubieron posteriores investigaciones a cargo de la Universidad de British Columbia – UBC (Mah, 1997 y Clark, 1998) donde completaron el gráfico de estabilidad mediante levantamientos topográficos de los tajos utilizando sistemas de monitoreo de cavidades, gracias a esto se ha

podido calcular la dilución utilizando el parámetro llamado equivalente lineal de sobre rotura/desprendimiento, que muestra la medición volumétrica de la sobre rotura dentro de un espesor promedio de la superficie de la pared del tajeo. Este resulta dentro de una curva de diseño para la “Estimación Empírica del desprendimiento de pared”, que es resultado de una gran base de datos con más de 88 observaciones y es utilizada únicamente para la caja piso y techo, esta no tiene que extenderse más allá de los límites establecidos por la base de datos. Este método tiene por objetivo determinar el número de estabilidad (N'), que resulta de la siguiente ecuación:

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

Dónde:

Q = Índice de Calidad de Roca de Barton (1974)

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja}$$

- **RQD:** Rock Quality Designation
- **Jn** : Índice de Diaclasado
- **Jr** : Índice de Rugosidad
- **Ja** : Índice de Alteración de las Juntas

A = Factor de condición de esfuerzos: Este factor tiene presente el dominio de los altos esfuerzos que disminuyen el equilibrio de la masa rocosa. La validez de A se calcula del vínculo de la resistencia a la comprensión simple de la roca

intacta fraccionada por el mayor esfuerzo incitado paralelamente a la superficie de la pared estudiada del tajeo.

B = Factor de orientación de estructuras: Este factor da mucha importancia a la existencia de discontinuidades con colocación contraria comparada a la superficie de alguna de las caras del tajeo. Para calcular este factor en la cara del tajeo, primeramente se calcula la desigualdad entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que obstaculiza a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, gracias a esto determinaremos la curva de factor de dirección de discontinuidades por desigualdad de rumbo. Posteriormente se calcula el valor de la desigualdad de buzamiento entre el principal sistema de discontinuidades y la cara del tajeo que está en el eje horizontal, y a través del trazo de una línea vertical se entorpece a la curva de factor de dirección teniendo como resultado el valor del Factor de orientación “B” dentro del eje vertical. Este factor señala que las discontinuidades fundamentales con dirección a 90° de una de las caras de un tajeo no sería dificultad en cuanto a la estabilidad y el factor B poseerían un valor de 1.0 (Favorable), contrariamente las discontinuidades con dirección menor a 20° de la cara serían no estables, lo que da a entender la falla por desplazamiento de los bloques o caída de estos dentro del tajeo, en estas situaciones se daría un valor de $B=0.2$ que sería desfavorable (Cabana, 2018).

Ver figura siguiente:

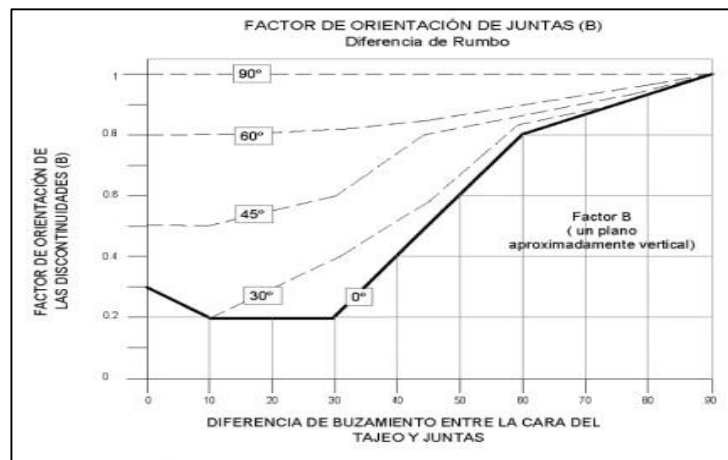


Figura 9. Factor de Orientación de Juntas, B

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas – Osinergmin.

Cabana (2018) identifica:

C = Factor de componente gravitacional

Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal. Las curvas presentadas en la figura 7-7, emplean un valor de $C = 8$ para el factor de gravedad para todas las paredes de la caja piso como lo propuesto originalmente por Mathews (1981) (p.37).

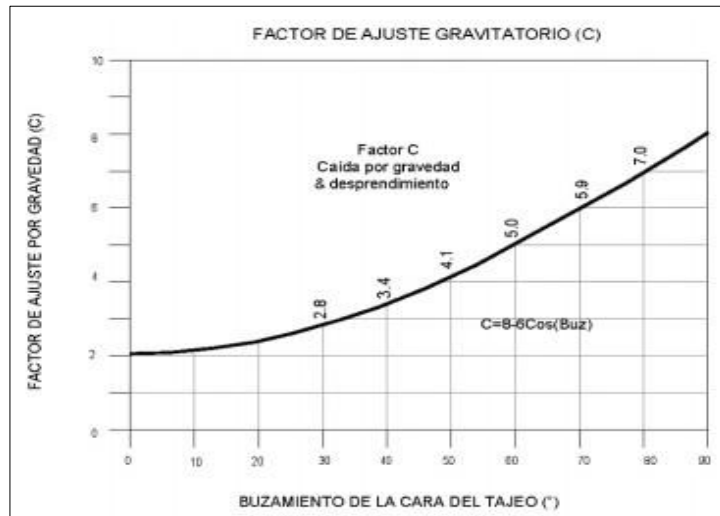


Figura 10. Factor de Ajuste Gravimétrico, C.

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas - Osinergmin

Cabana (2018) menciona:

Radio Hidráulico: Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del radio hidráulico, disminuirá la estabilidad del tajeo. (p. 38)

Ver figura 11.

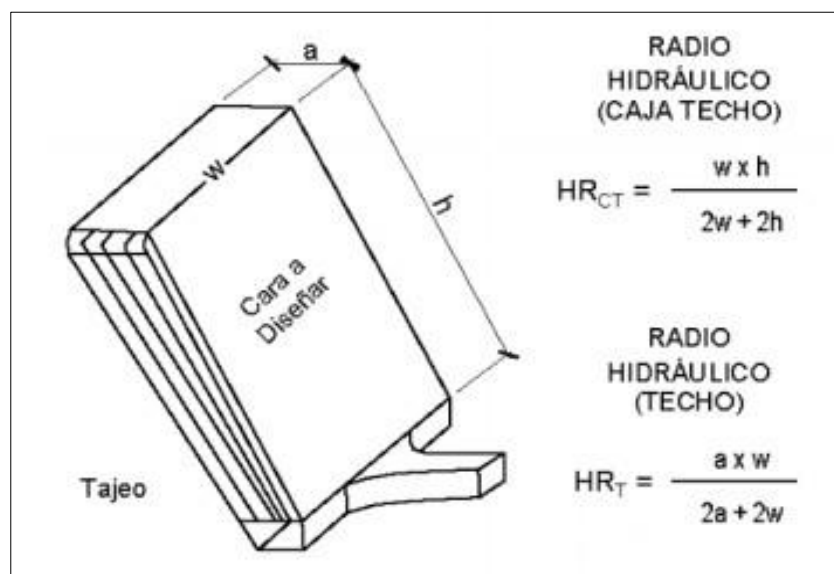


Figura 11. Radio Hidráulico (RH)

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas - Osinergmin

A continuación, hallaremos el Número de Estabilidad Modificado “N’” del Manto Anita, para que por medio de ábacos especialmente desarrollados, se pueda hallar los radios hidráulicos (S) óptimos, y por ende la longitud estable del tajo.

$$N' = Q' * A * B * C$$

a) Determinación de Q’

Ubicación	RQD	Jn	Jr	Ja	Q’	RMR
Caja Techo	55	4	0.5	4	1.72	49
Veta	65	5	1.5	4	4.88	58
Caja Piso	50	6	0.5	4	1.04	44

b) Aplicación del método gráfico de estabilidad

Ubicación	Q’	A	B	C	N’
Caja Techo	1.72	0.72	0.20	4.82	1.20
Veta	4.88	1.06	0.79	2.00	8.19
Caja Piso	1.04	0.69	0.25	5.10	0.92

c) Dimensionamiento para entrar a la zona que garantiza la estabilidad de las cajas

		Radio hidráulico (S)	
Ubicación	N’	Zona estable	Zona de transición sin sostenimiento
Caja Techo	1.20	2.68	4.75
Veta	8.19	5.39	7.80
Caja Piso	0.92	2.45	4.50

d) Dimensionando la altura del Tajeo

Ubicación	Altura (m)	Zona estable (m)	Zona de transición sin sostenimiento (m)
Veta	20	23	71
Caja Techo	20	7	18
Caja Piso	20	7	16.4

e) Probabilidad de falla según Matheus

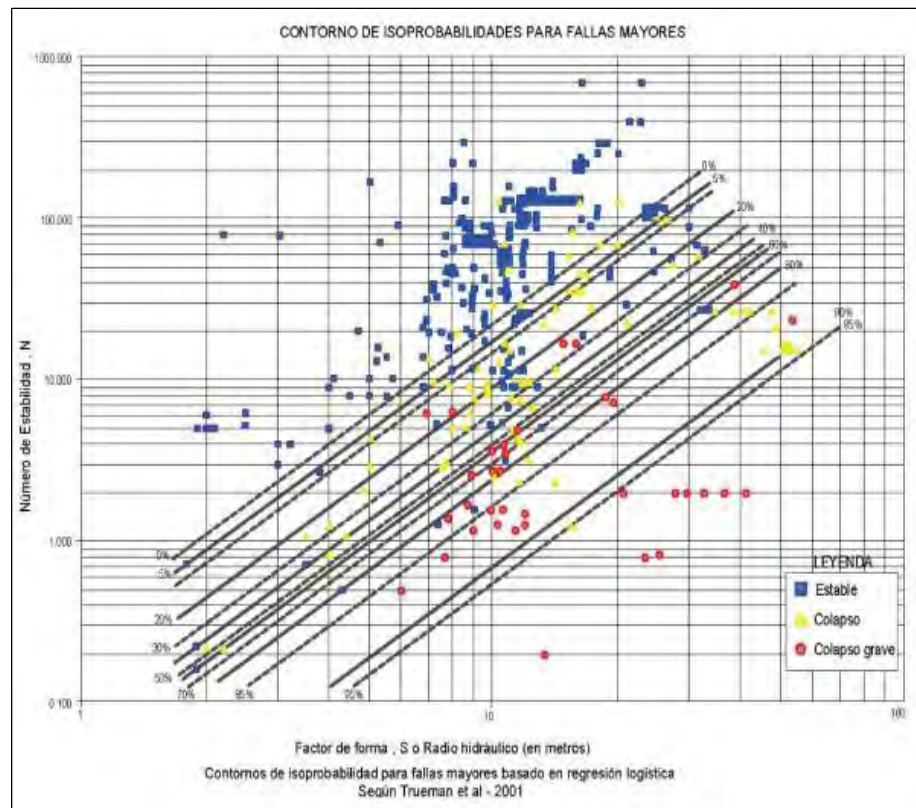


Figura 12. Gráfico de estabilidad extendido de Matheus (C.Mawdesley, R.Trueman, 2001)

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas - Osinergmin

De acuerdo a la figura anterior, se concluyó lo siguiente:

- **Veta:** con probabilidad de falla 10 %; Condición moderadamente estable.
- **Cajas piso:** para caserón con altura total de 20 m y longitud 16.4mts con probabilidad de falla 20%. Condición moderadamente estable.
- **Cajas Techo:** para caserón con altura total de 20 m y longitud 18.0mts con probabilidad de falla 15-20%. Condición moderadamente estable.

f) Configuración general de la estabilidad del Tajeo

Tabla 18.

Configuración de la estabilidad del Tajeo

Condición general de estabilidad de cajas	Probabilidad de falla de cajas	Observaciones
Condición Estable	0 %	Cajas estables
Condición Moderadamente Estable	10 %	Cajas con pequeño desmoronamiento por gravedad
Condición Moderadamente Inestable	15 – 20 %	Cajas con desmoronamientos por gravedad o por deslizamiento.
Condición Inestable	30 %	Cajas con posibles asentamientos en tramos.
Mayor Condición Inestable	>40 %	Cajas con posibles asentamientos mayores.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

4.1.7 Dimensionamiento de los Tajeos en el Manto Anita Mediante el Software

Phases

Con el objetivo de diagnosticar hasta donde hay una buena estabilidad en las excavaciones asociadas al minado del Manto Anita, se han ejecutado modelamientos numéricos de esfuerzo/deformación utilizando el **software Phase 2**, tomando todas las características y propiedades físico mecánico del macizo rocoso y todas las labores que podrían inducir en su estado tenso deformacional.

4.1.7.1 Modelamiento Geomecánico Tenso deformacional del Método Explotación Taladros Largos del Nv. 365 al 360

Se localizó una sección transversal representativa en el primer slot que se ha realizado en el Tj-400 W del Manto Anita NV-370, en función al buzamiento favorable que se tiene en el tramo para iniciar la explotación. El corte A-A' representa como lo indicado. (Figura 12, vista en transversal, sin escala).

Para fines de análisis de estabilidad se realizará, predicciones considerando diferentes etapas del proceso de minado en el modelamiento numérico, este nos dará un panorama del comportamiento de la masa rocosa en el proceso de minado.

El análisis de estabilidad en la sección transversal se realiza a una profundidad de 250 mts con respecto a la superficie, También se ha considerado todas las labores excavadas en radio a 50mts del punto base, donde esto nos indicará una mayor concentración de esfuerzos.

Las condiciones litológicas del Modelamiento: Para el modelo Transversal el material de CT y CP son Margas grises y calizas con algunas alteraciones por tramos como son moderadamente argilizadas y cloritizadas.

a) Modelos del método de explotación: Taladros Largos

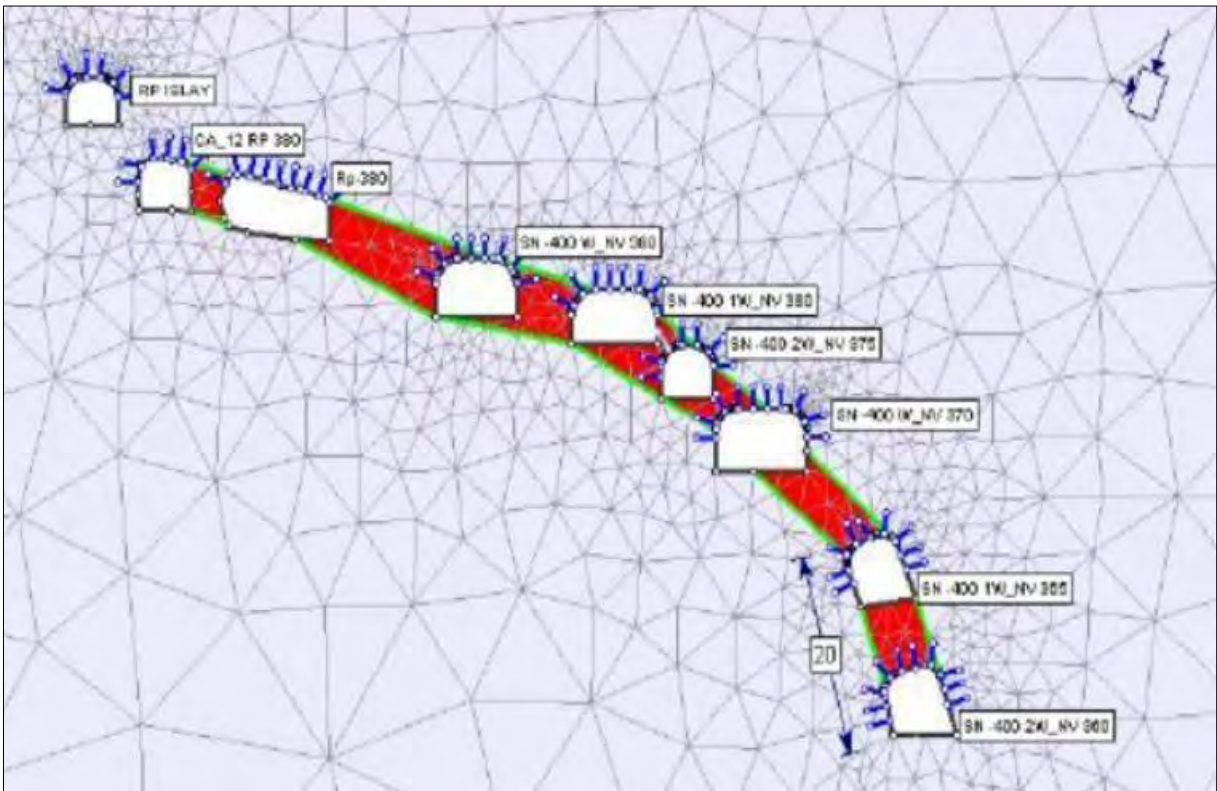


Figura 13. Estado actual general para modelar en sección transversal A-A'

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

- *Resultados del análisis respectivo del modelamiento tenso deformacional en la sección transversal A – A' en su estado actual.*

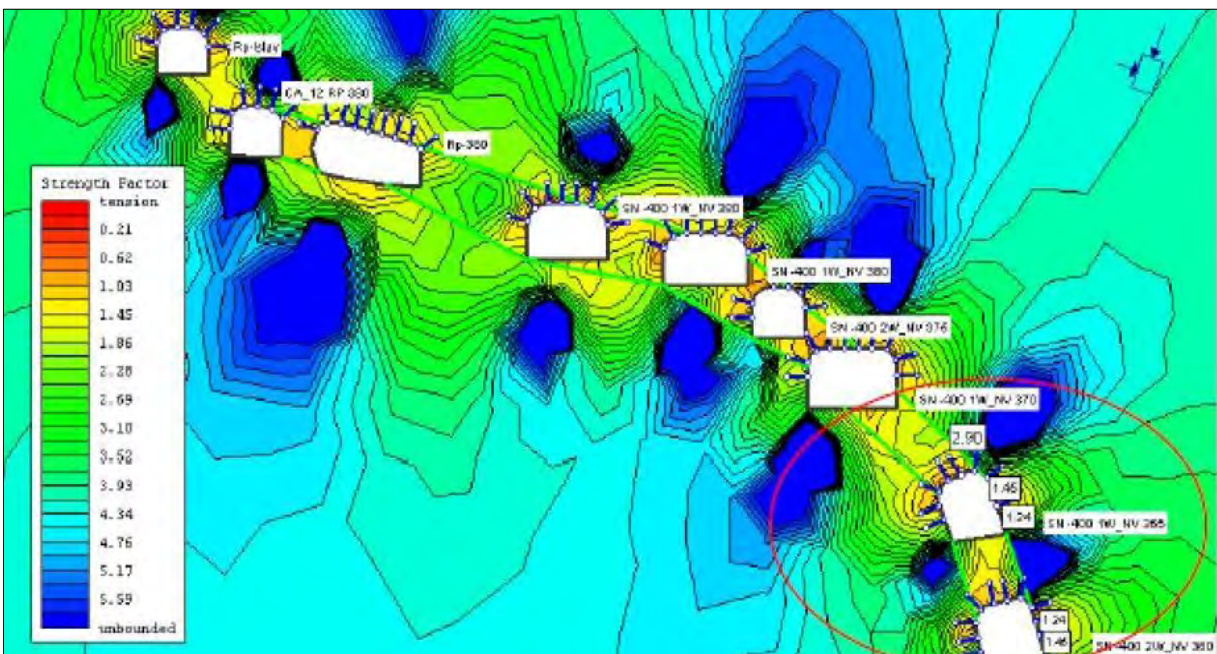


Figura 14. Modelamiento tenso deformacional en la sección transversal A – A'

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Sostenimiento de todos los subniveles son: Malla + Perno Split Set de 7' longitud espaciados a 1.5 x 1.2 m y en Rp-Islay con Malla + Perno Hydrabolt de 7' longitud espaciados a 1.5 x 1.2 m, Los factores de seguridad son: FS con sostenimiento = 1.24 y 1.45, estable.

- *Resultados del análisis respectivo del modelamiento tenso deformacional en la etapa luego de corte de 8 mts de altura de puente.*

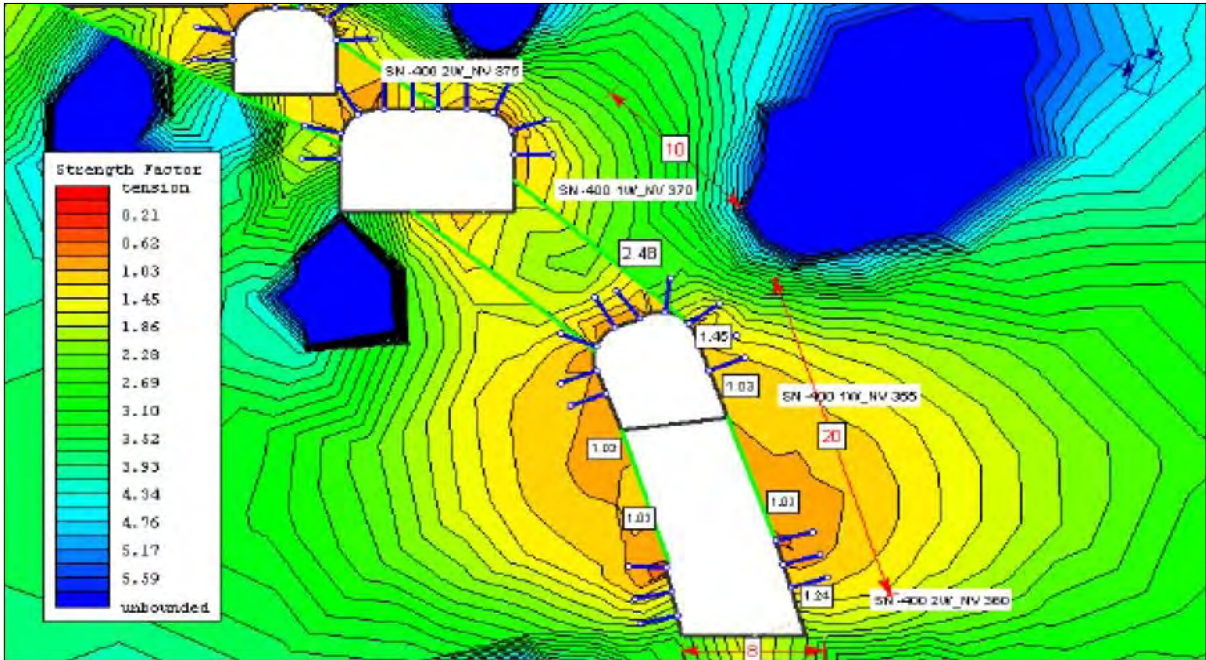


Figura 15. Modelamiento tenso deformacional luego de 8 mts de altura de puente.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

Factor de seguridad luego de corte del primer banco de 8mts, con una abertura total del caserón de 20 m de altura: FS es 1.03 a 1.24. Moderadamente estable

El comportamiento del factor de seguridad en el laboreo de explotación, simulado en la Figura 14, en post rotura se tiene una disminución del factor de seguridad por liberación de esfuerzos a longitud intermedia de espacio abierto, observándose un incremento de deformación provocando un relajamiento progresivo en mayor grado en la caja techo y más aún si no es rellenado oportunamente FS = 1.03 (en el límite de seguridad).

- *Simulación en la etapa después del relleno de los 13 m de altura y 18 m longitudinal*

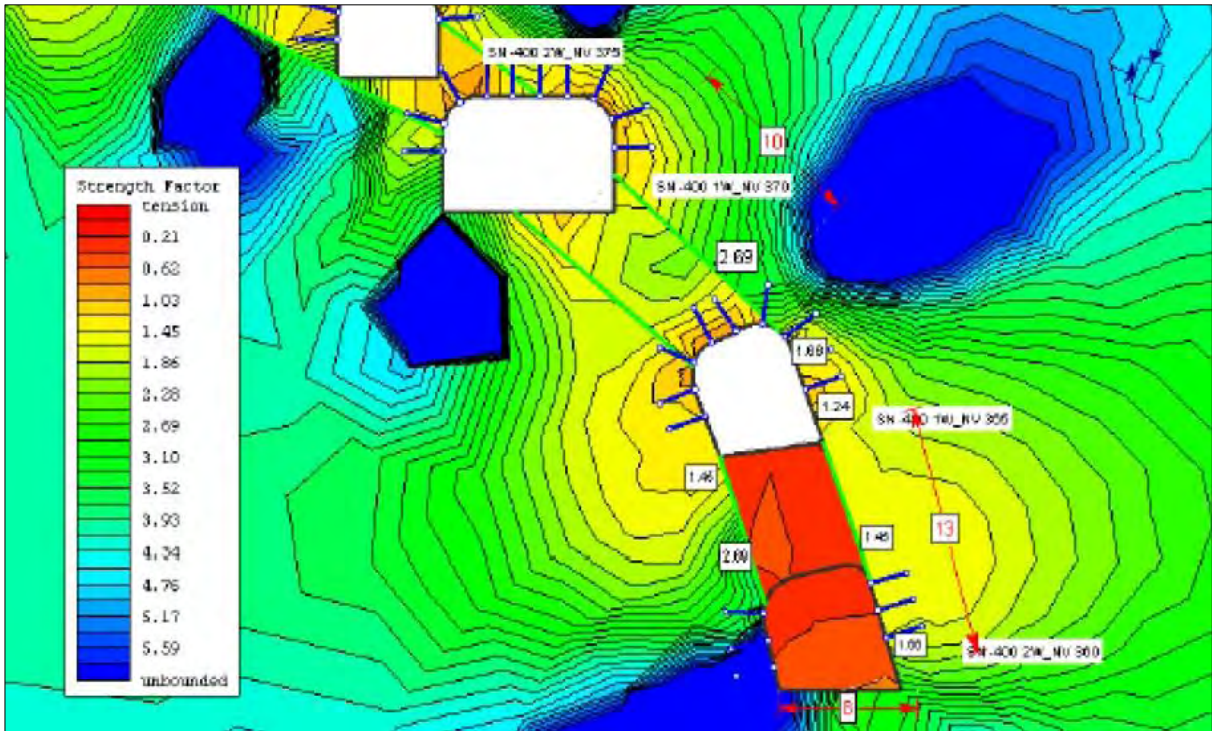


Figura 16. Modelamiento tenso deformacional luego del relleno.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U.M Islay

- De acuerdo al análisis de estabilidad bajo el Método Gráfico de Estabilidad, de ambas rocas encajonantes, la que define la restricción en cuanto a longitud de minado es la caja techo que presenta 18 mts de longitud en Zona de Transición sin sostenimiento, por lo tanto, la longitud máxima del tajeo con 20 m de altura que se debe de dar es de 18 m en tajeos con Buzamiento mayores a 60° y 16m en tajeos con buzamientos de 50 a 60°.
- Se debe ejecutar con el relleno detrítico a su debido tiempo cumpliendo el ciclo de minado según la dimensión dada que el método debe tener y así obviar el desprendimiento de rocas por

relajamiento consecuencia del tiempo de abertura, disminuyendo los peligros a equipos u otras situaciones no deseadas.

- Si se da que el tajeo tiene aberturas mayores a estas dimensiones van a representar inestabilidad en poco tiempo.

b) Configuración general de la estabilidad del modelamiento

Tabla 19.

Configuración de la estabilidad del modelamiento

Condición General de Estabilidad	FS	Observaciones Generales
Muy inestable	<0.90	
Inestable	1.00	Sostenimiento inmediato
Moderadamente Inestable	1.00-1.10	Con poco tiempo para sostener
Moderadamente estable	1.10-1.30	Con relativo tiempo para sostener
Estable	1.30-1.50	
Muy estable	>1.50	

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Mayor tiempo de exposición, las condiciones cambian y decrecen

4.2 Selección y Análisis del Método de Explotación para el Minado del Manto Anita

A continuación explicaremos más detalladamente el proceso de la selección y análisis del método de explotación para el minado del Manto Anita. Huayta (2015) menciona. “Todo método de explotación debe garantizar una alta productividad, alto porcentaje de recuperación y baja dilución, además de seguridad al personal y cuidado al medio ambiente. Con el objetivo de determinar si el método de explotación es factible” (p. 96). Y así tendrán que ser evaluados para una buena inversión de capital.

4.2.1 Factores Determinantes en la Selección de un Método de Explotación

Existen factores de primordial importancia para poder seleccionar un método óptimo de explotación. Huayta (2015) menciona. “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”. (p. 97), dentro de las cuales podemos mencionar lo siguiente:

4.2.1.1 Condiciones Geológicas del Yacimiento

Las situaciones geológicas del yacimiento refieren, a las características geológicas del mineral y roca encajonante (caja techo y caja piso). Las investigaciones de tipo geológico nos deben permitir brindar información relativa a:

- Valorización de reservas que tiene el depósito.
- Tipos de roca presente en el depósito.
- Zonas de alteración superficial e interna.
- Principales estructuras y accidentes tectónicos.

4.2.1.2 Geometría del Yacimiento

La geometría del yacimiento se define a través de varios aspectos: Forma general, potencia, inclinación y profundidad. A continuación, mostraremos una tabla que considera los parámetros a tener en cuenta para los trabajos de selección del método de explotación.

Tabla 20.

Parámetros para la clasificación de la geometría del yacimiento

Parámetros	Tipo	Descripción
Forma	Equidimensional	Todas las dimensiones son similares en cualquier dimensión.
	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

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

4.2.1.3 Distribución de Leyes

La distribución de leyes se divide en los siguientes puntos:

- **Uniforme:** La ley del yacimiento respectivo se sostiene firme en cualquier lugar del yacimiento.
- **Gradual o diseminado:** Las leyes poseen una distribución zonal, viéndose 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.

4.2.1.4 Características Geomecánicas

La conducta geomecánica de los distintos materiales obedecen principalmente a: el grado de fracturamiento del macizo rocoso,

resistencia de la roca, y el cizallamiento, con estos 3 se puede obtener una aproximación a la conducta del macizo rocoso.

a) Grado de fracturación del macizo rocoso o espaciamiento entre fracturas

El espaciamiento entre las fracturas puede definirse por el RQD. El mérito del RQD es el vínculo que es referido como un porcentaje de la adición de la totalidad de partes de las dimensiones mayores a 10 cm fraccionado por la dimensión total de la longitud de la perforación. El RQD se calcula frecuentemente para cada corrida extraída en la acción de perforación. A pesar de ello, hay algunas veces que es consignado para diferentes dimensiones de taladro, como por modelo cada 10 m. Lo más importante es calcular dentro de un dominio geológico igual que es descrito por el tipo de litología.

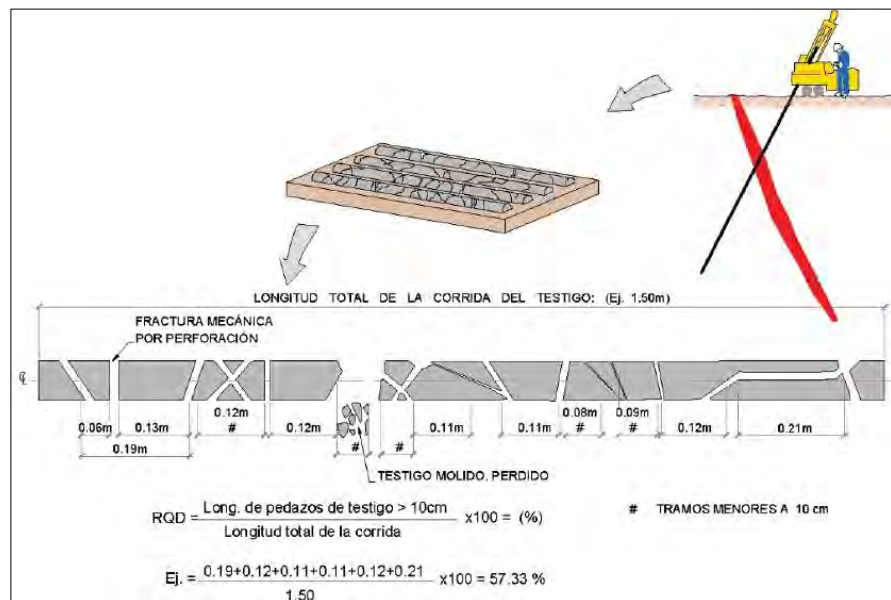


Figura 17. Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD.

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas – Osinergmin.

b) Cizallamiento

La resistencia de las discontinuidades hace referencia a los requisitos de las discontinuidades como el relleno y la condición de estas.

La mecánica de rocas examina los factores que entrelazan los parámetros de presión en el interior de estas con las exigencias que tienen que cumplir los sistemas de sostenimiento; esta característica no es exacta, pero hace parte de una excelente herramienta que permite seleccionar el óptimo método de explotación.

Líneas abajo, expondremos los parámetros geomecánicos que se debe tener en cuenta para la elección del método de explotación.

Tabla 21.

Parámetros geomecánicos

Parámetros	Tipo	Descripción
Resistencia del macizo rocoso	Pequeña	<a 8 MPa
	Media	8 – 15 Mpa
	Alta	>a 15 Mpa
Espaciamiento entre fracturas	Muy pequeño	>16 Fracturas/m - RQD (0-20%)
	Pequeña	10-16 Fracturas/m - RQD (20-40%)
	Grande	03-10 Fracturas/m - RQD (40-70%)
	Muy grande	03 Fracturas/m - RQD (70-100%)
	Pequeña	Discontinuidades limpias con material de relleno blando.
Resistencia de las discontinuidades	Media	Discontinuidades limpias con una superficie rugosa.
	Grande	Discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas – Osinergmin.

4.2.1.5 Elección del Método de Explotación Subterránea Respecto a Cielo Abierto

Para poder solventar la inversión de estos dos métodos, los relacionamos con “Stripping Radio” o relación de desbroce.

Relación de Desbroce:

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

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.

4.2.2 Procedimiento Numérico de Selección de Método de Explotación

Para poder elegir el método de explotación lo haremos mediante un procedimiento numérico, que estará descrito líneas abajo. Huayta (2015) dice. “Este método también es conocido como el Método de Nicholas, su objetivo es determinar la factibilidad de los métodos de minado por valorización numérica, clasificar la geometría y la distribución de leyes de acuerdo a la tabla” (p. 60). Una vez analizado todos los factores necesarios, tendremos el resultado óptimo.

4.2.2.1 Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes

Tabla 22.

Geometría del yacimiento y distribución de leyes.

Métodos de explotación	Formadel yacimiento				Potencia de la vida				Buzamiento			Distribución de leyes		
	EQU	TAB	HOR	M/A	ANO	INT	GRIJ	M/G	INC	IMT	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	!	4	4	2	0
Fases o paredes largos	-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

4.2.2.2 Características Geomecánicas del Mineral

Tabla 23.

Características geomecánicas del mineral.

Método de explotación	Resistencia			Espaciamiento en las honduras				Resist. de los discount.		
	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	A	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 discount.:** DEB =Débil MOD =Moderada FRT =Fuerte

4.2.2.3 Características Geomecánicas de la Caja Techo

Tabla 24.

Características geomecánicas de la caja techo.

Método de explotación	Resistencia			Espaciamiento en las honduras				Resist. de los discount.		
	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)

4.2.2.4 Características Geomecánicas de la Caja Piso

Tabla 25.

Características geomecánicas de la caja piso.

Método de explotación	Resistencia			Espaciamiento en las honduras				Resist. de los 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	!	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)

Cut Off

Es la centralización mínima que debería poseer un elemento dentro de un yacimiento para ser económicamente explotable. Cualquier mineral por debajo de esta ley de corte será representado como estéril respectivamente.

$$\text{Ley de corte} = \frac{\text{Costo operativo} + \text{utilidad mínima}}{P \times R \times FL \times C}$$

a) Cut Off Operacional De La Mina Islay

A continuación, adjuntaremos un cuadro donde se muestra el Cut Off operacional de la Mina Islay, se representarán las leyes cut off que deben cumplir los diversos metales que se extraen de interior mina, y pasen a ser minerales económicamente rentables.

Tabla 26.

Cut Off operacional de la Mina Islay.

Mineral	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag
Cut Off	0.04	0.59	1.27	4.74

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

4.2.3 Elección del Método de Explotación para el Minado del Manto Anita

Teniendo las diferentes características geológicas y geomecánicas del Manto Anita, procederemos a aplicar el Método de Nicholas para elegir el método óptimo de minado respectivo.

4.2.3.1 Geometría Y Distribución De Leyes Del Manto Anita

- **Forma del yacimiento:** Tabular
- **Potencia del mineral :** <a 10m
- **Buzamiento :** 20° - 55°
- **Profundidad :** 150 a 600 m
- **Distribución de leyes :** Uniforme

4.2.3.2 Características Geomecánicas Del Mineral

- **Resistencia del mineral:** 1.50
- **Espaciamiento entre fracturas:** 30 (RQD de mapeos geomecánicos insitu)
- **Resistencia de las discontinuidades:** Pequeño

4.2.3.3 Características Geomecánicas de la Caja Techo

- **Resistencia:** 12
- **Espaciamiento entre fracturas:** 60 (RQD de mapeos geomecánicos insitu)
- **Resistencia de las discontinuidades:** Pequeña

4.2.3.4 Características Geomecánicas de la Caja Piso

- **Resistencia:** 7.65
- **Espaciamiento entre fracturas:** 35 (RQD de mapeos geomecánicos insitu)

○ **Resistencia de las discontinuidades:** Pequeña

4.2.4 Resultados de Análisis para la Determinación del Método de Explotación

A continuación, analizaremos que método de explotación es el adecuado para el Manto Anita, tomando como input los datos descritos líneas arriba (geometría y distribución de leyes, características geomecánicas del mineral, caja techo y caja piso respectivamente).

Tabla 27. 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	-41	7	10	8	26	-15
Hundimiento de Bloques	-41	12	9	6	27	-14
Cámaras por Subniveles	6	-49	4	0	-45	-39
Hundimiento por Subniveles	-40	0	9	1	12	-28
Fases o paredes largos	6	12	9	5	26	32
Cámaras y Pilares	8	0	5	1	7	15
Almacenamiento Provisional	8	1	9	7	18	26
Corte y relleno	15	9	8	12	29	44
Rebanadas Hundidas	-41	4	9	8	21	-20
Conjunto de Cuadros	10	12	8	10	30	40

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981)

Según lo mostrado en el cuadro anterior el método con más puntaje obtenido de acuerdo al Método de Nicholas es el de Corte y Relleno, actualmente observaremos otros aspectos a tomar en cuenta para poder realizar una elección óptima del método de explotación para el minado del manto Anita, teniendo como base la selección preliminar que resultó mediante el Análisis Numérico de Nicholas.

4.2.4.1 Estudio Geomecánico

A continuación, describiremos las pruebas geomecánicas que se realizó en el Manto Anita respectivamente, con fines de encontrar el método de explotación adecuado para este cuerpo mineralizado.

a) Generalidades

En Manto Anita del Nv-370, se preparó tres subniveles con fines de realizar la explotación en cámaras y pilares, pero en el proceso de preparación de los corredores se encontró el manto en tramos con buzamientos mayores a 50° que son desfavorables para el método de cámaras pilares, razón por el cual se decide cambiar el método de explotación a taladros largos (que básicamente combina el método tajeos por subniveles con taladros largos y el relleno después de cada cierto tramo disparado calculado) con un puente 8m inclinados en promedio en ambos niveles con una sección mayor 6.0×6.0 m según los datos facilitados por topografía haciendo un total de 20 m de caserón. Para evaluar la estabilidad geomecánica del diseño dimensionado longitudinalmente se ejecutara el estudio a través del Método Gráfico de Estabilidad de POTVIN, ya que nos cooperara a lograr a encontrar las dimensiones del optimo tajeo, para así evitar el desprendimiento de cajas. Además, se realizará el Modelamiento Geomecánico de Macizo Rocoso, tomando secciones transversales en una secuencia de minado para evaluar cómo podrían inducir en su estado tenso deformacional. Para cuyo análisis se usará el software Phase 2,

considerando todas las características y propiedades físico mecánico del macizo rocoso que le conforma como caja techo y piso.

El rumbo del Manto tiene una orientación entre N 20-30° W y un buzamiento variante de 50 a 75° NE, que presenta inflexiones por tramos de un lado a otro; la estructura mineralizada ha sufrido fallamiento geológicos post-mineral con pequeños desplazamientos, en cuanto a las cajas encajonantes están conformadas por margas grises y calizas con algunas alteraciones por tramos como son moderadamente argilizadas, cloritizadas y silisificadas.

Comentario:

Líneas arriba se describió la simulación del método de explotación por Taladros Largos aplicados en el Manto Anita, considerando las características geomecánicas respectivas, y se concluyó diversos puntos que fueron descritos conjuntamente con las simulaciones respectivas.

A continuación, analizaremos la posibilidad de evaluar la aplicación del método de cámaras y pilares en el Manto Anita, y así escoger cuál de los métodos se ajusta más para su minado respectivo.

b) Modelamiento Geomecánico de la aplicación del Método de Explotación de cámaras y pilares.

Lo siguiente descrito líneas abajo, pretende proporcionar un cimiento para dimensionar geomecánicamente las estructuras rocosas y mineralizadas, mediante argumentos de proyecto para cámaras y pilares en Manto Anita, según caracterización del macizo rocoso, aplicable al método de

explotación. Esta relación existente entre calidad del terreno y diseño de cámaras y pilares a una profundidad da el riesgo de generar una condición de inestabilidad en la explotación del manto, aquí, una variante fundamental que nos cooperara a comprender más a la relación en cuestión para obtener el Factor de Seguridad a una dimensión del pilar y cámara a excavar, pero también se debe tener claro sobre un pilar que es la roca in-situ que se encuentra al medio de dos o más excavaciones ejecutadas subterráneamente. Estos tienen la función de aguantar la carga que esta sobre ellos evitando el colapso o convergencia de estos. Generalmente estos se encuentran en mineral, es por ello que su diseño es de mucha atención, para que así se mantenga la seguridad, estabilidad y recuperación.

El diseño de estos es de mucha importancia, es por ello que se debe evaluar la resistencia respectiva, para así determinar la cantidad de carga que son aptos de soportar evitando fallas. El modo de cargar que posee un pilar es idéntico a la que se carga un testigo dentro de un ensayo de compresión uniaxial, es por ello que la resistencia que posee un pilar se puede tener ejecutando un ensayo a escalar del pilar analizado. Pero este proceso es complicado, ya que no se posee máquinas de extensa dimensión y, también, presentarían un costo muy elevado, es por esto que se han ejecutado con fórmulas que permitan realizar esta estimación más aproximada (Figura 17) y también se realizará la simulación con el Phase 2.

Es por esta razón que al calcular y confrontar las fórmulas para una misma dirección del pilar, se deberá tomar los resultados que más se aproximen uno a otro tanto con la simulación.

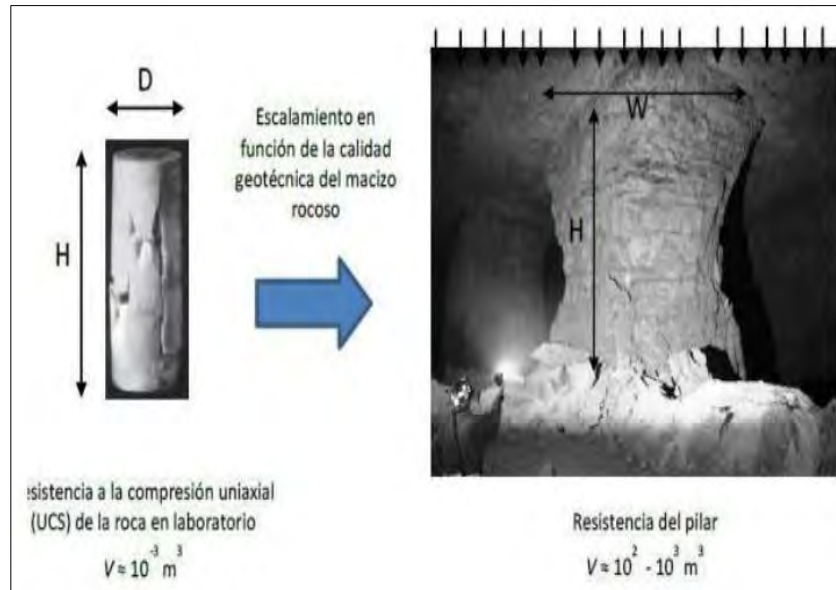


Figura 18. Representación de las escalas de trabajo

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

i. Objetivos: Determinar el factor de seguridad en los pilares de Manto Anita. Según consideraciones geomecánicas a un factor de seguridad mayor de 1.2.

ii. Fundamentos:

Los métodos de clasificación de la masa rocosa son herramientas dentro del diseño de excavaciones subterráneas y superficiales.

iii. Teoría del Área Atribuida

Esta conjetura menciona que cada pilar se encuentra cargado mediante el peso del terreno ubicado dentro de un prisma ficticio (proyectado al techo) cuyo sector viene definido por la geometría del pilar y que logra desde la superficie del terreno hasta el pilar; es decir que los pilares tolerarán la carga por

encima de estos y además la carga de la mitad de las aberturas circundantes. Como se aprecia en los siguientes gráficos. Es necesario describir los métodos utilizados para obtener los esfuerzos sobre el pilar y es necesario calcularla. Para realizar el cálculo se utilizará la metodología del área atribuida.

iv. Fórmulas empíricas actuales para el diseño de pilares

Para estimar la resistencia del pilar, se relacionan sus dimensiones y parámetros geotécnicos de la roca donde se construye el pilar. Posterior a esto, las fórmulas empíricas para el diseño de pilares se ajustan en función a bases de datos.

En la actualidad las fórmulas empíricas son las más utilizadas, sin embargo presentan diversos resultados entre ellas, ya que las fórmulas fueron obtenidas a partir de bases de datos diferentes. Las fórmulas empíricas presentan la siguiente estructura general.

Tabla 28.

Resumen de fórmulas para el diseño de pilares

Autor	Fórmulas desarrolladas con pilares	UCS	RMR
Obert & Duvall (1967)	$S_p = UCS \times (0.708 + 0.222 \times \frac{W}{H})$	-	-
Bieniawski (1975)	$S_p = UCS \times (0.64 + 0.36 \times \frac{W}{H})$	-	-
Krauland & Soder (1987)	$S_p = 0.354 \times UCS \times (0.778 + 0.222 \times \frac{W}{H})$	100	60-85
Sjoberg (1992)	$S_p = 0.308 \times UCS \times (0.778 + 0.222 \times \frac{W}{H})$ $S_p = 0.44 \times UCS \times (0.68 + 0.52 \times \kappa)$	215-265	60-85
Lunder (1994)	$\kappa = \tan[\arcsin(\frac{1 - C_{par}}{1 + C_{par}})]$ $C_{par} = 0.46 \times [\log(\frac{W}{H} + 0.75)]^{\frac{5.8}{W/8}}$	90-240	60-85
Hedley & Grant (1972)	$S_p = 0.578 \times UCS \times \frac{W^{0.2}}{H^{0.75}}$	210-275	-
Salamon & Munro (1967)	$S_p = 9.115 \times \frac{W^{0.85}}{H^{0.85}}$	-	-
Laubscher (1990)	$S_p = RMS \times \frac{W^{0.1}}{H^{0.7}}$	-	-
González (2006)	$S_p = UCS \times e^{\frac{888-100}{10}} \times \frac{W^{0.4}}{H^{0.75}}$	61-104	50-79
Sheorey (1987)	$S_p = 0.27 \times UCS \times \frac{1}{H^{0.38}} + \frac{H}{160} \times (\frac{W}{H} - 1)$	-	-

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas – Osinergmin

v. Criterio de selección para la aplicación de las fórmulas

Sjoberg (1992) dice: “Las fórmulas empíricas en la literatura que permiten realizar la estimación de la resistencia de pilares, dichas fórmulas entregan valores bastante distintos para un mismo diseño, por lo que se analizará cuál de ellas es más confiable al desempeño” (p.105).

Se observa que las fórmulas propuestas por Obert y Duvall (1967) mencionan:

Son las que tienen excelentes resultados en cuanto a las base de datos de los pilares recolectados, mostrándola última más resistencia para las diferentes calidades de roca. El análisis de selección de fórmulas involucrará

fundamentalmente a los métodos de explotación Room and pillar se tomará todas las consideraciones necesarias, tanto de la calidad del macizo rocoso y valores promedios de conservadores e intermedios y menos los no conservadores ni muy conservadores (p. 234).

A parte de ello, la ocupación para ejecutar el escalamiento de la resistencia hacia la comprensión uniaxial como para escala de laboratorio como escalar pilares. A parte de ello, la fórmula que agrega en su conformación la calidad del macizo rocoso lo que ayuda es poseer una desigualdad para los diferentes rangos de RMR, lo que permite tener un rango más extenso de aplicación en cuanto a la respectiva calidad de roca.

La figura 19. Explica:

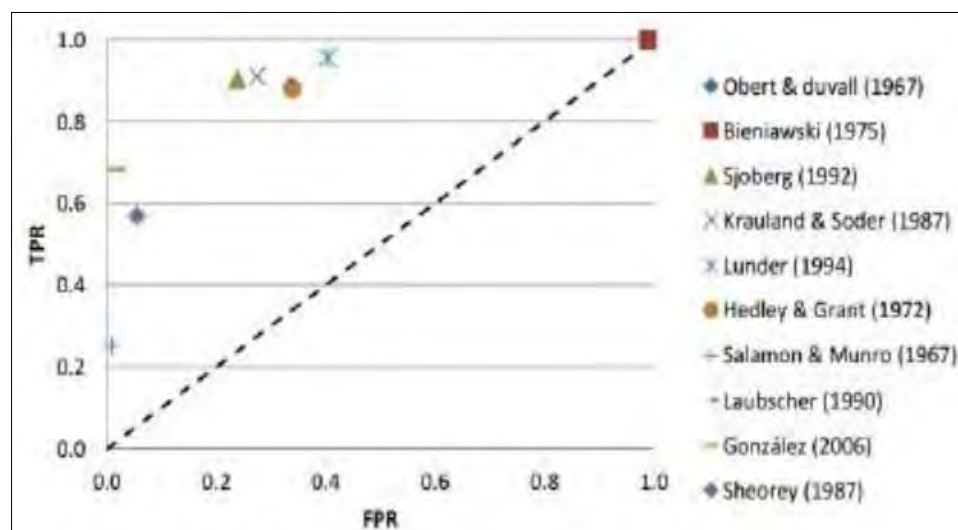


Figura 19. Comparación de fórmulas que utilizan W para predecir pilares estables
Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas – Osinergmin

Las fórmulas que presentan óptimos rendimientos se tienen que poner por encima de la frontera que limita $FPR=TPR$. Entre

más cerca se encuentra a la esquina superior izquierda, presentara un mejor desempeño.

vi. Aplicación

Consideraciones geomecánicas para la aplicación

La mina Islay muestra un manto mineralizado sub-horizontal con una inclinación que varía de 2° a 35°, a parte de ello tiene una potencia promedio de 4 metros y una ley de plata de 5 a 14 Oz/Ton y Zinc de 3%.

El Manto Mineralizado Anita, tiene valores de UCS y RMR que se muestran en la Tabla 29. Estos parámetros geotécnicos son usados para el cálculo de la resistencia.

Tabla 29.

Parámetros geotécnicos del yacimiento

G		RM	UCS [Mpa]
Promedio	L/R – MF/R	40 - 65	50 - 100

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay
El minado del yacimiento será ejecutado mediante el método de

Cámaras y pilares con posibilidades de posterior recuperación de estas. Las longitudes del caserón serán x metros de ancho (Wo) y x metros de largo (Lo) y 4.5 metros de alto (H), necesariamente se debe calcular el ancho de las cámaras y pilares. Para poder obtener la resistencia de los pilares existen dos métodos diferentes. El primero, tiene como objetivo determinar el factor de seguridad promedio, con respecto a la estimación del esfuerzo actuante en el pilar y el otro será por simulación de Phase 2.

Se analizará el FS del pilar con respecto a su profundidad. Se utiliza un FS = 1.2, para considerar el pilar como estable.

Estudiando estos casos, específicamente centrándonos en la recuperación, si se presenta que, los pilares son más anchos, la recuperación solo llegara a un 57%, mientras si dejamos pilares óptimos y más delgados se obtendrá una recuperación mayor, llegando al 80%. Esta diferencia muestra un alto porcentaje de recuperación en onzas de plata y zinc, por lo que le hace en una decisión no trivial al instante de escoger que longitudes usar. Estas diferencias entre las formulas pueden desarrollar importantes problemas al instante de escoger cual usar, ya que se debe escoger aquella que asegure una máxima recuperación, pero con FS adecuado. Por tal se analizara y se aplicara las fórmulas que tengan mayor confiabilidad al momento del diseño.

Características Geomecánicas del Yacimiento

Según la evaluación geomecánica del yacimiento manto Anita, se tiene según las condiciones estructurales y superficiales del comportamiento del macizo rocoso como F/R y MF/R, condicionados por fallas y fracturas cerradas y otras abiertas 0.05m con relleno de arcilla predominante que atraviesa toda la caja techo que tiene un comportamiento con formación de estratos de 0.45 m con litología de marga gris levemente silisificada y cloritizada, estos dominios estructurales paralelas que forman lajas, produce inestabilidad y concentración de esfuerzo en la caja techo de forma tabular. Además, por otros factores influyentes como los esfuerzos inducidos por las excavaciones cercanas que son, por su método de explotación cámaras y pilares, aberturas de

labores sobre dimensionadas de ancho, altura y contiguas existentes en el mismo nivel y las vibraciones por efecto de la voladura continua que se produce.

Cálculo del Factor de Seguridad

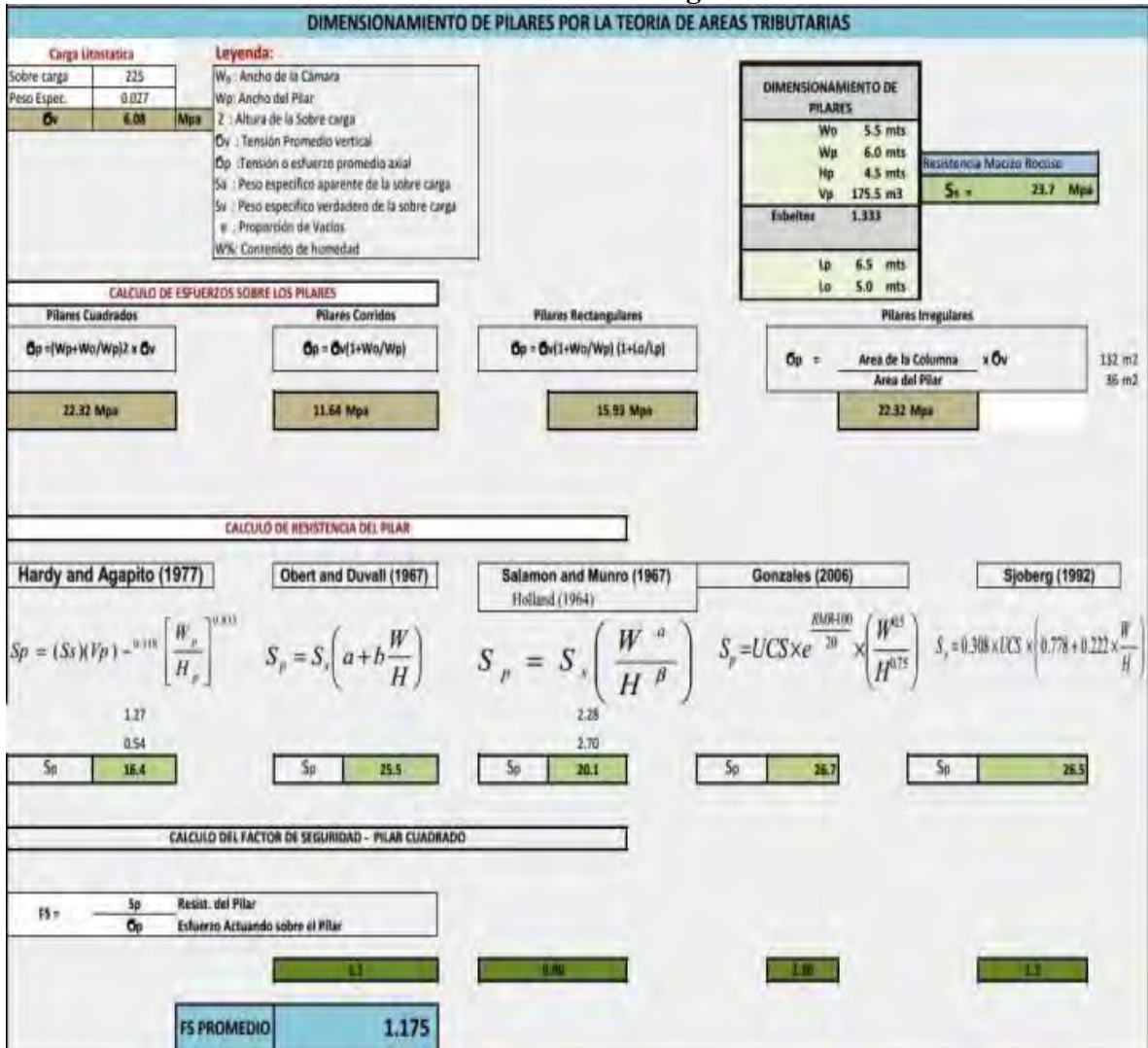


Figura 20. Cálculo del Factor de Seguridad según Hardy and Agapito y Salomón

Comentario: El cálculo por Hardy and Agapito y Salomón queda descartado por ser muy conservador.

vii. Simulación del Modelamiento Geomecánico de cámaras y pilares

Para el Modelamiento Geomecánico de Macizo Rocoso se ha tomado en cuenta su estado actual de la labor del NV-380 y SN (-) 500 con sus cámaras y su post excavación de la labor

proyectadas como subniveles y cámaras y para cuyo análisis se ha usado el software Phase 2, tomando todas las características y propiedades físico mecánico del macizo rocoso y todas las labores que podrían inducir en su estado tenso deformacional. Se realizó el análisis de estabilidad tomándose la sección transversal vista SE (V-V') el punto en referencia Ca 01 del SN-500 W, a una profundidad de 225mts con respecto a la superficie. También se ha considerado todas las labores excavadas en radio de 100mts del punto de base, donde esto nos indicará una mayor concentración de esfuerzos, aun con caracterización geomecánica de un RMR que varía de 40 – 65. La sección transversal fue proporcionada por el área de Planeamiento. A continuación, se muestra los resultados del análisis en la siguiente Figuras:

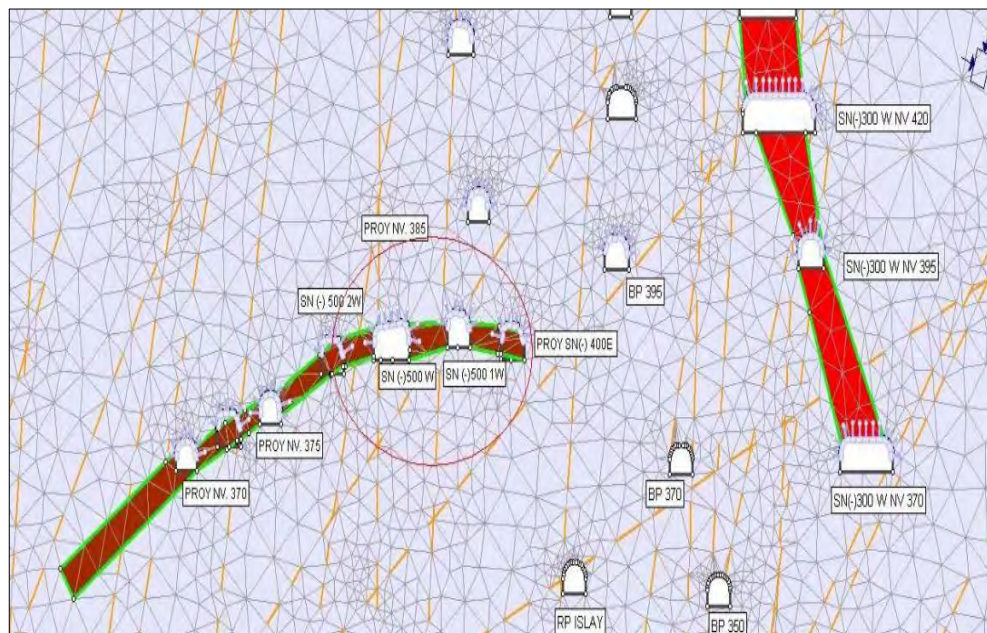


Figura 21. Sección transversal a simular en su estado actual

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

A continuación se presentará las simulaciones en el software Phase 2, de los diferentes escenarios que serán de mucha utilidad para determinar el correcto método de explotación para el Manto Anita.

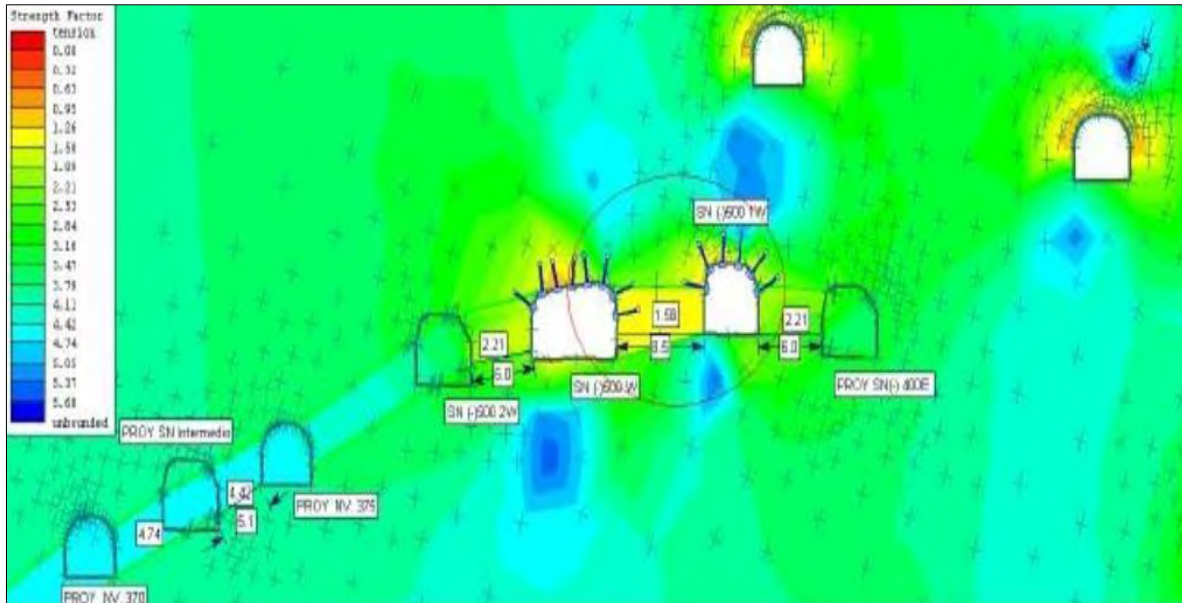


Figura 22. Modelamiento tenso deformacional en su estado actual
Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Factor de seguridad actual entre el pilar SN (-) 500 W y SN (-) 500 1W con dimensión de pilar de 8.5m con sostenimiento malla y pernos Hydrabolt es 1.58, Muy estable

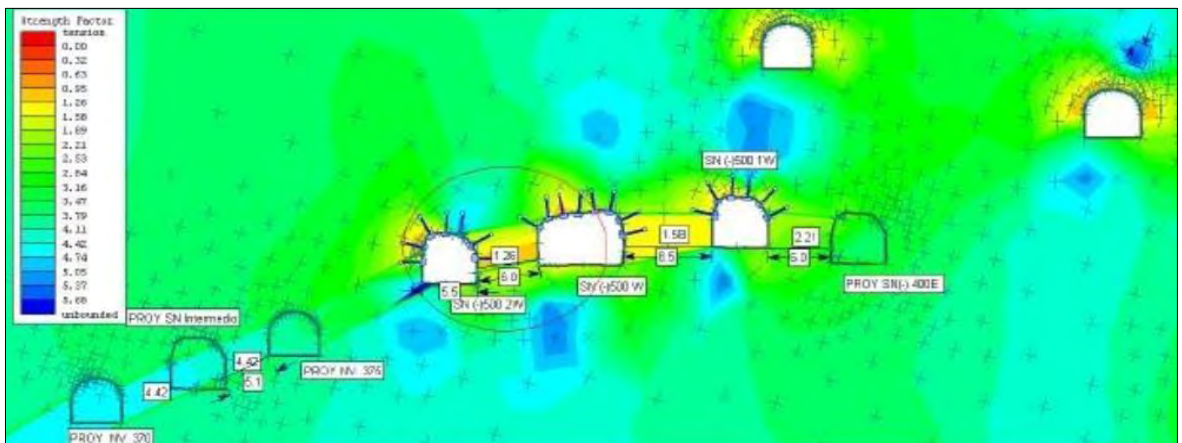


Figura 23. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del SN (-) 500 2W con respecto al SN (-) 500 W con dimensión de pilar de 6.0m y cámara de 5.5mts y con sostenimiento malla + Split Set 1.2x1.2m.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay
Factor de seguridad es 1.26, estable

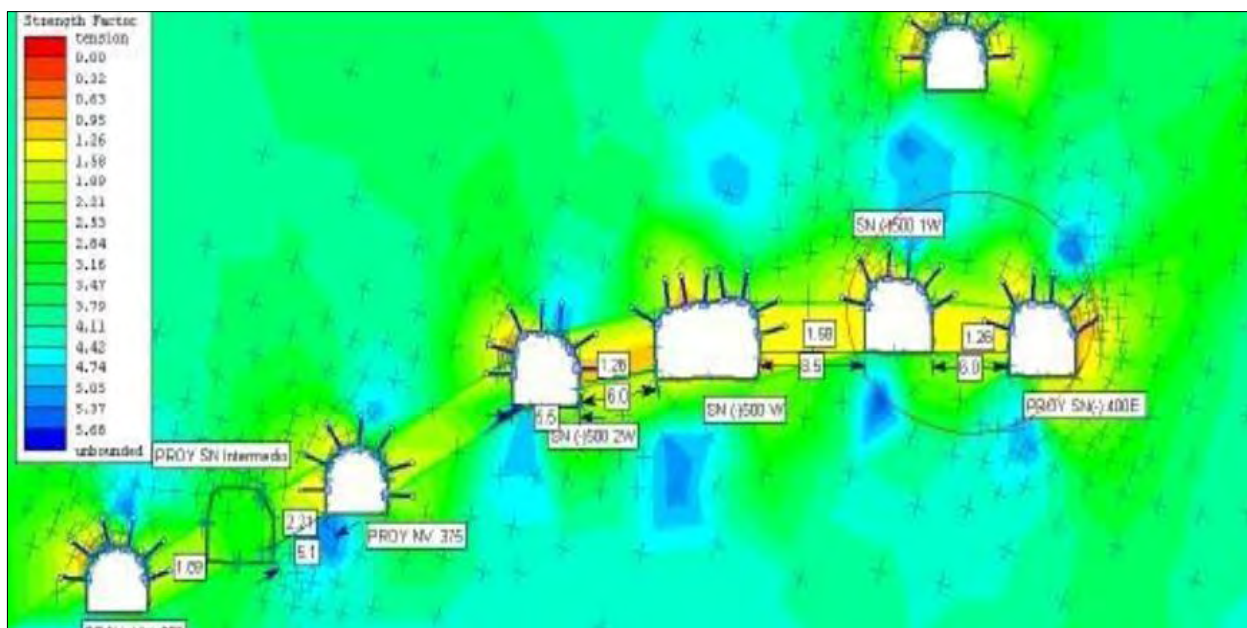


Figura 24. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del Proyecto SN (-) 400E con respecto al SN (-) 500 1W con dimensión de pilar de 6.0m y cámara de 5.5mts y con sostenimiento malla + Split Set 1.2x1.2m.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Factor de seguridad es 1.26, estable

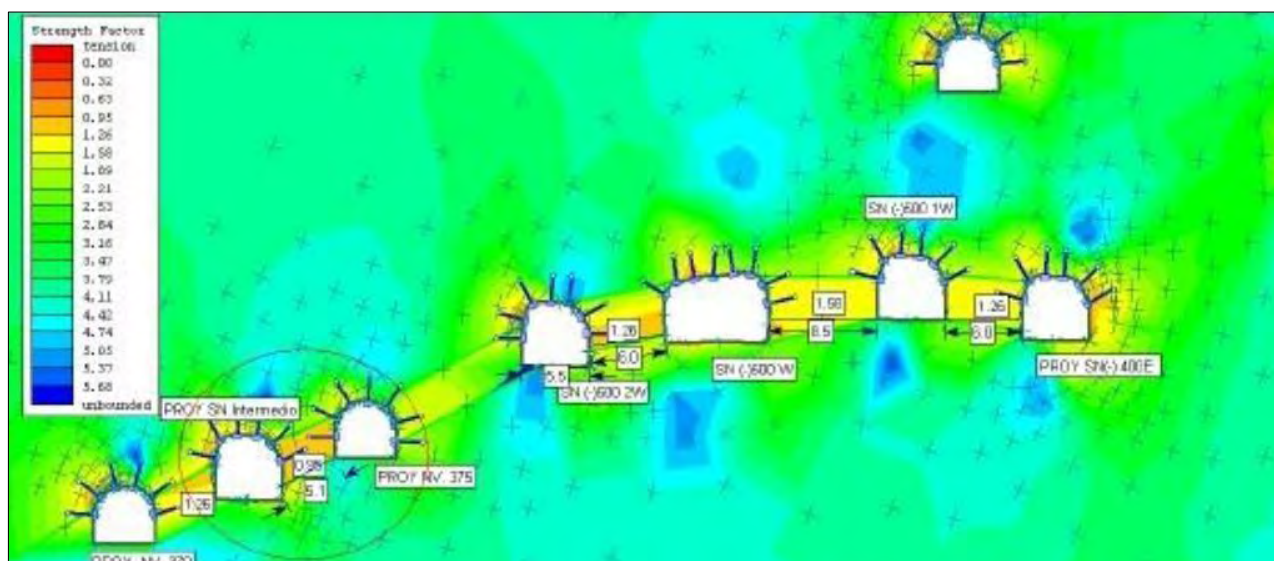


Figura 25. Modelamiento tenso deformacional luego de realizar la excavación del Proyecto NV375 con respecto al Proyecto SN intermedio con dimensión de pilar de 5.1m y cámara de 5.5mts con sostenimiento malla + Split Set 1.5x1.5m.

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Factor de seguridad es 0.95, equivalente a un factor de seguridad mínimo que es 1, mod. Inestable, será necesario

incrementar la densidad del perno y cambiar otro tipo de elemento de anclaje de mayor capacidad.

La dimensión de un pilar óptimo calculado, es un pilar cuadrado de 6.0 x 6.0 mts con cámaras de 5.5 mts de ancho y una altura promedio de 4.5 m de altura se tiene los cálculos realizados por las dos metodologías, tanto por fórmulas empíricas y modelamiento numérico. Se tiene factores de seguridad con valores equivalente respectivamente como: 1.18 y 1.26 como un factor de seguridad promedio final de 1.22: ESTABLE.

Configuración general de la estabilidad del modelamiento

Tabla 30.

Configuración de la estabilidad del modelamiento

Condición General de Estabilidad	FS	Observaciones Generales
Muy inestable	<0.90	
Inestable	1.00	Sostenimiento inmediato
Moderadamente Inestable	1.00-1.10	Con poco tiempo para sostener
Moderadamente estable	1.10-1.30	Con relativo tiempo para sostener
Estable	1.30-1.50	
Muy estable	>1.50	

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Mayor tiempo de exposición, las condiciones cambian y decrecen

Como se puede apreciar en los simulacros con la data en Phases, realizando el modelamiento geomecánico tenso deformacional del método de explotación de taladros

largos y cámaras y pilares; se llega a la conclusión que la que define la restricción en cuanto a longitud de minado es la caja techo que presenta 18 metros de longitud en Zona de Transición sin sostenimiento, por lo tanto la longitud máxima del tajeo con 20 metros de altura que se debe dar es de 18 metros en tajeos con Buzamientos mayores a 60° y 16 metros en tajeos con buzamientos de 50° a 60° , cumpliendo debidamente con el relleno detrítico para así evitar cualquier incidente o accidente respectivo.

También se evaluó la posible aplicación del método de cámaras y pilares en zonas donde el Manto Anita se presenta sub-horizontalmente, con una inclinación variante de 2° a 35° respectivamente, en dichas zonas se evaluó la posible aplicación del método de cámaras y pilares, teniendo como resultado la dimensión de un pilar cuadrado de 6.0x6.0mts con cámaras de 5.5mts de ancho y una altura promedio de 4.5 m de altura.

Simplificando, tomando en cuenta el estudio preliminar mediante el procedimiento numérico de selección donde se obtuvo como resultado la elección del método de explotación Corte y Relleno Ascendente y analizando con el estudio geomecánico, nos brinda la posible tenencia de aberturas mayores cuando el buzamiento del cuerpo es mayor a 50° y el minado se realiza con una altura de 20 metros, es favorable para la aplicación de taladros largos,

pero como el Manto Anita es irregular en cuanto a su inclinación, también se analizó la aplicación del método de cámaras y pilares que resultó favorable en cuanto a zonas de menor buzamiento. Se optará por una combinación de ambos criterios que simplemente es una variante del método de explotación de cámaras y pilares, la diferencia radica en que la perforación es con la aplicación de 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 Anita se procederá a analizar otras variables que son de importancia para la selección de métodos de explotación.

viii. Porcentaje de Dilución y de Recuperación

Según fuentes tomadas de operaciones de otras minas del Perú podemos fijar un porcentaje de dilución y recuperación para diferentes métodos. Esta información nos brindará un mayor panorama para la elección final del método de explotación a aplicar en el Manto Anita.

Tabla 31.

Porcentaje de dilución y recuperación

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

Fuente: Operaciones de diferentes minas del Perú

En la tabla anterior se observa que la ejecución de taladros largos como método de explotación generara menor dilución y mayor porcentaje de recuperación, tenemos que mencionar que estos valores son representativos, ya que la dilución depende mucho de los factores operativos.

ix. Costo Operativo

El costo operativo en Mina Islay varia por cada método de minado, 24.86 US\$/ton para el método de corte y relleno (breasting), 29.91 US\$/ton para el método de taladros largos y 25.97 US\$/ton para el método de cámaras y pilares. Los rubros más importantes en la generación del costo operativo son la explotación con 4.04 US\$/ton, las preparaciones incluido sostenimiento con 8.04 US\$/ton, el transporte del mineral en 21 km a la planta Animón con 3.62 US\$/ton.

4.2.5 Selección Final del Método de Explotación

Lo que hemos mencionado antes, señalamos que el método de explotación óptimos para el minado del Manto Anita será mediante tajeos por subniveles con pilares corridos, que en si es una variación del método de cámaras y pilares con la distinción que la perforaciones son mediante taladro largo.

4.2.5.1 Análisis del Método de Explotación de Tajeos Por Subniveles con Pilares Corridos

Sosteniendo el Método de Nicholas como base, aparte de otros parámetros primordiales se escogió el método de explotación por tajeos por sub-niveles con pilares corridos para el minado del Manto Anita. Seguidamente se realizará en los Nv 260 al 280, la descripción del

proceso de explotación y preparación, pertenecientes a reservas del Manto Anita, como tipo de estructura.

4.2.5.2 Descripción del Método de Explotación de Tajeos por Subniveles con Pilares Corridos

El método de explotación de tajeos por subniveles con pilares corridos, es básicamente una variante del método de explotación de cámaras y pilares respectivamente, ya que sigue en mismo paso, con la diferencia que la perforación es mediante taladros largos, que va del subnivel superior al inferior, se deja un pilar de 6 metros entre cada cámara a extraer el mineral, que sirve de soporte entre ellos, luego de realizar la extracción por el nivel inferior, posteriormente se ejecuta el relleno de la respectiva abertura progresivamente conforme a la voladura de las cámaras programadas, una vez finalizado con las secciones y llenado de las aberturas se pasa a explotar los bancos superiores siguiendo los mismos pasos explicados líneas arriba.

a) Ventajas y Desventajas

Ventajas:

- Alto rendimiento productivo.
- Alto automecanización.
- Mucha seguridad, sostenido con perno y malla electrosoldada y puntualmente con shotcrete, aparte de ello las extracciones del equipo roto.
- Mayor Ventilación.

Desventajas:

- Mucho periodo en los subniveles de pie y cabeza.

- Rotura en las cajas que generan diluciones y dificultades para la limpieza de los minerales.
- Se realizará seguidamente las limpiezas a control remoto.

4.2.5.3 Labores de Desarrollo

Huayta (1995) en su tesis menciona: “Para impulsar principalmente se tiene la bocamina de acceso a interior mina y la Rampa Islay que comunica a todos los niveles existentes en mina; del cual parten los By Pass que avanzan paralelamente a la estructura mineralizada (Mantos)” (p.75). Existen labores que avanza perpendicularmente a los By Pass, estos son los cruceros, los cuales cortan a la estructura en distintos puntos.

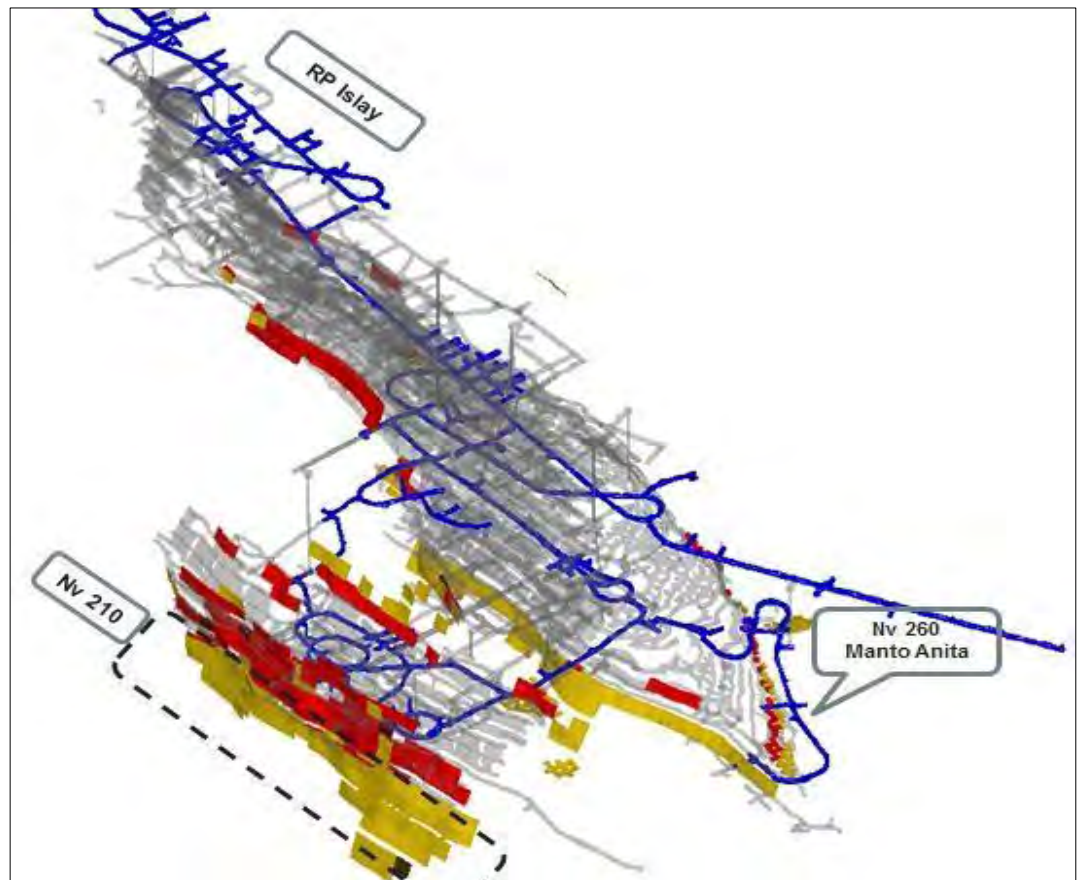


Figura 26. Labores de desarrollo

Fuente: Plan anual de explotación U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

El sostenimiento en estas labores mayormente es con Split set de 07 pies de longitud, instalados sistemáticamente espaciados a 1.5m x 1.5m, ya que la calidad de Macizo rocoso es de tipo IIIA en su mayoría. Solo se utiliza sostenimiento con shotcrete en las intersecciones mayormente, o en zonas donde se presenta un mayor relajamiento de lo normal.

4.2.5.4 Labores de Preparación

Estas labores mayormente se presentan como subniveles que su función primordial es delimitar el banco de mineral, mediante un subnivel de pie y uno de cabeza; desde donde se ejecutara la acción de perforación y carguío de los taladros largos en las distintas secciones realizadas. La limpieza se ejecuta mediante el subnivel de pie y el relleno se ejecuta desde el lado opuesto en el subnivel de cabeza. La sección de los subniveles es de 3.2 m x 3.8 m. La sección de las cámaras serán 5.0 m x 3.8 m y de los pilares serán 6.0 m x 3.8 m respectivamente.

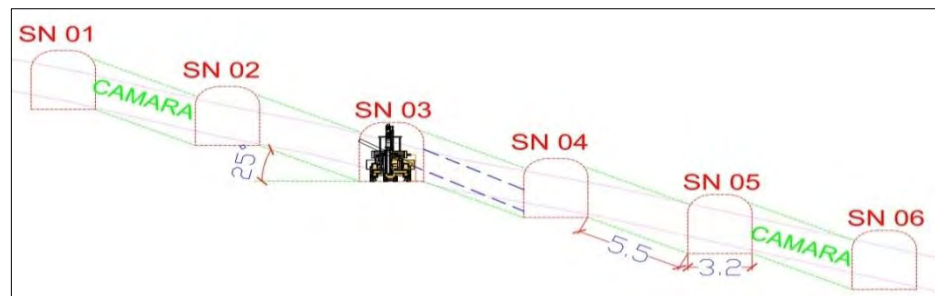


Figura 27. Preparación de subniveles

Fuente: Plan anual de explotación U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

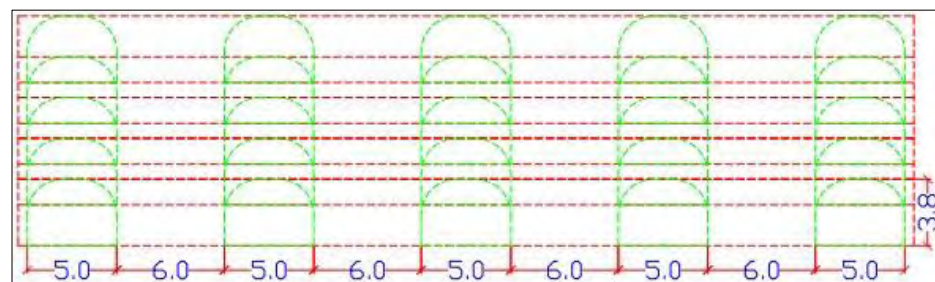


Figura 28. Preparación de cámaras y pilares

Fuente: Plan anual de explotación U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A



Figura 29. Labores de preparación

Fuente: Plan anual de explotación U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

En la imagen se evidencia las labores de desarrollo y preparación que se ejecutarán para la explotación del Manto Anita, en ella podemos diferenciar el diseño de los subniveles, distribución de las cámaras y pilares descritos líneas arriba, cabe mencionar que en el diseño de este método de explotación no estipula la recuperación de los pilares.

4.2.5.5 Operaciones Unitarias – Labores De Preparación

a) Perforación y voladura

Se tiene que considerar que la perforación en los subniveles se ejecutara en mineral a un RMR cercado de 40 a 50, por ende se diseña la siguiente malla de perforación en los frentes respectivos, y se debe cumplir la secuencia de salida de retardos representados en la Figura 29.

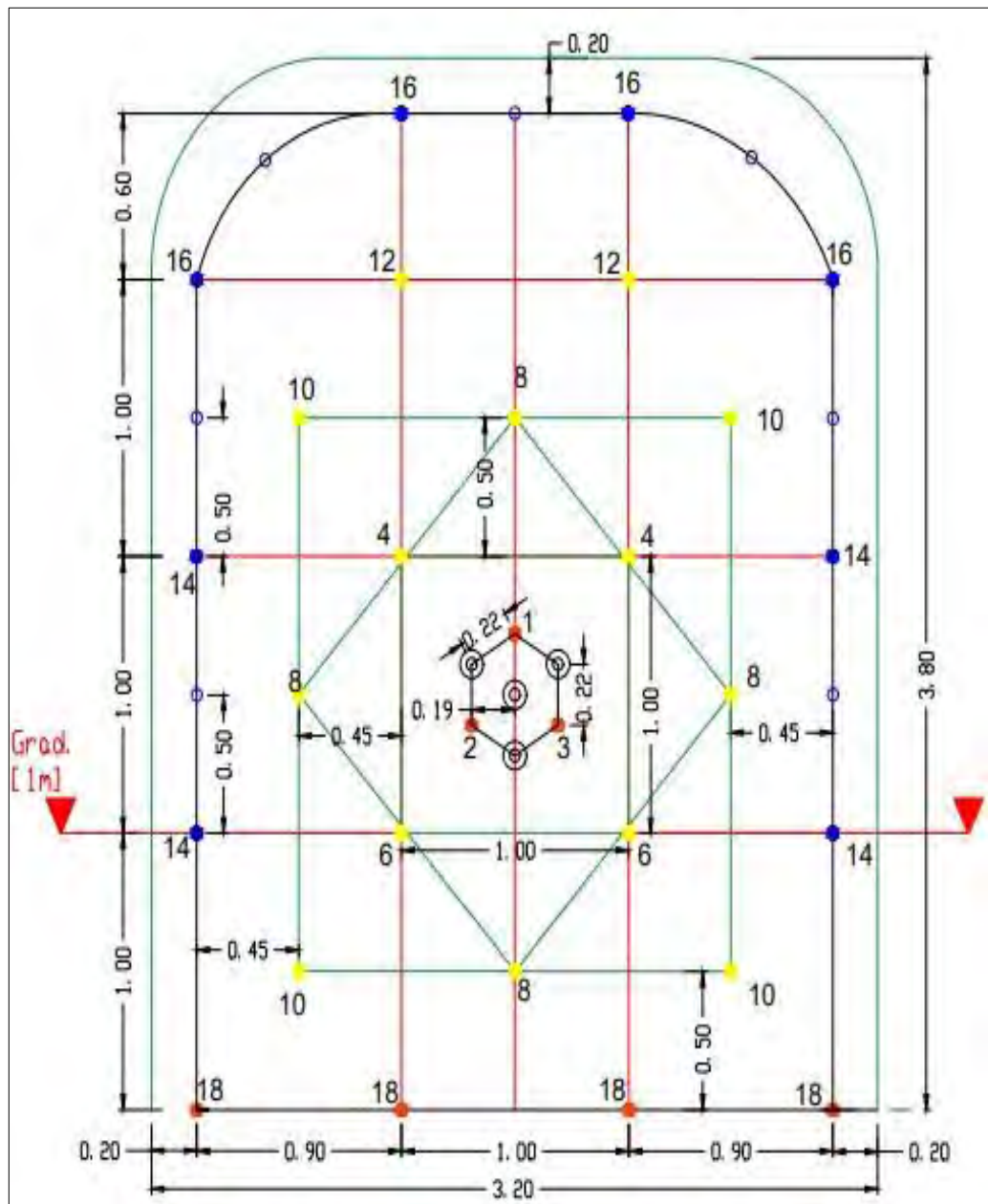


Figura 30. Malla de perforación y secuencia de salida de retardos

Fuente: Plan anual de explotación U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

Tabla 32.

Parámetros de perforación

Parámetros de Perforación		
Diámetro Tal. Rimado	mm	102
Diámetro Tal. Cargados	mm	51
N° Taladros Alivio	cant	7
N° Taladros Rimados	cant	4
N° Taladros Cargados	cant	29
Long. Efectiva Perf	m	3.85
Rendimiento Avance	%	90
Avance por disparo	m/disp	3.5
Factor de carga	Kg/m	20.5

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

Tabla 33.

Parámetros de Voladura

Parámetros de				
	N° Taladros	N° Cartuchos	Explosivo	Total Kg
CEBO	29	1	E 80 1 1/4" X 12"	8
ARRANQUE	3	12	E 80 1 1/4" X 12"	10
1° AYUDA	4	11	E 65 1 1/8" X 12"	10
TAL PRODUCCIÓN	10	9	E 65 1 1/8" X 12"	20
CORONA Y HASTIALES	8	7	E 45 1 1/8" X 12"	11
ARRASTRE	4	12	E 80 1 1/4" X 12"	13
TOTAL	29	303		71
Resumen de Kg y cartuchos por tipo de explosivo				
E 80 1 1/4" X 12"	30	Kg	113	Cartuchos
E 65 1 1/8" X 12"	30	Kg	134	Cartuchos
E 45 1 1/8" X 12"	11	Kg	56	Cartuchos
Pentacord 3P	20	mts		

Fuente: Reporte de productividad 2018 - U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

b) Limpieza, Acarreo y Transporte de Mineral

La limpieza del mineral roto se realiza mediante scooptrams de 6.0 Yd3.

Para mitigar el impacto del polvo generado por el tránsito de los volquetes durante el transporte, se cuenta con un programa de regadío del

sector de la mina Islay y la carretera Islay Huaychao, sólo se contempla en las épocas secas donde las lluvias están ausentes, las mismas que se dan durante el periodo de mayo a setiembre. El tiempo considerando para el presente regadío será hasta el año 2020, asimismo, la frecuencia de riego es de dos (02) veces por día, para lo cual se hará uso de una cisterna de 5000 Glns, considerando un volumen de agua para riego por día de 10 000 Glns; asimismo, se hace mención que el agua a utilizar para la misma será agua tratada.

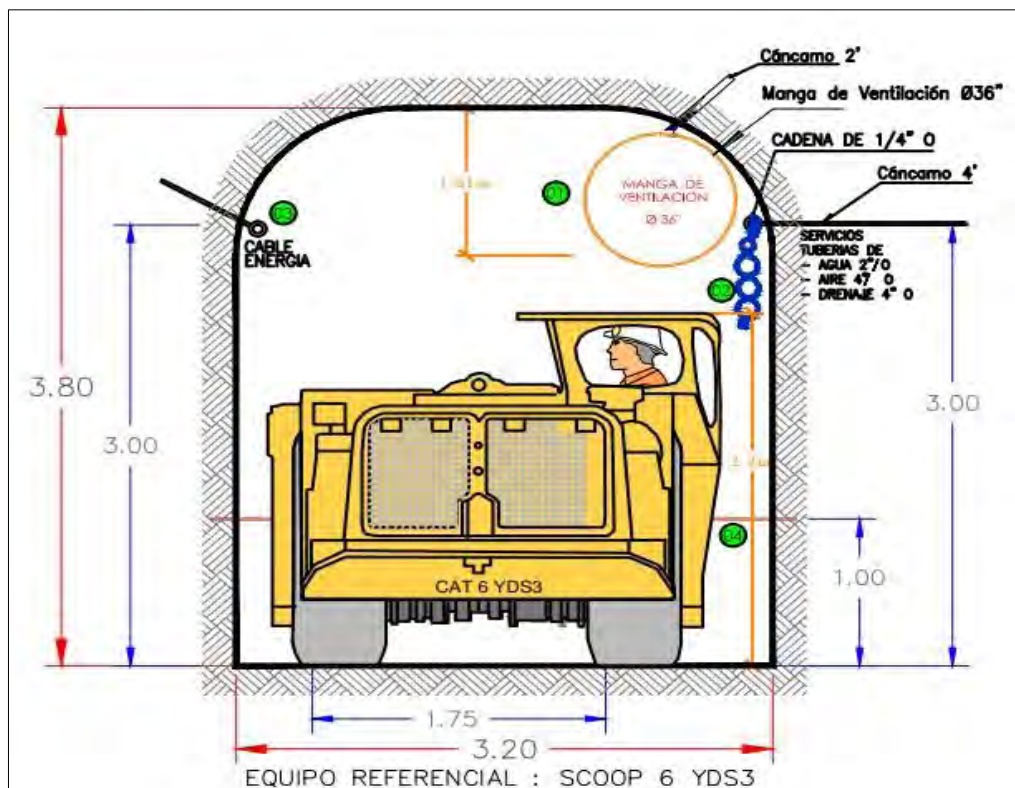


Figura 31. Estándar Sección Típica – Subnivel 3.2m x 3.8m

Fuente: Estándares Operacionales – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A.

c) Ventilación

La ventilación se realiza de forma mecanizada con ayuda de ventiladores secundarios, en circuito directo a la troncal de ventilación. Para cada labor se alimentará aire por mangas hasta el tope del frente que se disparó.

d) Sostenimiento

Por ser en su mayoría los avances lineales labores permanentes (preparación de subniveles), se debe realizar en su ejecución el correcto sostenimiento que garantice la estabilidad de la labor en el tiempo que dure la ejecución del método de explotación del block de mineral a explotar. A continuación, mostraremos una tabla donde figura el tipo de sostenimiento adecuado según la clasificación de la masa rocosa respectiva.

Tabla 34.

Sostenimiento de Labores

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE –II	>60	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.8 m x 1.8 m
DE-III A	51 – 60	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.5 x 1.2 m + Malla Electrosoldada
DE-III B	41 – 50	Split Set de 7' espaciado sist. a 1.2 x 1.2 m + Malla Electrosoldada
DE-IV A	31 – 40	Shotcrete 2'' + Hydrabolt de 7' espaciado sist. a 1.5 x 1.5 m ó Malla Electrosoldada + Hydrabolt espaciado sist. 1.2 x 1.2 m
DE-IV B	21 - 30	Shotcrete 2'' + Hydrabolt espaciado sist. a 1.2 x 1.2 m
V	0 - 20	Shotcrete 2'' + Malla + Hydrabolt espaciado sist. a 1.0 x 1.0 m + Shotcrete 1''

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

Como se puede distinguir en el cuadro anterior, el sostenimiento que se recomienda para los subniveles a preparar son pernos Split Set de 7' espaciado sist. a 1.2 x 1.2 m + Malla Electrosoldada, 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 respectivamente.

4.2.5.6 Labores de Explotación

Huayta (1995). Menciona. “La Chimenea VCR es ejecutada para las cámaras a explotar, sirve de cara libre en la voladura en secciones de la cámara donde se encuentra el cuerpo mineralizado. Está tendrá una sección de 1.5 m x 1.5 m” (p. 105).

Operaciones Unitarias – Labores de Explotación

El método de explotación de tajeos por subniveles con pilares corridos presenta operaciones unitarias que se ejecutan de forma mecanizada con el uso de maquinaria de alta tecnología y ejecutando distintas técnicas que garantizan altos rendimientos. Líneas abajo describiremos cada una de ellas.

a) Perforación

La perforación de los taladros largos se realiza con un equipo T1D (simba) marca Atlas Copco, se utilizan barras de 1.2 m y la broca presenta un diámetro de 64mm. El simba es electrohidráulico, que se alimenta de 220 V, y el motor diesel solo se utiliza para su respectivo traslado.

Sus características son:

- La perforación se realiza desde el nivel superior al inferior, siempre es en sentido negativo.
- La perforación es paralela (separación entre secciones de 1.5 m), siempre contorneando la cámara a explotar.
- Se debe tener un óptimo control de la altura de la labor de los subniveles, para que la viga del equipo Simba pueda manejar sin dificultades, si hay presencia de pechos estas deben ser desquinchadas o perfiladas.

- Se realizan perforaciones para los taladros de alivio entre las secciones hacia la caja techo con el objetivo de controlar la sobre rotura en la caja techo.

Perforación de la Chimenea Slot:

Cabe resaltar que la chimenea VCR se ejecuta para que sirva como cara libre para la voladura de las demás secciones dentro de cada cámara, a continuación, mostraremos la respectiva malla de perforación de esta.

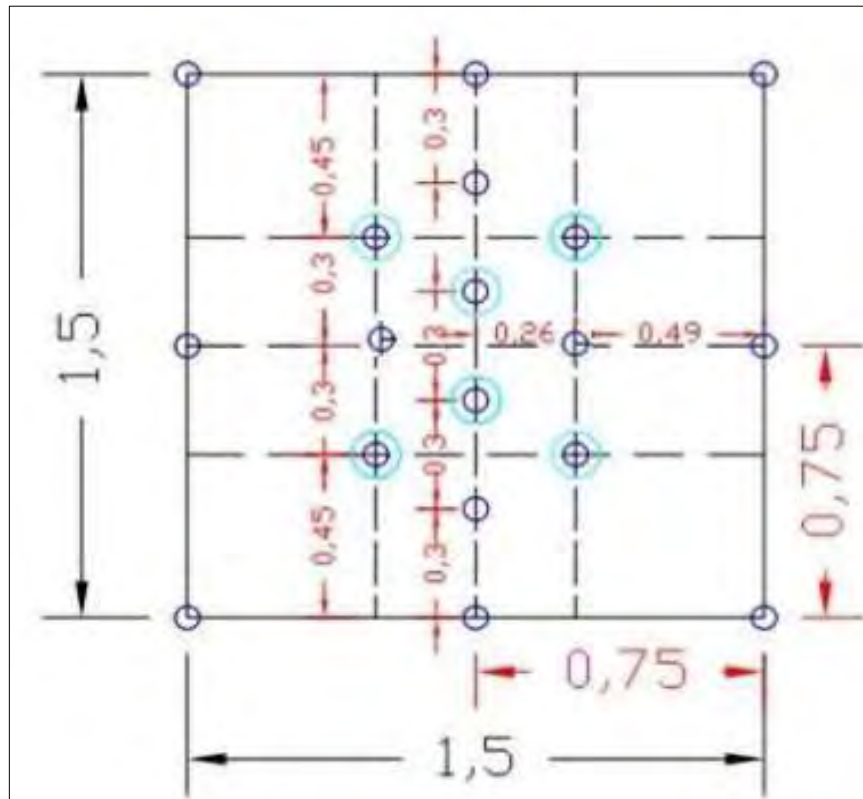


Figura 32. Malla de perforación del Slot (Sección 1.5m x 1.5m)

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

- **Diámetro de Taladro Perforado:** 64mm
- **Diámetro de Taladro Rimado:** 127 mm
- **Longitud de Taladro:** 5 m
- **Nº de taladros de 64 mm:** 18 Taladros
- **Nº de taladros de 127 mm:** 06 Taladros

Perforación de las secciones:

Posteriormente a la perforación del slot se continúa con la perforación de los taladros marcados en las secciones de las cámaras, esta se ejecuta en retirada. Luego de perforar los taladros se debe entubar usando tubos de PVC para evitar su desprendimiento al ejecutar la voladura, y finalmente se tiene que tapar la boca de los que fueron perforados negativamente para evitar que se tapen.

Parámetros de Perforación

- Diámetro :64mm
- Long. de barra :5 pies
- Burden :1.5 m
- Espaciamiento :1.5 m

Malla de Perforación

La malla de perforación es en paralelo, las secciones se separan cada 1.5 m y en el medio de dos de ellas se perforan taladros intermedios con la finalidad de ayudar en la salida de estos al momento de la voladura, y obtener la granulometría esperada.

Desviación de la perforación:

Cuando se perfora los taladros largos, el principal problema es la desviación, y este causa muchas deficiencias en la ejecución de la voladura, esto se debe a lo siguiente:

- Dificultades en el posicionamiento de la viga del equipo.
- Deficiente emboquillado.
- Poca experiencia del operador.
- Mucha rotación y/o percusión.
- Deficiente estudio en cuanto a la geología y geomecánica.

- Error en el contorno del mineral en las secciones.

Se tiene que tener presente que la desviación máxima es del 3%, si pasa de este valor se debe dejar ese taladro y realizar otro o corregirlo al momento de cargar con explosivos, es decir, se debe tener presente como salen los taladros en el subnivel inferior y viendo eso se debe cargar unos taladros y otros no.

b) Voladura

La voladura que se realiza utilizando explosivos como, emulsiones encartuchadas EMULEX 80 1 1/2"x12" y 1 1/4"x12", EMULEX 65 1 1/4"x12", ANFO y accesorios de voladura no eléctricos. El carguío de los taladros se realiza en forma manual.

A continuación, presentaremos una imagen que nos especificará la secuencia de salida los retardos de la chimenea Slot, y los ratios de voladura de esta.

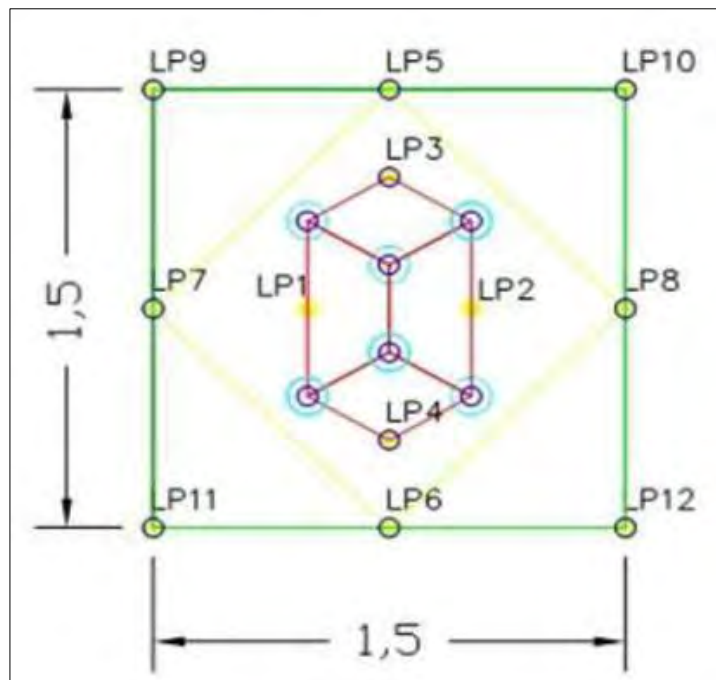


Figura 33. Malla de voladura del Slot (Sección 1.5 x 1.5 m)

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.

- **Diámetro de Taladro Perforado:** 64mm

- **N° de Taladros Cargados:** 12 Taladros
- **N° de Taladros de Alivio:** 06 Taladros

Tabla 35.

Ratios para Chimenea

Parámetros	Cantidad	Unidades
Ancho de Minado	1.5	m
Longitud de Minado	1.5	m
N° de taladros 64 mm (2.5 pulg)	18.00	Tal
N° de taladros 127 mm (5 pulg)	6.00	Tal
N° taladros cargados de 64 mm	12.00	Tal
Long. del taladro	14.00	m
Long. del taladro cargado	13.50	m
Peso específico del mineral	2.70	Ton/m3
Volumen Roto	31.50	m3
Tonelaje Roto	85.05	Tn
Cart. /tal. (Emulnex-80 1.3/8" x 12")	9.00	Pzas
Anfo/tal	22	Kg
Total Cartuchos Explosivos	108.00	Pzas.
Peso/Cartucho (Emulnex-80 1.3/8" x 12")	0.33	Kg.
Peso Saco/Anfo	25.00	Kg.
Kg. Explosivo/Taladro	24.96	Kg./Tal
Kg. Explosivo Total	299.53	Kg.
Rendimientoos		
Factor de Potencia	3.52	Kg./tn
Factor de Carga	9.51	Kg./m3
Factor de Avance	21.39	Kg./m.
Tonelaje/ taladro	7.09	Tn./tal.
Tonelaje/ metro perforado	0.25	Tn./m.
Toneladas/ m2	37.80	Tn/m2

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

c) Carguío

La limpieza y el carguío se realizan con equipo de bajo perfil Scooptram diesel de 6.0 Yd³, hacia y desde las cámaras de acumulación a los volquetes de 25 toneladas que transitan en la rampa Islay, acceso principal de la mina, cabe mencionar que el scoop realiza la limpieza con telemando desde el nivel inferior, y luego lo dirige a las cámaras de acumulación o zonas de carguío hacia los volquetes respectivos.

d) Transporte

Se realizará con la flota de volquetes de 25 toneladas, disponibles para el tamaño de la producción. La actividad de extracción de los materiales resultantes de la voladura de frentes, se dispondrán como relleno de los tajos si son 32 desmonte, movilizándose a las cámaras de acumulación. El mineral se transportará a la Planta de Beneficio de la U.E.A. Animón.

e) Relleno

Cuando se cumpla el objetivo de la limpieza del material roto, inmediatamente se procede con el proceso de relleno con los equipos de bajo perfil (scoop y dumper), evaluando su spam correspondiente al tajo respectivo, también se usara volquetes con directa descarga, para ello se debe construir una berma de seguridad y proteger que cedan los volquetes en las plataformas que se descargan.

f) Sostenimiento

Clausurado el espacio abierto de las cámaras, se proceden a realizarse los nuevos desatados generales para complementar todos los sostenimientos deteriorados por las voladuras.

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Resultados

5.1.1 Estudio Geomecánico

5.1.1.1 Calidad del macizo rocoso

Tabla 36.

Calidad del macizo rocoso del Manto Anita

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

5.1.1.2 Aberturas Máximas, Tiempos de Auto Sostenimiento para tajeos en el

Manto Anita

Tabla 37.

Aberturas máximas y tiempos de auto-sostenimiento para tajeos.

Dominio	Rango RMR	Abertura Máx. (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE – IIIA	51 - 60	8.0-10.0	Desde 1 mes hasta 1 semana
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

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

5.1.1.3 Dimensionamiento de Tajeos para el Manto Anita

Tabla 38.

Dimensionamiento de tajeos para el Manto Anita.

Ubicación	ALTURA (m)	Zona estable (m)	Zona de transición
Veta	20	23	71
Caja Techo	20	7	18
Caja Piso	20	7	16.4

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

5.1.2 Selección y Análisis del Método de Explotación

5.1.2.1 Parámetros Geológicos y Geomecánicos del Manto Anita

Tabla 39.

Dimensionamiento de tajeos para el Manto Anita.

Manto anita	
Parámetros	Valores
Forma	Tabular
Potencia	< a 10 m
Buzamiento	20° - 55°
Profundidad	150 a 600 m
Dist. De leyes	Uniforme
Resist. De mineral	1.50
Espaciam. Entre fracturas	30
Cizallamiento	Pequeña
Resist. Caja Techo	12
Espaciam. Entre fracturas	60
Cizallamiento	Pequeña
Resist. Caja Piso	7.65
Espaciam. Entre fracturas	35
Cizallamiento	Pequeña

Fuente: Estudio Geomecánico Volcan Compañía Minera S.A.A – U. M Islay

5.1.2.2 Selección del método de explotación para el minado de Manto Anita

Tabla 40.

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	-41	7	10	8	26	-15
Hundimiento de Bloques	-41	12	9	6	27	-14
Cámaras por Subniveles	6	-49	4	0	-45	-39
Hundimiento por Subniveles	-40	0	9	1	12	-28
Fases o paredes largos	6	12	9	5	26	32
Cámaras y Pilares	8	0	5	1	7	15
Almacenamiento Provisional	8	1	9	7	18	26
Corte y relleno	15	9	8	12	29	44
Rebanadas Hundidas	-41	4	9	8	21	-20
Conjunto de Cuadros	10	12	8	10	30	40

Fuente: Método del Procedimiento Numérico de Selección (1981)

5.1.2.3 Parámetros de Perforación

Tabla 41.

Parámetros de perforación

Parámetros de Perforación		
Diámetro Tal. Rimado	mm	102
Diámetro Tal. Cargados	mm	51
N° Taladros Alivio	cant	7
N° Taladros Rimados	cant	4
N° Taladros Cargados	cant	29
Long. Efectiva Perf	m	3.85
Rendimiento Avance	%	90
Avance por disparo	m/disp	3.5
Factor de carga	Kg/m	20.5

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

5.1.2.4 Parámetros de Voladura

Tabla 42.

Ratios para Chimenea

Parámetros	Cantidad	Unidades
Ancho de Minado	1.5	m
Longitud de Minado	1.5	m
N° de taladros 64 mm (2.5 pulg)	18.00	Tal
N° de taladros 127 mm (5 pulg)	6.00	Tal
N° taladros cargados de 64 mm	12.00	Tal
Long. del taladro	14.00	m
Long. del taladro cargado	13.50	m
Peso específico del mineral	2.70	Ton/m ³
Volumen Roto	31.50	m ³
Tonelaje Roto	85.05	Tn
Cart. /tal. (Emulnex-80 1.3/8" x 12")	9.00	Pzas
Anfo/tal	22	Kg
Total Cartuchos Explosivos	108.00	Pzas.
Peso/Cartucho (Emulnex-80 1.3/8" x 12")	0.33	Kg.
Peso Saco/Anfo	25.00	Kg.
Kg. Explosivo/Taladro	24.96	Kg./Tal
Kg. Explosivo Total	299.53	Kg.
Rendimientos		
Factor de Potencia	3.52	Kg./tn
Factor de Carga	9.51	Kg./m ³
Factor de Avance	21.39	Kg./m.
Tonelaje/ taladro	7.09	Tn./tal.
Tonelaje/ metro perforado	0.25	Tn./m.
Toneladas/ m ²	37.80	Tn/m ²

Fuente: Reporte de productividad 2018 – U. M Islay - Volcan Compañía Minera S.A.A

5.2 Discusiones

5.2.1 Estudio Geomecánico

5.2.1.1 Calidad del Macizo Rocoso

Bieniawski (1989) menciona. “La calidad del macizo rocoso determinó mediante el mapeo geomecánico realizado in situ y testigo en sondaje diamantino realizado en el terreno de Mantos, se clasificaron las rocas según el criterio de dividiendo el área de la Unidad Minera” (p. 306).

5.2.1.2 Aberturas Máximas, Tiempos de Auto Sostenimiento para tajeos en el Manto Anita

El resultado de los valores fueron determinados basándose en los parámetros geomecánicos del estudio realizado por el área de Geomecánica de la Unidad Minera Islay – Volcán en la zona de Mantos considerando valores que fueron reemplazados en las figuras y ahí se determinó valores máximos de aberturas y tiempo de autosostenimiento, con ayuda de ello se busca determinar el sostenimiento adecuado de las respectivas labores que se ejecutaran en el proyecto.

5.2.1.3 Dimensionamiento de Tajeos para el Manto Anita

Bieniawski (1989) dice: “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” (p. 306).

La obtención de valores intervienen en la elección final del método de explotación para el minado del Manto Intermedio, ya que indica la abertura máxima del tajeo de acuerdo con los métodos de soporte aplicado.

5.2.2 Selección y Análisis del Método de Explotación

5.2.2.1 Parámetros geológicos y geomecánicos del Manto Anita

La demostración de valores dentro de la Tabla da a conocer las características geológicas, valores geomecánicos del Manto Anita y geometría del yacimiento, con los que se ejecutó el estudio numérico para elegir un método de explotación eficiente para el minado del manto. Los valores estimados para obtener los parámetros geomecánicos fueron desarrollados en base a mapeos geomecánicos, ensayo de mecánica de rocas y estudios geológicos respectivamente.

5.2.2.2 Selección del método de explotación para el minado de Manto Anita

En la tabla se observa el resultado del estudio ejecutado para la elección del método de explotación, la adición de los valores que se obtuvo y el resultado final. Se tiene que tener presente que el Procedimiento Numérico de Selección se usa para la elección del método de explotación, también existen programas de computación y macros que ayudan a obtener los resultados, la seguridad de ejecutar este método está en que se toma distintos parámetros obtenidos del yacimiento donde se valora y se suma para tener un resultado final, pero cabe resaltar que el resultado que se obtuvo fue el método de explotación de tajeos por subniveles con pilares corridos, que viene a ser una variante del método obtenido en la tabla adjunta, este método fue resultado de un análisis de las simulaciones que se desarrollaron en el software Phases en diferentes escenarios.

5.2.2.3 Parámetros de Perforación

Los valores expuestos en la tabla fueron resultados que se basaron en un estudio relacionado a la ejecución 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.

5.2.2.4 Parámetros 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 Anita.

CONCLUSIONES

1. Se ha proyectado un método de minado que hace una combinación del uso del método convencional de “cámaras y pilares corridos” con el método “tajeos por subniveles con taladros largos” para la apertura de las cámaras, lo cual ayuda al minado masivo de yacimientos tipo mantos.
2. Por la irregularidad del Manto Anita, existe la restricción en cuanto a longitud de minado, la caja techo puede presentar 18 metros de longitud en Zona de Transición sin sostenimiento, por lo tanto la longitud máxima del tajeo con 20 metros de altura que se debe dar es de 18 metros en tajeos con Buzamientos mayores a 60° y 16 metros en tajeos con buzamientos de 50° a 60° , en estos casos se aplicará el método de explotación por taladros largos, cumpliendo debidamente con el relleno detrítico para así evitar cualquier incidente o accidente respectivo, dejando pilares cuadrados de 6.0x6.0mts, para pasar al siguiente subnivel de explotación respectiva.
3. La aplicación del método de cámaras y pilares en zonas donde el Manto Anita se presenta sub-horizontalmente, con una inclinación variante de 2° a 35° respectivamente, en dichas zonas se evaluó la posible aplicación del método de cámaras y pilares, teniendo como resultado la dimensión de un pilar cuadrado de 6.0x6.0mts con cámaras de 5.5mts de ancho y una altura promedio de 4.5 m de altura.
4. Acorde al Procedimiento Numérico de Selección se tuvo como resultado el Corte y Relleno como método de minado para el Manto Intermedio, pero, mediante a los estudios geomecanicos realizados y otras variables se prefirió por el método de explotación de Tajeos por subniveles con pilares corridos que combina el método de cámaras y pilares con las aplicaciones con taladro largo, obteniendo mucha producción y estabilidad.

5. El valor aproximado de producción para los métodos de explotación de Tajeos por sub-niveles es de 25.97US\$/ton.
6. Precedentemente lo expuesto concluiremos que los métodos en explotaciones de Tajeos por sub-niveles con pilares será muy selecto para el Manto Anita desde el punto de vista tactico.

RECOMENDACIONES

1. Todas las medidas geomecánicas en los minados establecidos en el presente 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. Durante la ejecución del método de explotación de tajeos por subniveles con pilares corridos se debe recolectar información referente a las operaciones unitarias que serán a futuro de gran ayuda, cuando se encuentren otros yacimientos con características similares a este y se puedan aplicar el mismo método.
3. En la ejecución de la explotación de los tajeos (cámaras), respetar las dimensiones propuestas, ya que si éstas son mayores se incrementaría el riesgo de caída de rocas o descaje de rocas de las paredes, incrementando la dilución al mineral extraído.
4. Las elecciones en el método de explotaciones debe considerar completamente los parámetros necesarios que garantice su mayor rendimiento como técnico y económico.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Barreto, N. (2016). *La investigación de Sistemas de explotación minera*, Universidad de Río de la Plata, Argentina (p. 75).
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering rock mass classifications*. Edit. John Wiley and Sons. p. 306.
- Boshkov, S. y Wright, F. (1973). *Basic and parametric criteria in the selection, design and developmen of underground mining systems*) SME Mining Engineering Handbook SME-AIME, New York (p. 111).
- Cabana, J. (2018) *Estudio geomecánico para el control de dilución mediante el diseño de abertura de tajeos de la zona norte de la veta San Rafael – Puno*. UNA – Puno – Perú p.35-38 url: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8728/Cabana_Huarilloclla_Juvenal.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Cabello, N. (2008). *Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca*. Lima
- Cajaleón, M. (2018) *Análisis geomecánico del túnel de integración Animon- Islay*. UNDAC – Cerro de Pasco – Perú p. 68. url: <http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/767/1/TESIS%20FINAL.pdf>
- DRC Ingenieros S.R.Ltda. (2012). Informe *Geomecánico de la Mina Pachapaqui*. Ancash
- Gerónimo, D. (2018). Implementación de un nuevo método de explotación minero. UNI, Lima (p. 32)
- Huayta, C. (1995). *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.. UNSCH – Ayacucho* (p. 60, 75, 105)
- Hustrulid, W. (1982). *Underground Mining Methods Handbook*. Society of Mining Engineers. USA: W.A. Hustrulid
- Montenegro, M. (2012). *Método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos*. Lima
- Moscoso, E. (2016) *Explotación de recursos de oxidos en minera Rafaela*. Universidad de Chile - p. 15 url:

<http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/140625/Explotacion-de-recursos-de-oxidos-en-Minera-Rafaela.pdf?sequence=1>

Sjoberg, J. (1992). "Failure modes and pillar behaviour in the Zinkgruvan mine". in Proc. 33th U.S. Symp. Rock . Mech, Rotterdam, p. 105

Universidad Nacional del Altiplano. (1999). *Explotación Subterránea: Métodos y casos prácticos*. Puno: UNA

VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. (2019). *Informe Geomecánico de la Mina Islay*. 2019, julio 08, de Volcan Compañía Minera S.A.A Base de datos

VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. (2019). *Plan de Minado de Mina Islay*. 2019, julio 20, de Volcan Compañía Minera S.A.A Base de datos.

ANEXOS

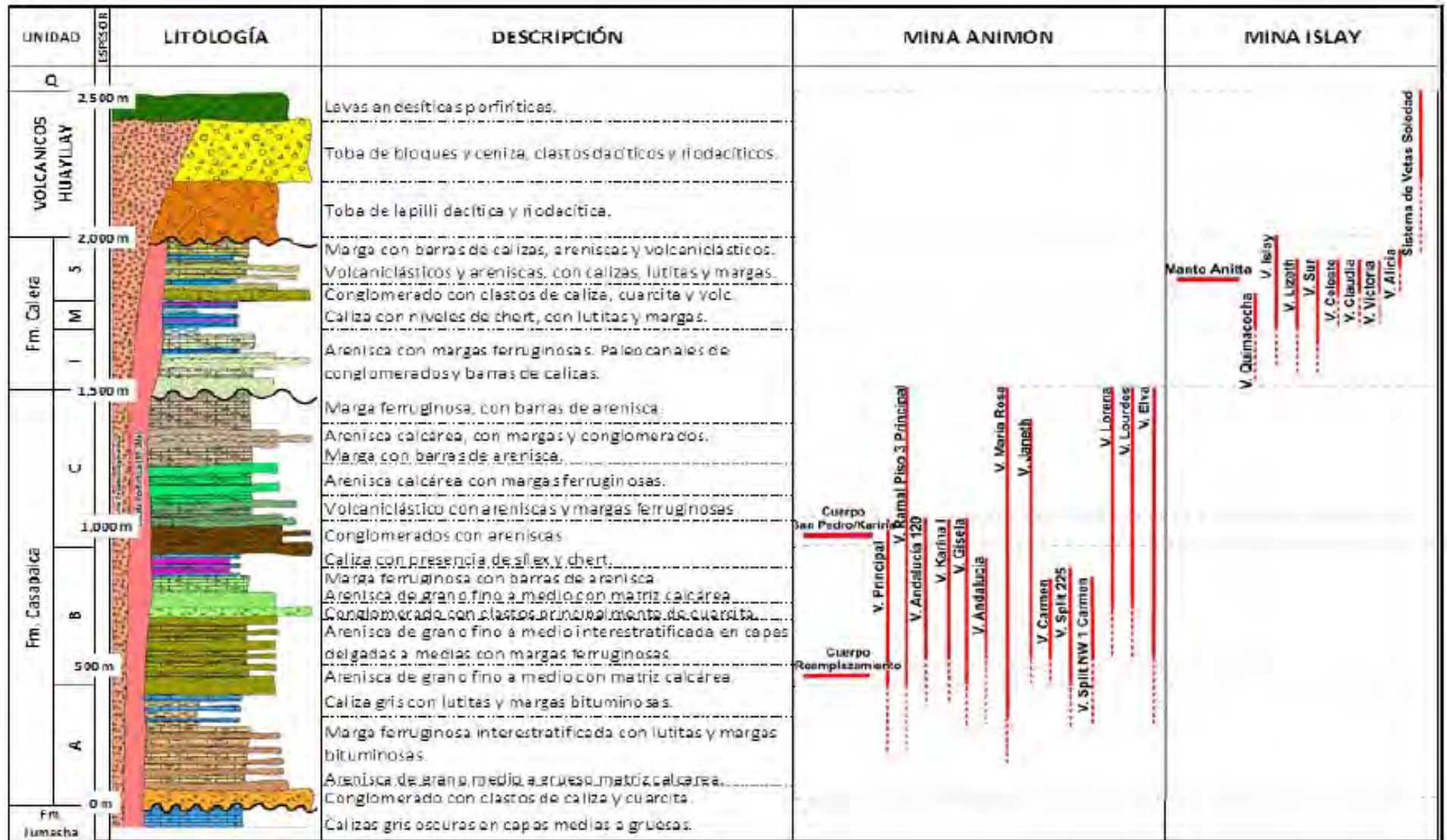
1. Matriz de Consistencia

Título: Selección y análisis del método de explotación para el minado del Manto Anita en la U.M Islay – Volcán Compañía Minera S.A.A

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología de la Investigación
<p>Problema general ¿De qué manera la selección y análisis del Método de Explotación, influye en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay – Volcan Compañía Minera S.A.A.?</p>	<p>Objetivo general Determinar que la selección y análisis del método de explotación influye en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p>	<p>Hipótesis general La selección y análisis del Método de Explotación influye en el minado del Manto Anita en U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p>		
<p>Problemas específicos:</p> <p>a) ¿En qué medida un estudio geomecánico adecuado de la zona influye en la selección del método de explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.?</p> <p>b) ¿En qué medida el análisis del método de explotación seleccionado influirá en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.?</p>	<p>Objetivos específicos:</p> <p>a) Determinar en qué medida un estudio geomecánico adecuado de la zona influye en la selección del método de explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p> <p>b) Evaluar en qué medida el análisis del método de explotación seleccionado influirá en el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p>	<p>Hipótesis específicas:</p> <p>a) Un estudio geomecánico adecuado de la zona influye positivamente en la selección del Método de Explotación para el minado del Manto Anita en la U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p> <p>b) El análisis del método de explotación seleccionado influye significativamente en el minado del Manto Anita U.M. Islay-Volcan Compañía Minera S.A.A.</p>	<p>Variable Dependiente (Y) Minado del Manto Anita.</p> <p>Variable Independiente (X) Método de explotación.</p>	<p>Tipo de Investigación: Aplicada</p> <p>Nivel de Investigación: Descriptivo.</p> <p>Diseño: Descriptivo Simple.</p> <p>Población y Muestra</p> <p>Población Las estructuras mineralizadas de mantos pertenecientes a la Unidad Minera Islay.</p> <p>Muestra La estructura mineralizada manto Anita.</p>

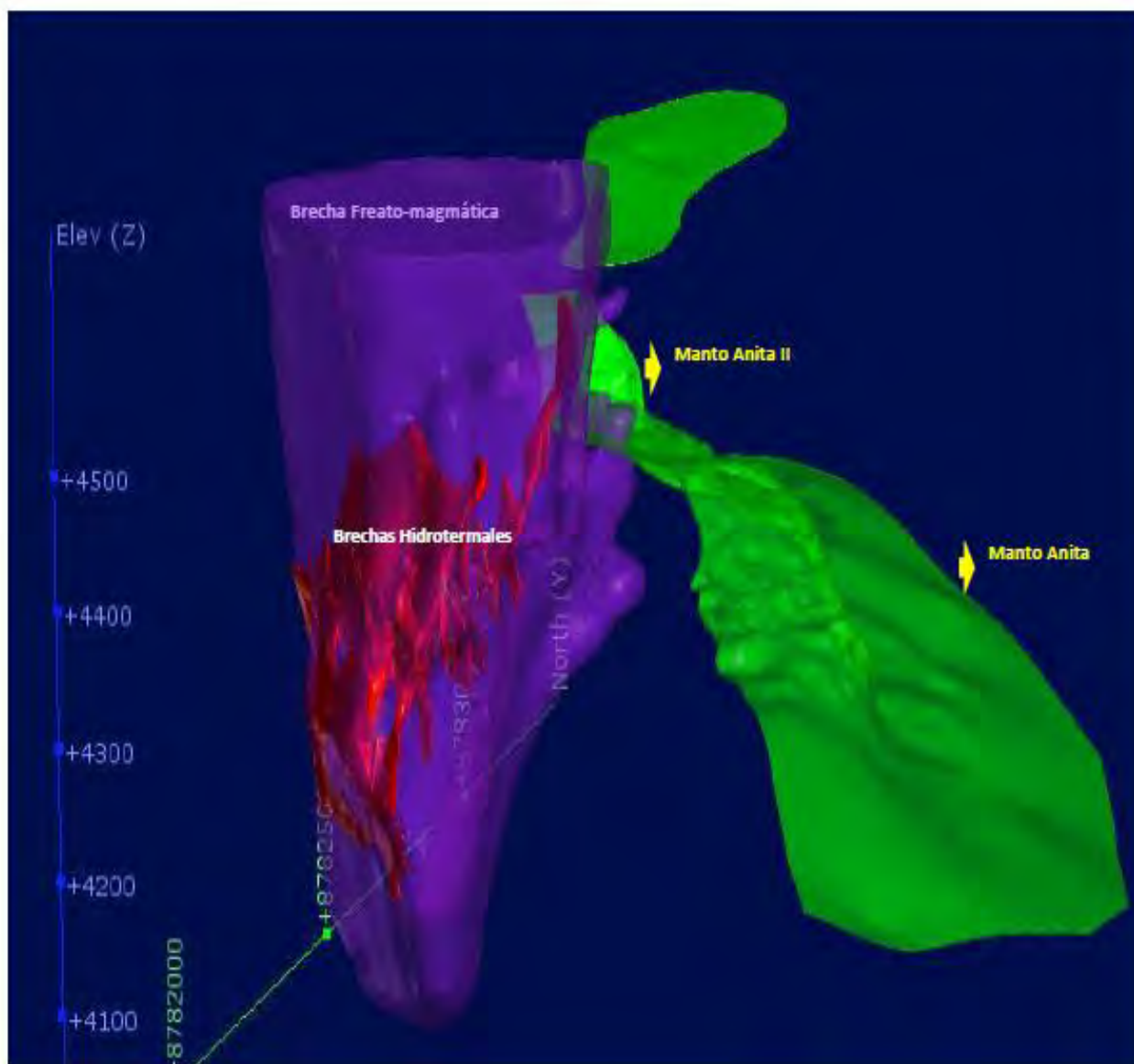
Autor: Bach. Xiomara Olenka Palomino Pacheco

2. Estratigrafía de la Mina Islay



Fuente: Departamento de Geología de la Unidad Minera Islay – Volcan Compañía Minera

3. Modelamiento Geológico 3D- Mina Islay



**BRECHA
HIDROTERMAL**
 Nv - 300 Sn-300E
 % Cu 0.02
 % Zn 0.75
 % Pb 2.45
 Oz Ag 3.12



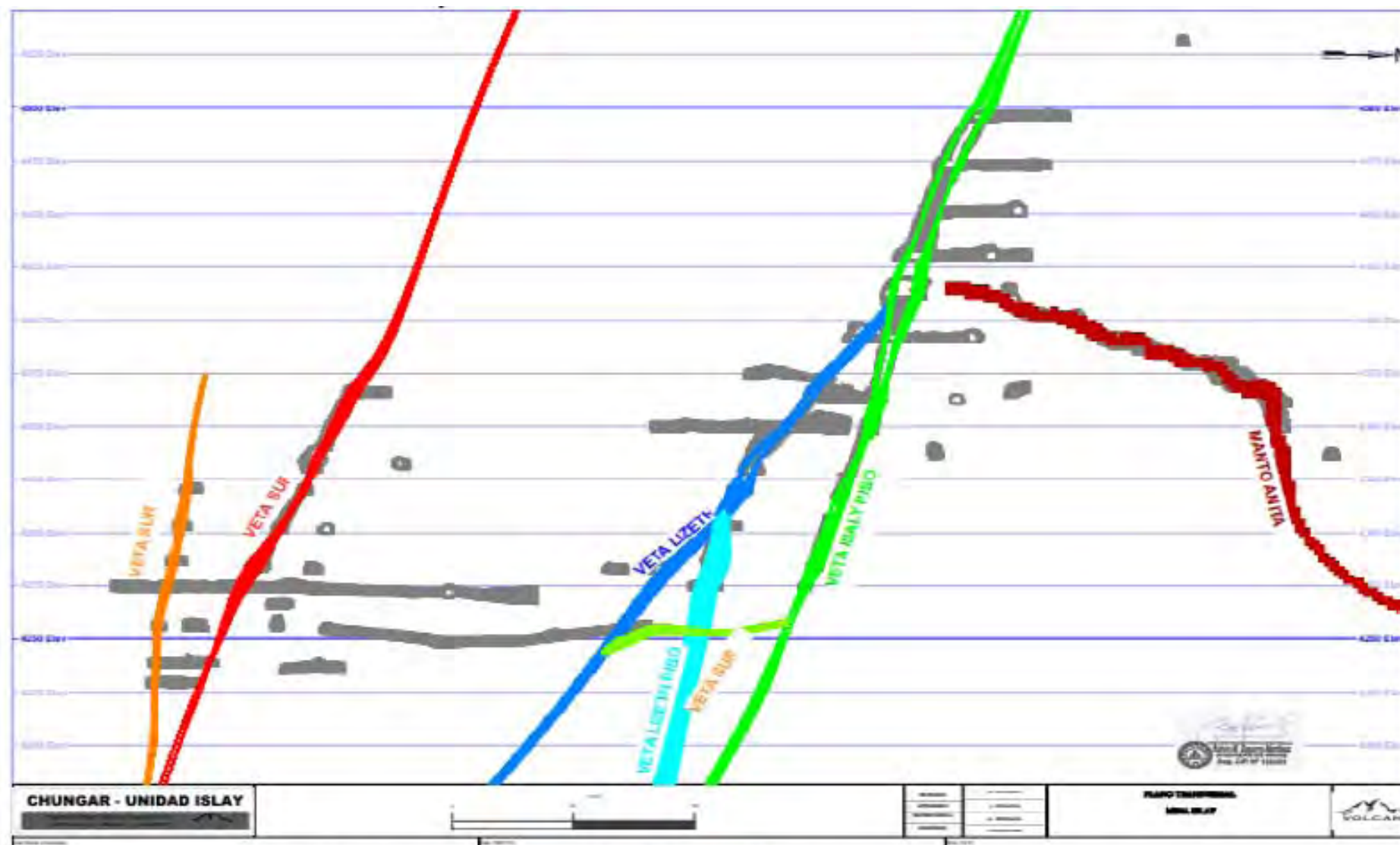
MANTO ANITA II
 Nv - 395 Sn-100W
 % Cu 0.07
 % Pb 4.91
 % Zn 9.67
 Oz Ag 6.38



MANTO ANITA
 Nv - 290 Sn-500
 % Cu 0.02
 % Pb 2.16
 % Zn 2.36
 Oz Ag 8.24

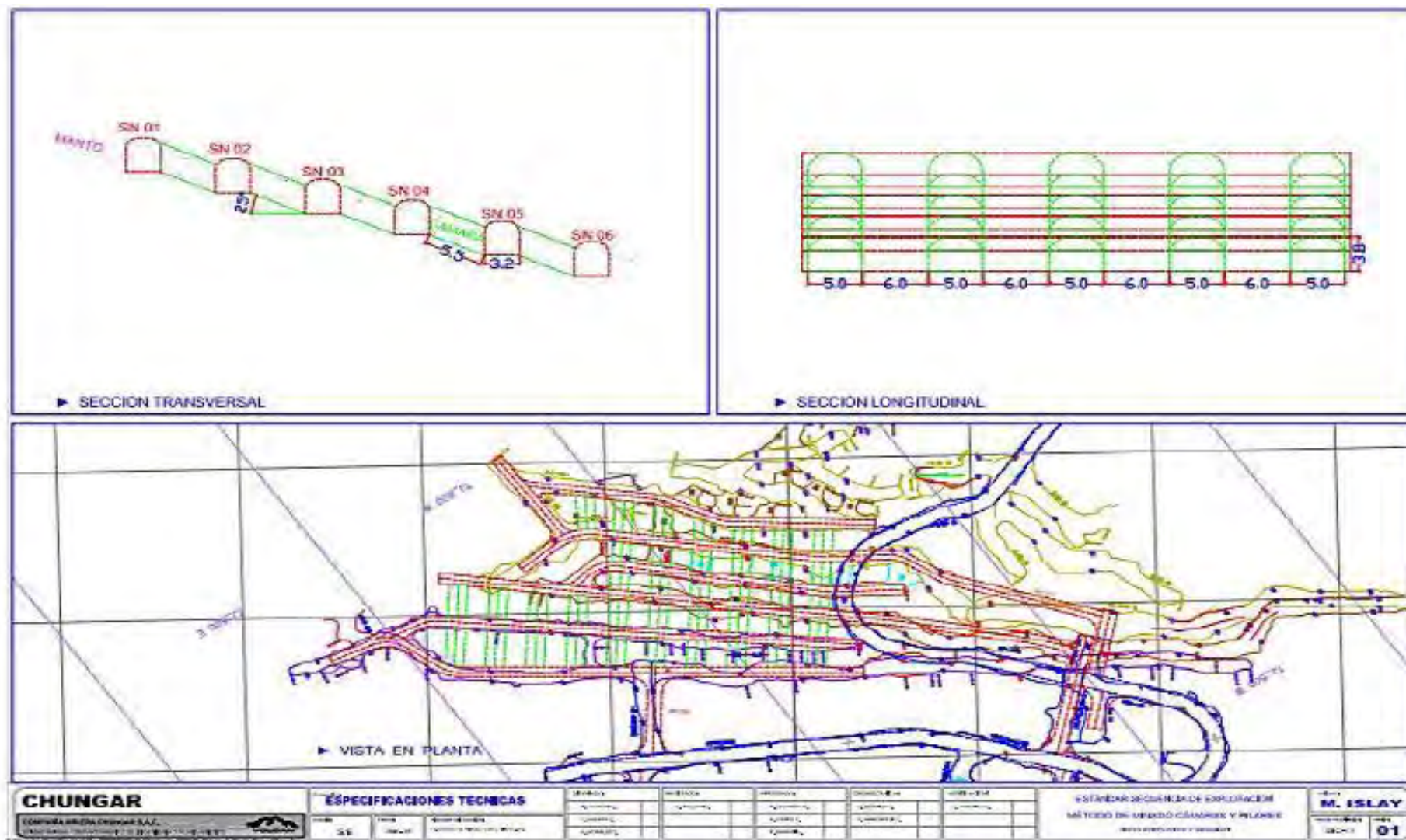
Fuente: Departamento de Geología de la Unidad Minera Islay – Volcan Compañía Minera

4. Plano transversal - Mina Islay



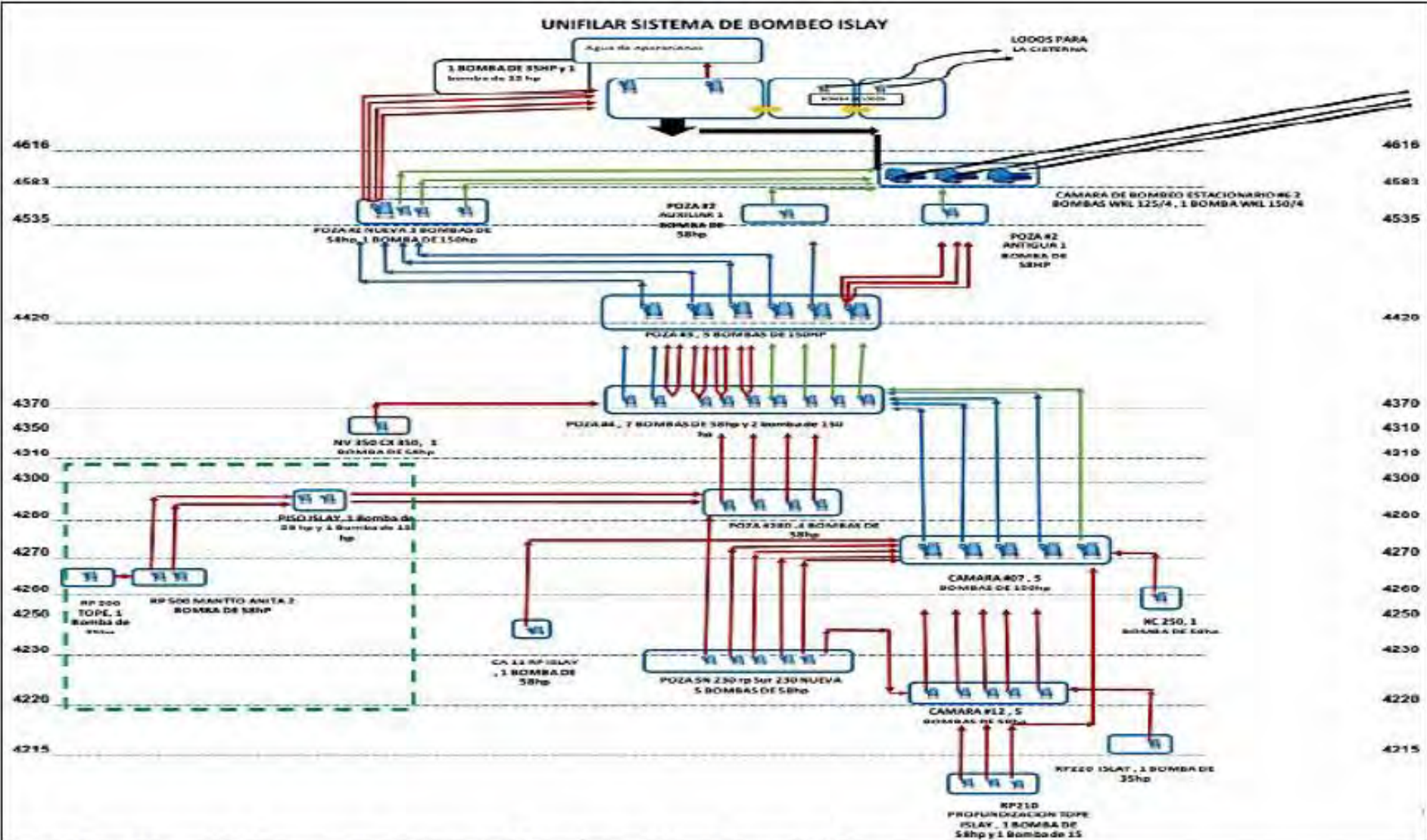
Fuente: Departamento de Geología de la Unidad Minera Islay – Volcan Compañía Minera

5. Estándar Secuencia de Explotación –Manto Anita



Fuente: Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Islay – Volcan Compañía Minera

6. Unifilar Sistema de Bombeo Islay



Fuente: Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Islay – Volcan Compañía Minera

7. Imágenes tomadas Insitu del manto Anita



Foto N°1



Foto N°2



Foto N°3



Foto N°4



Foto N°5



Foto N°6

8. Imágenes tomadas Insitu en Mina Islay – Volcan Unidad Minera



Foto N°01: Inspección de seguridad en la Planta de Chungar

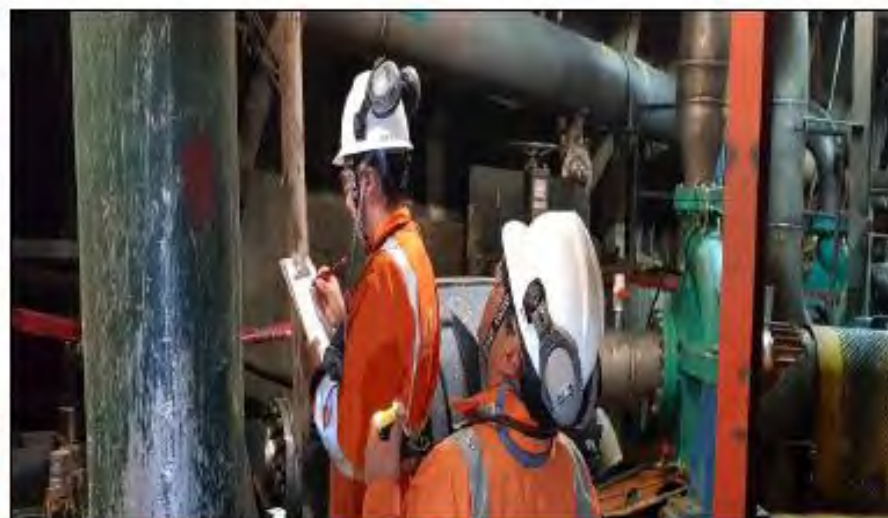


Foto N°02: Inspección en la poza estacionaria del Nv.4583



Foto N°02: Almacén Interior Mina – Unidad Minera Islay



Foto N°04: Campaña de difusión por el día mundial del agua