

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



**“CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA PARA SELECCIONAR EL
METODO DE EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPERANZA EN LA
MINA AGUADA – CARABAYLLO LIMA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ABELARDO QUISPE PILCO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO GEÓLOGO

PUNO – PERÚ

2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

TESIS

“CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA PARA SELECCIONAR EL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPERANZA EN LA MINA AGUADA –
CARABAYLLO – LIMA”

PRESENTADA POR:

Bach. Abelardo QUISPE PILCO

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO GEOLOGO



APROBADA POR:

PRESIDENTE :

DR. ERASMO GODOFREDO CARNERO CARNERO

PRIMER MIEMBRO :

M.SC. ROGER GONZALES ALIAGA

SEGUNDO MIEMBRO :

ING. RAMIRO MANUEL YANQUI COAQUIRA

DIRECTOR / ASESOR :

ING. ROBERTO FLORENTINO ZEGARRA PONCE

Área : Geología de minas

Tema : Caracterización geológica

Fecha de sustentación: 25/06/2019

DEDICATORIA

A mis padres, René y Faustina, quienes con sus esfuerzos y grandes consejos me encaminaron en mi desarrollo personal y profesional.

A mi hermano David René, quien me acompaña en esta etapa tan importante de mi vida en Minera Aguada.

A mi esposa Maybet Apaza Vilca y a mí hijo, quienes son mi motivación. A todos ellos les dedico este gran logro para compartirlo en nuestras vidas.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por guiar mis pasos diariamente, permitiéndome aprender de mis errores con entereza y aplomo; a mis padres René y Faustina que con su amor, perseverancia y comprensión apoyaron a que sea consecuente con mis ideales y firme con mis decisiones

Quiero agradecer al Ing. Bruno Emilio Supo Ocsa, quien me proporciono gratos días laborales, por sus sabios consejos y facilitar recursos para poder llevar a cabo el trabajo de tesis y al Ing. Maribel Aquise Mamani por su grata amistad que permitieron expandir mis horizontes personales y en general a la Gerencia de Minera Aguada.

A la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería Geología y Metalúrgica, Escuela Profesional de Ingeniería Geológica, a toda la plana docente todos de un gran nivel, por su constante apoyo académico y humano, ellos, han permitido que culmine esta etapa de mi vida profesional con éxito.

Agradezco al Ing. Roberto Zegarra Ponce, por su valiosa asesoría y conocimiento para la elaboración de este proyecto de investigación y obtener el título profesional.

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

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
ÍNDICE GENERAL.....	iii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE CUADROS.....	x
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xii
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xiii
RESUMEN.....	xvi
ABSTRACT.....	xvii

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. GENERALIDADES.....	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.3. ANTECEDENTES.....	2
1.4. HIPOTESIS.....	3
1.5. OBJETIVOS.....	3
1.5.1. Objetivo General.....	3
1.5.2. Objetivos Específicos.....	4
1.6. JUSTIFICACIÓN.....	4

CAPITULO II

REVISION DE LA LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	6
2.2. MARCO CONCEPTUAL.....	7
2.2.1. Geología Regional.....	7
2.2.2. Mecánica de Rocas.....	14
2.2.3. Macizo Rocoso.....	14

2.2.4. Matriz Rocosa.....	15
2.2.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso	15
2.2.6. Calidad de macizo rocoso	16
2.2.7. Diaclasas	17
2.2.8. Fallas	18
2.2.9. Metalogenia	19
2.2.10. Cartografiado Geológico.	22
2.2.11. Elaboración de Planos y Secciones.	23

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. GENERALIDADES.....	24
3.1.1. Ubicación	24
3.1.2. Accesibilidad	25
3.1.3. Condiciones Climáticas.....	26
3.2 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	26
3.3. TIPO DE INVESTIGACION.....	26
3.4. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	27
3.4.1. Trabajo de Gabinete.	27
3.4.2. Recopilación y Revisión de Información Bibliográfica.....	27
3.4.3. Investigación de Campo.....	27
3.4.4. Índice de resistencia manual.....	28
3.4.5. El índice de calidad de la roca (RQD).	28
3.4.6. Mapeo geomecánico de la veta Esperanza en labores subterráneas...30	
3.4.7. Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas	30
3.4.8. Ensayo de resistencia a la compresión simple (Uniaxial)	30
3.4.9. Análisis e Interpretación.	31
3.4.10 Instrumentos equipos y materiales	31

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	CARACTERIZACION GEOLÓGICA.....	34
4.1.1	Geología Local.	34
4.1.2.	Batolito de la costa.....	36
4.1.3.	Geomorfología.	36
4.1.4.	Yacimiento.	38
4.1.5.	Controles de mineralización.	43
4.1.6	Descripción de la veta Esperanza	45
4.1.7	Secuencia Paragenética.....	46
4.1.8	Zoneamiento	50
4.1.9	Geología Estructural.....	51
4.1.10	Geología Económica.	53
4.1.11	Alteraciones hidrotermales.	55
4.2	CARACTERIZACION GEOMECANICA.....	57
4.2.1.	Origen.	57
4.2.2.	Modelo Geomecánico.	57
4.2.3	Clasificación Geomecánica.	58
4.2.4	Clasificación del macizo rocoso en interior mina.	61
4.2.6	Sostenimiento del túnel según Barton.	80
4.2.7	Dimensionamiento equivalente (De).....	80
4.2.8	Evaluación Geológica y Geomecánica de la veta Esperanza.	82
4.2.9	Diseño de longitud del perno de anclaje	86
4.2.10	Ancho máximo sin sostenimiento.	86
4.2.11	Diseño de sostenimiento práctico minero.	87
4.2.12	Tratamiento y mejora del macizo.....	90
4.2.13	Excavación subterránea.	91
4.2.14	Fenómeno de estallido de rocas.....	91
4.2.15	Desatado de rocas y sostenimiento	91
4.3	SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO	93
4.3.1.	Método Numérico de Nicholas (1981).	94
4.3.2.	Procedimiento numérico de selección.....	94
4.3.3	Características Especiales del Depósito.....	94
4.3.4	Procedimiento de selección del método de minado.....	101

4.4	ANALISIS EXPLORATORIO DE LA VETA ESPERANZA	108
4.4.1	Caracterización Geoquímica	108
4.4.2	Método.....	108
4.4.4.1	Muestreo por canales en labor subterránea.	109
4.4.4.2	Ubicación de canales de muestreo en interior mina.....	109
4.4.4.3	Muestreo en interior mina.	109
4.4.4.4	Preparación de muestras y análisis de seguridad.....	111
4.4.5	Resultados del trabajo geoquímico.....	111
	CONCLUSIONES.....	114
	RECOMENDACIONES.....	115
	REFERENCIAS	116
	ANEXOS	119

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Portal de acceso a la Cortada 896 SE, nivel 1849 de la veta Esperanza – Mina Aguada. Emplazados en granodioritas.	5
Figura 2: a) Falla; b) Zona de falla; c) Zona de cizalla.	19
Figura 3: Morfología de Aguada; se observa la pendiente empinada.	38
Figura 4: Estructura mineralizada de 12 cm de potencia con presencia de sulfuros diseminados en veta de cuarzo.	42
Figura 5: Estructura mineralizada de 8 cm de potencia con minerales asociados a sulfuros como: gn, mr, sf, py y cpy.	43
Figura 6: Estructura mineralizada de 32 cm de potencia. Se observa la variación de la potencia de la Veta Esperanza, en el nivel 1849.	43
Figura 7: Se observa una serie de vetas auríferas paralelas de rumbo N-S con buzamiento subvertical, zona La Aguada.	45
Figura 8: Muestra M-Nicoles Paralelos: Granos de oro (Au), de color amarillo intenso, isotrópico, cubico y de muy alta reflectancia, se presenta como masa globular y se encuentra como inclusión en la Marmatita.	49
Figura 9: Zoneamiento típico en Mina Aguada.	51
Figura 10: Se observa la composición mineral de la Veta Esperanza (galena, esfalerita, pirita, calcopirita y cuarzo hialino.	55
Figura 11: Características estructurales de las estructuras nivel 1933 veta Esperanza.	60
Figura 12: Galería de acceso del nivel 1849, con medidas de sostenimiento convencional con malla electrosoldada y Split set de 5 pies.	78
Figura 13: Instalación de malla electrosoldada, con Split set sistemático, en roca de tipo III-B.	79
Figura 14: Instalación de cuadros cónicos de madera, espaciados a cada 1.5 metros, en roca de tipo IV-A.	80

Figura 15: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo II.	84
Figura 16: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo III-B.	84
Figura 17: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo IV-A.	85
Figura 18: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo II (RMR 61-80).....	88
Figura 19: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo III-B (RMR 41-50).	89
Figura 20: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo IV-A (RMR 31-40).....	90
Figura 21: Muestreo por canales en labores de desarrollo. ¡Error! Marcador no definido.	
Figura 22: Diagrama de explotación subterránea.....	104
Figura 23: Vista lateral de la Perforación Vertical de los taladros con máquina Jack Leg.	105
Figura 24: Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional.....	106

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Índice de designación de calidad de roca.	16
Tabla 2: Clasificación de macizo rocoso según el total de evaluación.	16
Tabla 3: Dureza de la roca frente a la resistencia a la compresión simple.....	17
Tabla 4: Estimación de resistencia de roca intacta método manual (ISRM, 1981).	28
Tabla 5: Interpretación de valores del RQD (Deere, 1964).	29
Tabla 6: Valoración de RQD.....	29
Tabla 7: Resumen de ensayos de compresión simple.....	31
Tabla 8: Datos de sistema de discontinuidades tomados en las estaciones geomecánicas.....	59
Tabla 9: Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1976).	67
Tabla 10: Continuación del índice de calidad de excavacion de tuneles Q (Barton, 1976).....	68
Tabla 11: Continuación del índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1976).....	69
Tabla 12: Valores ESR, según el tipo de excavación.	81
Tabla 13: Resumen de datos del yacimiento y distribución de leyes para la selección del método de minado.....	95
Tabla 14: Resumen de datos de las características geomecánicas para la selección del método de minado.....	97

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Columna Estratigráfica Regional.	13
Cuadro 2: Cuadro de Coordenadas de Ubicación UTM WGS84.....	25
Cuadro 3: Ruta de acceso a la mina.	25
Cuadro 4: Columna Estratigráfica Local.....	36
Cuadro 5: Minerales presentes en la veta Esperanza.	40
Cuadro 6: Lista de Estaciones geomecánicas.....	61
Cuadro 7: Clasificación Geomecánica de la veta Esperanza. Según RMR.	62
Cuadro 8: Cartilla geomecánica utilizada en la mina aguada.	64
Cuadro 9: Calculo de la calidad de la roca.	70
Cuadro 10: Resumen del cálculo de la calidad de la roca Q.	72
Cuadro 11: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 1.....	73
Cuadro 12: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 2.....	73
Cuadro 13: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 3.....	73
Cuadro 14: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 4.....	74
Cuadro 15: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 1.....	74
Cuadro 16: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 2.....	74
Cuadro 17: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 3.....	75
Cuadro 18: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 4.....	75
Cuadro 19: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 1.	75
Cuadro 20: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 2.	75
Cuadro 21: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 3.	76
Cuadro 22: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 4.	76

Cuadro 23: Valoración de la geometría y distribución de leyes de diferentes métodos de minado.	96
Cuadro 24: Valoración de las características geomecánicas de la zona del mineral para los diferentes métodos de minado.	99
Cuadro 25: Valoración de las características geomecánicas de la caja techo para los diferentes métodos de minado.	100
Cuadro 26: Valoración de las características geomecánicas de la caja piso para los diferentes métodos de minado.	101
Cuadro 27: Resumen de leyes de correlación entre Au y Ag, en la veta Esperanza a partir del muestreo subterráneo realizado por niveles.	112

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1	: Planos.
Anexo 1.1.	: Plano de Ubicación
Anexo 1.2.	: Plano Geológico
Anexo 1.3.	: Plano Geológico subterráneo
Anexo 1.4.	: Plano de Muestreo
Anexo 1.5.	: Plano Geomecánico
Anexo 1.5.	: Plano Geomorfológico
Anexo 2	: Mapeo Geomecánico.
Anexo 3	: Análisis Estereográfico.
Anexo 4	: Ensayos de Laboratorio.
Anexo 5	: Informe Petromineragráfico Veta Esperanza Mina Aguada.
Anexo 6	: Panel fotográfico.

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

ASTM	Sociedad americana para pruebas y materiales
Au	Oro
Apy	Arsenopirita
Bz	Buzamiento
C	Angulo de cohesión
CP	Caja piso
Cpy	Calcopirita
CT	Caja techo
Ch	Chimenea
Cu	Cobre
Cx	Crucero
Cz	Cuarzo
DBz	Dirección de buzamiento
De	Dimensión equivalente
E	Este
EG	Estación geomecánica
EPP	Equipos de protección personal
ESR	Excavation Support Ratio
GSI	Índice de resistencia geológica
Gal	Galería principal
Gn	Galena
INGEMMET	Instituto geológico, minero y metalúrgico
ISRM	International Society for Rock Mechanics
<i>Is</i>	Índice de resistencia a la carga puntual

Jn	Número de familias de juntas
Jr	Índice de rugosidad de las juntas
Ja	Índice de alteración de las juntas
Jw	Factor de reducción por presencia de agua en las juntas
Jv	Número de juntas
Ks-tdi-sr	Tonalita diorita
Ks-tgd-sr	Tonalita granodiorita
MPa	Megapascal
Mr	Marmatita
msnm	Metros sobre el nivel del mar
N	Norte
NO	Nor – Oeste
Nv	Nivel
Oz/Tn	Onza por tonelada
ρ	Densidad
Pb	Plomo
Py	Pirita
Q'	Índice de calidad de roca de Barton (1974), con $J_w = 1$ y $SRF = 1$
Qp-al	Depósito aluvial
RMR	Rock mass rating
RQD	Índice de calidad de la roca (Rock quality designation)
S	Sur
SN	Subniveles
SE	Sur - Este
Sf	Esfalerita

SRF	Factor de reducción de tensiones
UBC	Mining Method Selection
UTM	Universal Transversal Mercator
VT	Veta
WGS-84	World Geodetic System 1984
Zn	Zinc
RQD	Índice de calidad de la roca (Rock quality designation)
S	Sur
SRF	Factor de reducción de tensiones
UBC	Mining Method Selection
W	Oeste

RESUMEN

En el presente trabajo se realizó la caracterización geológica para seleccionar el Método de Explotación de la veta Esperanza en la Mina Aguada, ubicado en el Distrito de Carabaylo, Provincia de Lima, Departamento de Lima, el cual comprende un conjunto de parámetros geológicos para la explotación subterránea de la veta Esperanza de 0.05 – a 0.40 m de potencia cuyo mineral principal a extraer es Oro. El presente proyecto de tesis se realiza con el objetivo principal de aportar variables y datos desde la parte geológica los cuales una vez procesados nos permitan una información adecuada y oportuna para tomar decisiones con respecto a la selección del método de explotación más adecuado para desarrollar la explotación del recurso mineral en vetas angostas.

Durante la ejecución del trabajo de tesis se ha realizado tres actividades con el fin de obtener el mejor entendimiento de la geología del área: Mapeo geológico, muestreo de la veta Esperanza y la elaboración de planos y secciones. En este escenario se lleva a cabo un plan que permita realizar in situ la caracterización geológica de la zona de estudio. En el aspecto metalogenético regionalmente la Mina Aguada se enmarca dentro del segmento Lima del Batolito de la Costa, dentro de la franja metalogenética de depósitos de Au-Pb-Zn-Cu, caracterizados por tener mineralizaciones en vetas con cuarzo-oro y sulfuros como: gn, mr, sf, py y cpy, hospedadas en intrusivos del Cretácico Superior y controladas por fallas transcurrentes NO-SE. La mineralización en el yacimiento es principalmente de Au con valores altos, con leyes que van desde 0.50 Oz/Tn hasta 5 Oz/Tn, económicamente rentables que permiten la explotación del recurso mineral y el desarrollo de empresas como Perú Minero Jehova Jireh, Minera Estrella del Sur y Emisur S.A.C.

Por lo tanto; el método de explotación a llevar a cabo en las operaciones de mina Aguada es el de Corte y Relleno Ascendente en combinación con el método Cámaras y pilares; cuando se tenga el cambio brusco de buzamiento de la estructura mineralizada.

Palabra clave: Caracterización geológica, corte relleno ascendente, estructura mineralizada, método de explotación, vetas angostas.

ABSTRACT

In the present work the geological characterization will be carried out to select the Exploitation Method of the Esperanza vein in the Aguada Mine, located in the District of Carabayllo, Province of Lima, Department of Lima, which comprises a set of geological parameters for the underground exploitation of the Esperanza vein of 0.05 - at 0.40 m of power whose main mineral to extract is Gold.

This thesis project is carried out with the main objective of providing variables and data from the geological part which, once processed, allow us adequate and timely information to make decisions regarding the selection of the most appropriate exploitation method to develop the exploitation of the mineral resource in narrow veins.

During the execution of the thesis work, three activities were carried out in order to obtain the best understanding of the geology of the area: geological mapping, sampling of the Esperanza vein and the preparation of plans and sections. In this scenario, a plan is carried out that allows the geological characterization of the study area to be carried out in situ.

In the metalogenetic aspect, the Aguada Mine is part of the Lima segment of the Batolito de la Costa, within the metallogenetic strip of Au-Pb-Zn-Cu deposits, characterized by mineralization in veins with quartz-gold and sulfides, such as: gn, mr, sf, py and cpy, hosted in Upper Cretaceous intrusives and controlled by NON-SE faults. The mineralization in the deposit is mainly of Au with high values, with grades ranging from 0.50 Oz / Tn to 5 Oz / Tn, economically profitable that allow the exploitation of the mineral resource and the development of companies such as Peru Miner Jehova Jireh, Minera Estrella del Sur and Emisur SAC.

Thus; the exploitation method to be carried out in the Aguada mine operations is that of Ascending Cut and Fill in combination with the Chambers and pillars method; when there is a sharp change in the mineralized structure dip.

Keyword: Geological characterization, ascending filling cut, mineralized structure, exploitation method, narrow veins.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. GENERALIDADES

Inversiones Minera Aguada S.R.L., realiza trabajos de exploración y explotación de mineral, en los diferentes niveles dentro de la veta Esperanza, donde se desarrolló la actividad de pequeña minería con métodos de explotación artesanal, por lo que se pretende mejorar el planeamiento operacional desde la parte geológica para poder controlar la producción, administración de costos, tratamiento de mineral y su comercialización similar a la mediana minería, que es sustentable económica y tecnológicamente.

La pequeña minería y minería artesanal aurífera ha crecido paulatinamente, debido al alza del precio del oro en la cotización internacional, la actividad minera a pequeña escala está centrada en la explotación de vetas y filones auríferos de potencias angostas, pero de alta ley.

Mina Aguada se encuentra emplazada en rocas calcos alcalinos de granodioritas y tonalitas, que se consideran como roca de basamento dentro de las unidades rocosas del segmento Lima del batolito de la costa y ocurren dentro de la franja metalogenética de depósitos de Au-Pb-Zn-Cu, caracterizados por tener mineralizaciones en vetas con cuarzo-oro-sulfuros, hospedadas en intrusivos del Cretácico Superior y controladas por fallas transcurrentes NO-SE., la cual hospeda a un grupo de minas y proyectos auríferos de vetas angostas con alto valor aurífero.

El presente trabajo muestra que, si es posible pasar de pequeño productor minero a minería de mediana escala, eficiente, moderno y mecanizado, con

remoción de desmontes entre las 70 y 150 toneladas por día, produciendo minerales de filones auríferos entre las 8 y 10 toneladas por día, con bajos costos de operación, y teniendo un cut-off operacional adecuado que permita trabajar en labores con vetas angostas.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

La zona de estudio necesita de un mapeo geológico y estructural con recolección de muestras para poder definir la litología de los afloramientos, los tipos de ensambles de minerales que están presentes y hacer una evaluación económica. También se necesita de un modelo geológico para relacionarlos con otros depósitos similares y dar solución a la problemática que plantea la explotación de yacimientos de vetas angostas.

1.2.1. Problema general

- ¿Qué características geológicas son usadas para el zoneamiento geomecánico en vetas angostas?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿El mapeo geológico del área proporciona información para realizar la caracterización geológica?
- ¿Para analizar posibles zonas de interés económico y realizar trabajos de exploración será necesario la elaboración de planos y secciones?

1.3. ANTECEDENTES

La zona de estudio ha sido relativamente poco estudiada, los primeros estudios regionales los podemos encontrar en la revista. Pedro Hugo Tumialán De la Cruz. Vol.1 Núm. 1 (1998) “Yacimientos de Minerales Metálicos del Perú” del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos – Lima.

En el año 1992 la Dirección de Recursos Minerales y Energéticos del INGEMMET publicaría el estudio por: Oscar Palacios Moncayo, Julio Caldas Vidal y Churchill Vela Velásquez. (1992) “Geología de los cuadrángulos de Lima, Lurín, Chosica y Chosica (Hojas: 25-i, 25-j 24-i, 24-j) Región Lima. Boletín N° 43 Serie A” Por: Donde detalla la presencia del ciclo volcánico- Sedimentario-

Albiano evidenciado en la costa Norte por el grupo Casma, el cual está representado por la Formación Chilca al Sur de Lima, y la Formación Huarangal al Norte, sobreyaciéndoles el volcánico .Quilmaná en continuidad desde Cañete, pasando por Mala y Lurín hasta Chosica. A fines de este ciclo se levanta y pliega el paquete sedimentario, emplazándose el batolito de la costa que se expone muy bien en los cuadrángulos de Lurín y Chosica con cuerpos que varían en su composición de dioritas a granitos, habiendo sido clasificados por J. Cobbing y W. Pitcher en super-unidades. Al Sur-este de Lima a la altura de la quebrada Tinajas, tiene lugar un importante cambio petroquímico; al pasar la super-unidad Tiabaya (Segmento Arequipa); a la super-unidad Santa Rosa (Segmento Lima).desde la costa central hasta el borde occidental andino.

En el año 2010 la Dirección de Recursos Minerales y Energéticos del INGEMMET publicaría el estudio por: Edwin Loaiza Choque y Armando Galloso Carrasco (2010) “Actividad Minera Artesanal en la Cuenta del río Chillón (Minería de Yangas – Canta) Región Lima. Boletín N° 9 Serie E”. Donde detalla características metalogenéticas, estructurales y mineralógicas de la zona, dando a conocer que la actividad minera es de manera artesanal, sin el apoyo técnico y de ingeniería.

1.4. HIPOTESIS

Para seleccionar el método de explotación de vetas angostas e irregulares en potencia y mineralización, es necesario realizar la caracterización geológica y geomecánica; para una óptima recuperación del mineral y evitar pérdidas por la dilución.

1.5. OBJETIVOS

1.5.1. Objetivo General.

- Realizar la caracterización geológica para seleccionar el Método de Explotación de la veta Esperanza en la Mina Aguada.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Caracterizar la geología del área y las características que presenta la estructura mineralizada mediante el cartografiado geológico de la veta Esperanza.
- Realizar la caracterización geomecánica para seleccionar el método de explotación que nos permita realizar una óptima producción de mineral a corto y mediano plazo, así como minimizar los peligros y riesgos a un nivel aceptable.
- Analizar posibles zonas de interés económico para realizar trabajos de exploración.

1.6. JUSTIFICACIÓN

El motivo del presente trabajo está justificado debido a que la caracterización geológica es una herramienta fundamental para la correcta identificación de variables y datos que nos permitan seleccionar el método de explotación más óptimo para la explotación de la estructura mineralizada y por lo tanto dar solución a la problemática que plantea la explotación de vetas angostas, involucrando criterios técnicos y económicos orientados a un buen diseño de minado y así prevenir posibles pérdidas en la exploración, preparación y explotación de labores mineras, a la vez que se debe optimizar la recuperación del mineral, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad a través de la observación, descripción y valoración de las condiciones que presenta la estructura mineralizada y su entorno físico, la caracterización geomecánica para el dimensionamiento y la aplicación de los criterios económicos.



Figura 1: Portal de acceso a la Cortada 896 SE, nivel 1849 de la veta Esperanza – Mina Aguada. Emplazados en granodioritas.

CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

En la explotación de minas se tiene una máxima el cual postula que: El método de explotación debe cumplir dos requisitos: “Seguridad y Rentabilidad”. En ese contexto y en base a las tres referencias que se menciona a continuación, realizare un estudio orientado a seleccionar un método óptimo desde el punto de vista geológico-técnico-económico, para la explotación de la veta Esperanza en la mina Aguada.

Ladera N, (1989), Ingeniero de Minas en su publicación “Estado Tecnológico de las Minas Subterráneas en el Perú” considera que la geología, las labores de exploración, las reservas, la geometría de la estructura mineralizada, las características geomecánicas y la hidrogeología influyen en la selección del método de explotación adecuado. Por ello sugiere que es importante realizar la caracterización geológica del yacimiento antes de seleccionar la tecnología más adecuada y eficiente.

Gago O, (1996), Ingeniero de Minas, en su publicación titulada “Selección Numérica de los Métodos de Explotación” considera la geometría, la distribución de valores, las resistencias de la roca estructura mineralizada, el costo de producción, la recuperación, las condiciones ambientales y la seguridad como parámetros para la selección numérica del método de explotación. Sugiere que estos parámetros se deben examinar con rigurosidad para efectos de evaluación, revisión y selección de un método de explotación.

Navarro V, (1999), Ingeniero de Minas en su publicación titulada “Métodos y Casos Prácticos” considera que la distribución de leyes en el depósito, las propiedades geomecánicas del mineral, de la roca encajonante y las consideraciones económicas tienen influencia en la selección de un método de explotación adecuado.

2.2. MARCO CONCEPTUAL

2.2.1. 4.2.1. Geología Regional

La zona de estudio, donde laboran los pequeños mineros y mineros artesanales, se enmarca en el segmento Lima del Batolito de la Costa, dentro de la franja metalogenética de depósitos de Au-PbZn-Cu caracterizados por tener mineralizaciones en vetas con cuarzo-oro-sulfuros, hospedadas en intrusivos del Cretácico Superior y controladas por fallas transcurrentes NO-SE.

Transversalmente el Batolito de la Costa en el ámbito regional afloran principalmente rocas ígneas y sedimentarias, se han reconocido cuerpos subvolcánicos emplazados en forma de stocks y diques, resultado de manifestaciones del vulcanismo cretácico.

La secuencia sedimentaria la conforman rocas del Cretáceo Inferior y Jurásico Superior (formaciones Yangas y Arahua), que corresponden a andesitas masivas, lodolitas, margas silicificadas con chert, y tobas blanquecinas, lutitas, areniscas, respectivamente.

Las rocas ígneas pertenecen a la superunidad Santa Rosa del Batolito de la Costa. Están constituidas por cuerpos tonalíticos-dioríticos y tonalíticos-granodioríticos, los cuales representan la mayor extensión dentro del área del segmento Lima, el mismo que se ha dividido a manera de subunidades en cuerpos oscuros (diorita-tonalitas) y cuerpos claros (tonalitas-granodioritas), que guardan cierta similitud en su textura y química con el segmento Arequipa.

En los intrusivos observados, en algunas labores de minería artesanal, se aprecia diorita xenolítica, la cual se le denomina dioritas oscuras. Estas muestran enclaves también oscuros, a manera de xenolitos, los que - según Pitcher W. (1979) - pueden deberse a un proceso de refusión en profundidad, o a procesos

normales de diferenciación cristalina. Estos xenolitos aparecen en todo el Batolito de la Costa de sur a norte.

La zona que ha resultado de interés es la parte norte del cuadrángulo de Chosica, donde se puede observar la prolongación de una estructura geológica que la denominamos falla Chillón, la cual recorre aproximadamente 28 km de longitud en dirección SO-NE. Esta falla aparece a la altura del distrito de Yangas y recorre el río Chillón hasta las inmediaciones del caserío San José (borde superior del cuadrángulo de Chosica) y se prolonga hasta el distrito de Huaros (pasando Canta), con un recorrido aproximado de 13 km de longitud.

En el valle del río Chillón, a lo largo de la carretera a Canta, existen estructuras con mineralización de cobre que en algunos casos cuentan con laboreo minero ya paralizado. Además se ha detectado una anomalía importante ubicada al este de Santa Rosa de Quives, denominada anomalía Huar-Huar con valores anómalos de oro (Estudio de la Franja N° 4, 2005). Existen por lo menos 3 estructuras importantes en la zona de aproximadamente de 2 a 2,5 km de extensión e interespaciadas de 80 a 120 m, que van paralelas a la falla Chillón, sectores donde los mineros artesanales realizan sus trabajos de extracción.

ESTRATIGRAFÍA

La estratigrafía del área de estudio se enmarca en la cuenca de Lima, la cual se ubica en el sector occidental y central del Perú. En dicha cuenca se distinguen cuatro ciclos sedimentarios, que comprenden desde el Jurásico hasta el Cretácico Superior. La estratigrafía del área que comprende la hoja de Chosica está formada por:

Formación Arahua (Jurásico)

Se denomina así a una serie de volcánica-sedimentaria, donde predominan mayormente rocas volcánicas, se observa en las inmediaciones del pueblo de Yangas. Consiste de una secuencia gruesa constituida por lavas andesíticas masivas, lodositas y margas silicificadas, que contienen chert blanco y oscuro; a diferentes niveles se intercalan limonitas endurecidas en la parte superior, areniscas de grano fino de coloración gris a negro, así como limonitas tobaceas. Se le atribuye edad Cretáceo Inferior.

Volcánico Yangas (Cretáceo Inferior)

Se denomina así a una serie volcánica-sedimentaria donde predominan mayormente rocas volcánicas, se observa en las inmediaciones del pueblo de Yangas.

Es una secuencia gruesa constituida por lavas andesíticas masivas, lodositas y margas silicificadas conteniendo chert blanco y oscuro, a diferentes niveles se intercalan limonitas endurecidas en la parte superior, areniscas de grano fino de coloración gris a negro, así como limonitas tobaceas. Se le atribuye edad Cretáceo inferior.

Formación Pamplona (Cretáceo Inferior)

Está constituida por una secuencia de margas y lutitas en capas delgadas, calizas gris oscuras intercaladas con limonitas calcáreas y con laminación interna paralela. Aflora entre Zapallal y Piedras Gordas, en el cuadrángulo de Chancay, con un grosor promedio de 400 m y su edad va del Valanginiano Tardío hasta el Hauteriviano Temprano.

Formación Atocongo (Cretáceo Inferior)

En el valle del Chillón, entre las quebradas Garay, Quilca y Huanchipuquio (cuadrángulo de Chosica), se tiene una secuencia calcárea que descansa en contacto concordante y gradacional sobre la formación Pamplona, e infrayace a los volcánicos clásicos definidos en el cuadrángulo de Chancay como formación Huarangal (Vela, Ch., 1992 [inédito]), la misma que se le ha revelado como formación Atocongo por su similitud litológica con la localidad típica, así como por sus relaciones estratigráficas. Está compuesto por bancos gruesos de calizas gris clara a beige, altamente alterada a silicificación por metamorfismo termal.

Volcánico Huarangal (Cretáceo Superior)

En el valle de Chillón, entre los cuadrángulos de Chancay y Chosica, sobre las calizas Atocongo y en contacto normal, se continúa una secuencia volcánica clástica denominada formación Huaranga I, en la que se puede reconocer tres niveles característicos, cuyos grosores son variables en cada localidad.

Está constituida, en la base, por andesitas piroclásticas, lavas dacíticas gris verdosas porfiríticas con admigdalas de calcitas y piroxenos epidotizados de color verde botella.

En la parte media se ha reconocido andesitas piroclásticas gris verdosas, calizas margozas, cherts gris marrón, areniscas volcánicas. En la parte superior, se presentan aglomerados andesíticos-porfiríticos en bancos masivos, brechas piroclásticasandesíticas.

Volcánico Quilmaná (Cretáceo Superior)

Están constituidas por rocas piroclásticas y derrames andesíticos masivos con niveles de lavas de estructuras almohadillas y amigdaloides con intercalaciones esporádicas de arenisca volcánica.

Grupo Rímac (Terciario Inferior)

Esta unidad se ha reconocido ampliamente en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental Andina en el cuadrángulo de Matucana y Huarochirí llegando a la parte Oriental de los cuadrángulos de Lurín y Chosica, depositándose en el Grupo Casma. En el cuadrángulo de Lurín y Chosica, este Grupo se manifiesta igualmente con una interposición de rocas volcánicas mayormente piroclásticas y sedimentarias que alteran a una coloración rojizo violácea muy característica.

Volcánico Colqui (Terciario Inferior)

Esta unidad corresponde a una secuencia volcánica sedimentaria que es concordante sobre el Grupo Rímac se expone al noreste del cuadrángulo de Chosica y lateralmente se adelgaza al sureste, para perderse al sur de Matucana y Huarochirí. Está constituida por lavas porfiríticas gris-verdosas a violáceas y algo brechoides.

Volcánico Millotingo (Terciario Superior)

Estos volcánicos se observan al este del cuadrángulo de Chosica, se componen mayormente de rocas volcánicas lávicas vinculadas a centros de emisión. Estas rocas son de composición andesítica, color verde a violáceo.

Volcánico Huarochiri (Terciario Superior)

Esta unidad consiste de tobas riolíticas y riódacíticas, seguidas por una alternancia de areniscas y limonitas tobáceas, con intercalaciones de aglomerados y tobas. Su grosor se estima en 600 m. Yace aparentemente en discordancia sobre la formación Millotingo, por lo que se considera de edad miocénica y se correlaciona con los volcánicos de la formación caudalosa de Huancavelica.

Depósitos fluviales (Cuaternario Pleistoceno)

Estos depósitos están constituidos por materiales acarreados por los ríos que bajan de la vertiente occidental andina, cortando a las rocas terciarias, mesozoicas y el Batolito Costanero, tapizando el piso de los valles; una parte se ha depositado en el trayecto, y gran parte a lo largo y ancho de sus abanicos aluviales, dentro de ellos tenemos: aluviales pleistocénicos (más antiguos) y aluviales recientes.

Depósitos aluviales (Cuaternario Pleistoceno)

En el área que nos ocupa, estos se encuentran formando los conos deflektivados de los ríos Chancay, Rímac y Lurín, ostentando espesores del orden de decenas de metros, sobre los que se asientan los centros urbanos y agricultura, por lo que adquieren una significativa importancia para la región.

ROCAS INTRUSIVAS

Diorita

Presentan textura holocristalina, resaltando las plagioclasas en un proporción que llega de 80% a 85% así como hornblendas entre 5% y 10%; asimismo muestran adiciones de cuarzo en los contactos con las tonalitas de la superunidad Santa Rosa, así como calcita allí donde intruye a las secuencias calcáreas produciendo la alteración de la hornblenda o del material carbonatado. La Diorita Xenolítica, son dioritas oscuras que muestran enclaves también oscuros, a manera de Xenolitos, los que - según Pitcher W. (1977) - puede deberse a un proceso de refusión en profundidad, o a procesos normales de diferenciación cristalina. Estos Xenolitos se muestran como fragmentos de roca

volcánica incrustado en el Batolito, también se presenta en las granodioritas y tonalitas del segmento Lima.

Andesita

Estos cuerpos intrusivos menores, subvolcánicos, constituyen un complejo de diques, sills o stocks que constituyen a las unidades volcánicos-sedimentarias del Terciario Inferior, causando cierto halo de alteración, asimismo intruyen a los cuerpos del batolito.

Uno de estos cuerpos de composición andesítica y de regular dimensión es el que aflora en la carretera Central, a la altura de Tornamesa, prolongándose con dirección noroeste hasta el cerro Canchacalla, intruyendo al Grupo Rímac. Se trata de una roca andesita oscura a gris verdosa porfiroide.

Superunidad Granito

Los cuerpos graníticos potásicos son cuerpos menores por su coloración rosada debido a la ortosa, constituyendo a stocks que intuyen a las dioritas y tonalitas, granodioritas Santa Rosa y Tiabaya.

Tonalita-diorita (Santa Rosa rocas oscuras)

Estos cuerpos se presentan constituyendo la parte central de esta superfamilia, con un marcado color oscuro. Las rocas presentan un color gris oscuro, textura holocristalina de grano medio variando a grueso y destacando las plagioclasas blancas dentro de una masa oscura.

Gabro-diorita

El principal cuerpo gabroide ocurre en el cerro Colorado al sureste de Lima, entre Atocongo, La Molina y la quebrada Manchay.

Presenta en sus partes marginales gradación a una diorita básica de color oscuro por los ferromagnesianos que contiene y que la hacen diferente a las dioritas de las otras superfamilias, y muestra en su parte interna variaciones complejas de anfíboles y piroxenos.

Dolerita

Estos intrusivos en el cuadrángulo de Chosica se han reconocido en la parte suroeste, presentándose en algunos apófisis en forma muy escasa. Pertenece al Cretáceo Medio Superior. Ver Cuadro N° 01.

Cuadro 1: Columna Estratigráfica Regional.

Estratigrafía de la cuenca del Río Chillón, Región Lima.

Era	Sistema	Serie	Unidades Litoestratigráficas		Rocas Intrusivas	
CENOZOICA	Cuaternario	Holocena	Depositos aluviales	Qh-al		
		Pleistocena	Depositos aluviales	Qpl-al		
			Deposito glaciares	Qpl-gl		
	Neógeno	Superior	Volcanico Huarochiri	Ts-hu	Diorita	Ts-di
			Volcanico Millotingo	Ts-m	Andesita	Ts-a
		Inferior	Volcanico Colqui	Ti-co	SUPER UNIDAD	TIPO DE ROCA
		Grupo Rimac	Ti-ri			
MESOZOICO	Cretáceo	Superior	Volcanico Quilmana	Kms-q	Granito SANTA ROSA	Ks-sr/gr
			Tonalita-granodiorita		Ks-sr/tgd	
		Tonalita-diorita		Ks-sr/tdi		
	Medio	Volcanico Huarangal	Kim-h	PACCHO		
			Tonalita-Diorita		Ks-pa/tdi	
Inferior	Fm. Atocongo	Ki-at	PARAISO			
			Tonalita-Diorita	Ks-pa/tdi		
	Fm. Pamplona	Ki-pa	PATAP			
			Gabro-diorita	Ks-gt/gbdi		
Volcanico Yangas	Ki-y	Dolerita	Kms-db			
			Andesita	Ks-an		
JURASICO			Fm. Arahua	J-ar		

Fuente: Boletín N° 9, Serie E - INGEMMET.

2.2.2. Mecánica de Rocas.

La mecánica de rocas se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos, y de su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico. El desarrollo de la mecánica de rocas se inicia como consecuencia de la utilización del medio geológico para obras de ingeniería superficiales, subterráneas; durante la fase de perforaciones en exploraciones de yacimientos de valor económico; para el diseño de medidas de sostenimientos en excavaciones subterráneas; entre otros en el diseño de grandes metros, centrales hidroeléctricas, presas y otros trabajos de ingeniería (Gonzales de Vallejo, 2003).

2.2.3. Macizo Rcoso.

Macizo rocoso es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades de diverso tipo que afectan al medio rocoso. Mecánicamente los macizos rocosos son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos. Prácticamente pueden considerarse una resistencia a la tracción nula.

- Anisotropía. La presencia de planos de debilidad de orientaciones preferentes (estratificación, laminación, foliación, familias de diaclasas tectónicas) implican diferentes propiedades y comportamiento mecánico en función de la dirección considerada.
- También la orientación de los esfuerzos que se ejercen sobre el material rocoso puede implicar una anisotropía asociada al estado tensional del macizo.
- Discontinuidad. La presencia de discontinuidades (superficie de estratificación, juntas, fallas, diques, etc.) rompe la continuidad de las propiedades mecánicas de los bloques rocosos, confiriendo al macizo un comportamiento geomecánico e hidráulico discontinuo, condicionado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad.
- Heterogeneidad. Son las zonas con diferente litología, grado de alteración o meteorización, contenido en agua, etc. Pueden presentar propiedades muy diferentes.

Las discontinuidades y los bloques de matriz constituyen en conjunto la estructura rocosa, y gobiernan el comportamiento global del macizo

rocoso, predominando uno u otro componente en función de sus propiedades relativas y de la escala o ámbito de estudio en el macizo

2.2.4. Matriz Rocosa.

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de “roca intacta” que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. Mecánicamente queda caracterizada por su peso específico, resistencia y deformabilidad (Gonzales de Vallejo, 2003).

Una discontinuidad es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso, generalmente la resistencia a la tracción de los planos de discontinuidades es muy baja o nula. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o en su caso, por el material de relleno (Deere, D.U. 1964).

2.2.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso, en las excavaciones subterráneas y en los diferentes niveles de desarrollo de la mina Aguada; se ha evaluado en base con los parámetros propuestos por Bieniawski (1976), sistema de valoración de macizo rocoso (Rock Mass Rating) comúnmente denominado RMR, cuyo procedimiento consta de los siguientes parámetros.

1. Resistencia a la compresión uniaxial del material rocoso
2. Índice de calidad de roca RQD
3. Espaciamiento de las juntas
4. Estado de las fisuras
5. Condiciones hidrogeológicas de las aguas subterráneas
6. Corrección por la orientación de las discontinuidades

Para calcular el índice de calidad de roca RQD, se ha utilizado una ecuación diferencial propuesta por Priest y Hodsson 1976; en donde, se considera el número de discontinuidades por metro lineal.

$$RQD = 100 e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

De donde:

\downarrow = Número de juntas por metro lineal

RQD permite dar un valor numérico a la calidad de roca, no es de sorprenderse que se haya tratado de relacionar el número con la clasificación cualitativa de Terzaghi y relacionaron este valor modificando en valor de RQD; muy usual para el procedimiento de logueo; estas referencias son citados en los diferentes trabajos de investigación en la fase de prospección y exploración.

Tabla 1: Índice de designación de calidad de roca.

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
25.0	Muy mala calidad
25 – 50	De mala calidad
50 – 75	De regular calidad
75 – 90	De buena calidad
90 – 100	De muy buena calidad

Fuente: Deere D.U., (1964).

Tabla 2: Clasificación de macizo rocoso según el total de evaluación.

Parámetros de RMR	Tipo de roca	Condición
100 – 81	I	Muy buena roca
80 – 61	II	Buena roca
60 – 41	III	Roca regular
40 – 21	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Fuente: Parámetros propuestos por Bieniawski (1976, 1979), para la clasificación geomecánica del macizo rocoso.

2.2.6. Calidad de macizo rocoso

La calidad del macizo rocoso se evalúa, en los afloramientos de unidades litológicas; en los diferentes niveles de exploración de la veta Esperanza; que consiste en determinar el estado de ruptura o deformación, causado por los

principales sistemas de discontinuidades que llegan a fracturar, alterar y generar zonas de debilidad (Hoek, e., Brown, E.T. 1980).

Tabla 3: Dureza de la roca frente a la resistencia a la compresión simple.

Descripción	Resistencia a compresión simple (Mpa)
Extremadamente dura	> 250
Muy dura	100 – 250
Dura	50 – 100
Moderadamente dura	25 – 50
Blanda	1 – 5
Muy blanda	< 1

Fuente: Parámetros de resistencia de la roca (ISRM, 1978).

2.2.7. Diaclasas

Las diaclasas, a diferencia de las fallas, son discontinuidades a favor de las cuales ha habido un desplazamiento de corte muy pequeño o nulo. Pueden ser reconocidas en cualquier macizo de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias y suponen una evidencia directa de la rotura frágil del macizo rocoso en alguna etapa de su historia de deformación.

Las diaclasas, como planos de debilidad en los macizos rocosos, presentan algunas propiedades muy importantes:

- Orientación (dirección, sentido de buzamiento y ángulo de buzamiento)
- Espaciado (frecuencia y número de discontinuidades por unidad de longitud)
- Apertura (distancia media entre las paredes de la junta)
- Persistencia o penetratividad (continuidad de las juntas o longitud de sus trazas)
- Rugosidad superficial (la propiedad que condiciona su comportamiento friccional)
- Relleno (presencia o ausencia de brechas, gouge o diversos minerales)

Las juntas y otras discontinuidades presentes en los macizos rocosos (fallas, planos de estratificación, planos de esquistosidad, foliaciones diversas controlan muchas propiedades mecánicas del macizo, entre ellas la:

- Resistencia
- Compresibilidad
- Permeabilidad

Las juntas en macizos de rocas ígneas están relacionadas, en muchas ocasiones, con los esfuerzos tensionales generados durante la cristalización magmática y la consiguiente retracción. Ello es particularmente evidente en las rocas volcánicas. En dicho tipo de rocas, las juntas se desarrollan de forma perpendicular a la superficie de enfriamiento y que se suele corresponder con los márgenes de las coladas de lava, sills, diques y de muchos plutones. En cuerpos de espesor uniforme pueden desarrollarse juntas que delimitan prismas de roca de sección quasi perfectamente hexagonal.

Los contactos entre los plutones y sus correspondientes encajantes pueden presentar una geometría extremadamente compleja. El enfriamiento del magma suele generar juntas de retracción perpendiculares a los contactos si bien pueden desarrollarse también pequeñas fallas (tanto normales como inversas) o cizallas como resultado del empuje ascensional del magma.

La descarga como resultado de la erosión subsiguiente al emplazamiento de muchos plutones puede crear familias de diaclasas subparalelas a los contornos del plutón. Además, muchos cuerpos ígneos desarrollan foliaciones internas y que pueden individualizarse en discontinuidades del macizo a lo largo de la historia geológica del mismo.

Fuente: Hobbs, B.E., Mecans, W.D. y Williams, P.F. (1981) Geología Estructural, Ed. Omega, 518 pp.

2.2.8. Fallas

Las fallas (fault) y diaclasas (joints) son las principales discontinuidades de origen tectónico que aparecen en los mapas geológicos. Su origen suele estar asociado a episodios geológicos de deformación, ya sean estos de tipo compresivo o distensivo. Su datación relativa se efectúa de acuerdo al Principio de Intersección.

La diferencia más significativa entre falla y diaclasa es que en la primera existen evidencias de movimiento relativo entre los bloques a ambos lados de la misma. En las diaclasas (a menudo referidas como fracturas sin desplazamiento o, simplemente, juntas) no se reconocen tales evidencias de movimiento.

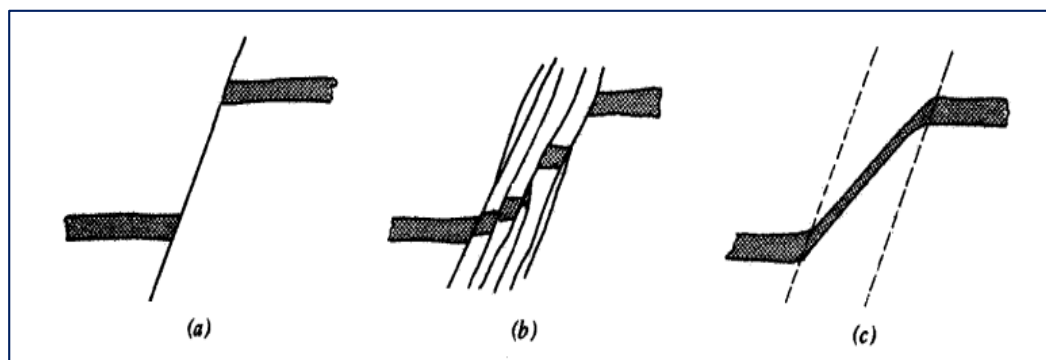


Figura 2: a) Falla; b) Zona de falla; c) Zona de cizalla.

Fuente: Hobbs, B.E., Mecans, W.D. y Williams, P.F. (1981) Geología Estructural, Ed. Omega, 518 pp.

2.2.9. Metalogenia

Franja de depósitos de Au-Pb-Zn-Cu relacionadas con intrusivos de Cretácico superior

Se extiende discontinuamente en tres áreas: Trujillo (Cerro Ballena; $9^{\circ}30'$ - 10°), Canta (Lomada-Caracol-Lajas; 11° - $11^{\circ}30'$) y Saramarca-Nazca-Ocoña ($14^{\circ}30'$ - 17°). Las estructuras mineralizadas de cuarzo-oro-sulfuros se encuentran hospedadas en granitoides del Cretácico superior del Batolito de la Costa. En las áreas de Trujillo y Canta los controles estructurales son las fallas secundarias NO-SE, N-S y NE-SO de los sistemas de fallas regionales NO-SE Conchao-Cocachacra y Tapacocha. En Saramarca-Nazca-Ocoña, las estructuras mineralizadas están controladas por fallas con orientaciones NO-SE, N-S y E-O, que constituyen el corredor Nazca-Ocoña. Entre los principales depósitos de esta franja se puede mencionar a Orión, Caravelí, Ishihuinca, Calpa, Arirahua y San Juan de Chorunga

Fuente: Acosta, J., 2006 a,b; Acosta & Santisteban, 2007; Acosta et al., 2008.

Conceptos elementales:**Ocurrencia Mineral.**

Concentración anómala de un mineral que se considera valiosa por alguien en alguna parte o que es de interés científico o técnico.

Depósito Mineral.

Es una ocurrencia mineral (concentración anómala de un mineral o elemento metálico) de tamaño (volumen) y ley suficiente para que en circunstancias favorables, sea considerado con potencial económico.

Roca huésped.

La roca dentro de la cual se presenta el depósito mineral.

Estéril.

Término minero utilizado para referirse a la roca que no constituye mena explotable, en oposición a rocas mineralizadas.

Mena.

Mineral o minerales que pueden ser extraídos de una roca con ganancia económica (utilidad).

Ganga.

Aquellos minerales los cuales ocurren con los minerales de mena, pero que no tienen valor económico.

Mineralización.

Se refiere usualmente a procesos formadores de minerales de mena, y a minerales asociados que permiten la sobreconcentración de ellos.

Hipógena o Primaria.

Mineralización endógena, es decir producida por procesos internos de la tierra.

Supérgena o Secundaria.

Mineralización o efectos exógenos sobre cuerpos mineralizados, como meteorización, oxidación, descomposición de minerales y formación de nuevos minerales estables en el ambiente supérgeno.

Recurso Mineral.

Es la cantidad total de mineral existente en la zona, incluyendo el que no podrá ser explotado por su baja concentración o ley actual.

Reservas Minerales.

Cantidad (volumen) de mineral susceptible de ser explotado. Depende de varios factores como son: ley media, ley de corte, de las condiciones técnicas, medio ambientales y del mercado existente en el momento de llevar a cabo la explotación.

Ley.

Grado de concentración de un elemento en el cuerpo mineralizado. Se expresa como porcentaje, ppm, ppb, etc.

Ley de Corte.

Grado mínimo de concentración, para que la explotación sea rentable.

2.2.9.1. Veta o Filón.

Estructura paralelepípeda, generalmente mineralizada, que presenta una potencia, un largo y una profundidad. Las vetas mineralizadas constituyen yacimientos de rendimiento económico. Las vetas son generalmente el producto del relleno de fracturas o fallas por procesos hidrotermales.

La formación de filones tiene características muy peculiares, por lo que su génesis es muy compleja, ya que está ligada íntimamente a las estructuras geológicas (fallas y fracturas), este tipo de estructuras condiciona en la formación de este tipo de yacimientos. El desplazamiento de las soluciones hidrotermales desde su origen hasta el lugar de deposición, depende de gran manera de las aperturas que se hallan dispuestas en las rocas. Se clasifican en: monometálicas, bimetálicas y polimetálicas. (Atkinson, W. et al., 2007).

2.2.9.2. Mineralogía del oro.

El oro se encuentra en estado nativo comúnmente y se puede representar en venas y filones de cuarzo así como también la existencia de diseminados. El oro también se encuentra en placeres y depósitos aluviales de corrientes antiguas y modernas.

El oro nativo de zonas de oxidación frecuentemente contiene plata en pequeñas proporciones así como trazas de otros metales. El oro nativo puede ser oro limpio, oro empañado, oro revestido, electrum, oro cuprífero. El oro en otros minerales, como producto secundario, con las especies de cobre, plata, zinc, plomo, arsénico y antimonio.

El oro asociado a la pirita y a la arsenopirita, se presenta como solución sólida y oro extremadamente fino, también se encuentra como ampolla de inclusiones, micro venillas, rellenos de intersticios, remplazamientos etc.

El tamaño del grano de oro es determinante en el proceso metalúrgico elegido, se divide por el tamaño en oro grueso que viene a ser el oro aluvial en forma de pepitas, el oro filoniano en forma de escamas o hilos, hasta un tamaño no menor a 0.2 mm. El denominado oro fino estaría en un rango de tamaños del oro grueso y el oro ultra fino, en promedio 0.2 mm (200 micrones) y los 10 micrones, quedando el denominado oro ultra fino que estaría libre o encapsulado menor a 10 micrones.

“El tratamiento de los minerales de oro se basan fundamentalmente en las propiedades del oro, su alto peso específico, su carácter hidrofóbico y su solubilidad en soluciones cianuradas dando lugar a varios esquemas de tratamiento metalúrgico para recuperar el oro”.

2.2.10. Cartografiado Geológico.

Es la representación gráfica de las características geológicas de una determinada zona, los mapas geológicos de labores horizontales se han realizado a escala 1/250.

En el cartografiado deben registrarse los datos necesarios con simbología de gráficos y colores (litología, alteración y mineralización) y anotaciones concretas que detallen los aspectos geológicos que se observan en la exploración y explotación de recursos.

2.2.10.1. Procedimiento del cartografiado geológico en labores horizontales.

- Las hojas para el cartografiado geológico son impresas en formato de tamaño A4 con coordenadas y puntos topográficos de la labor minera a cartografiarse.
- Si faltase topografía en la labor a cartografiarse, se realizará un levantamiento provisional con brújula y wincha, en longitudes que no excedan los 50 m.
- Para iniciar el mapeo geológico de una labor, primeramente, se realiza el lavado del frente de desarrollo, estructura mineralizada, hastiales (caja techo y caja piso) para una mejor visualización de los detalles que se van a registrar durante el cartografiado, en casos necesarios cuando no haya agua disponible, habrá que picar la superficie sucia o aprovechar los canales de muestreo.
- Se marca con pintura cada 3 m en ambos hastiales de la labor desde un punto topográfico conocido y de igual manera se plasma en la elaboración de los planos.
- El mapeo geológico es registrado a una altura de 1.5 metros o a la altura del pecho.

2.2.11. Elaboración de Planos y Secciones.

Finalmente, luego de que los trabajos de campo han sido concluidos, se procede con la etapa de gabinete, donde se elabora un plano con toda la información obtenida, incluyendo puntos básicos como litologías, estructuras, alteraciones y mineralizaciones. Toda la información es digitalizada, el empleado para el presente estudio es el ArcGis, el cual ha sido complementado con algunos gráficos hechos en AutoCAD.

Por último, se ha procedido con la elaboración de secciones interpretativas donde se grafican todos los elementos cartografiados en campo con su respectiva relación espacial, estas secciones interpretativas son de gran ayuda en el momento de analizar posibles zonas de interés económico.

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. GENERALIDADES

Mina Aguada es un yacimiento de tipo veta angosta, tiene un rumbo promedio de N 010° E, con un buzamiento de 55° a subvertical (80°) y una potencia de 0.05 a 0,40 m, las de menor potencia son las de mayor concentración aurífera, pero su disminución se debe a que conforme las vetas van profundizando bajan las leyes de oro libre para dar paso a los sulfuros.

Se tiene la presencia de una clavo mineralizado (presente en los diferentes niveles los cuales se encuentran asociados a alteraciones de la roca de caja y a presencia de fallas) con valores de 100 – 160 gr/t, como promedio.

3.1.1. Ubicación

Se ubica en la parte central de la costa peruana, que se extiende hasta las márgenes occidentales andinas. Políticamente se ubica en la parte Nor-Este de la Provincia de Lima (Región de Lima).

Corresponde a la cuenca hidrográfica del río Chillón.

La zona de estudio políticamente se encuentra ubicado en:

- Distrito : Carabayllo
- Provincia : Lima
- Departamento : Lima

Con una Altitud de 1930 m.s.n.m.

La zona de interés donde se desarrolla la explotación del tipo convencional se enmarca dentro de las coordenadas UTM WGS84. Ver Anexo 1.1: Plano de Ubicación.

Cuadro 2: Cuadro de Coordenadas de Ubicación UTM WGS84.

VERTICE	COORDENADAS UTM WGS84	
	NORTE	ESTE
1	8 699 750	299 500
2	8 699 750	300 250
3	8 698 250	300 250
4	8 698 250	299 500

Fuente: Geología – Mina Aguada

3.1.2. Accesibilidad

Para acceder al proyecto, se va desde la ciudad de Lima a través de la carretera Panamericana norte hasta el distrito de Carabayllo, siguiendo el recorrido por la Av. Túpac Amaru hasta el km 22, para luego desviar a la altura del Fundo Casinelli, pasando por el centro poblado de Río Seco con dirección hacia la zona de estudio por una vía tipo trocha carrozable. El acceso desde Lima se realiza según el siguiente itinerario:

Cuadro 3: Ruta de acceso a la mina.

Lugar	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tipo de vehículo	Tiempo (H)
Lima - Vía Túpac Amaru km 22	22	Carretera asfaltada	Camioneta	1
T. Amaru Km 22 - Desvío Fdo. Cassinelli	18	Carretera asfaltada	Camioneta	0.3
Desvío Fdo. Cassinelli - Río Seco Km 25	25	Trocha carrozable	Camioneta	1
Km 25 - Mina (campamento)	3	Trocha carrozable	Camioneta	0.1
Total	68 Km			02:40 horas

Fuente: Geología - Mina Aguada

3.1.3. Condiciones Climáticas.

El clima de la zona en estudio es muy variado y esto se debe en especial, a la diferencia de cota, tiene un clima templado, seco y caluroso durante el día; presenta algo de frío durante la noche. La temperatura oscila entre los 11° C y 15° C en invierno, y entre 12°C y 20°C durante el resto del año.

De los registros de precipitación de la estación Arahua y Puente Magdalena, se interpreta que en la zona de estudio el periodo de precipitaciones está comprendido entre los meses de noviembre y marzo no presentando precipitaciones durante los meses de mayo a septiembre.

Dada las condiciones de la zona de estudio y la poca existencia de vegetación se puede destacar a las plantas que se desarrollan de manera natural, entre estas tenemos a los eucaliptos, el molle, la tara, los alizos y la salvia.

3.2 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En razón de los propósitos de esta investigación y de la naturaleza del problema y por tener propósitos prácticos inmediatos, será una investigación aplicada, ya que esta se caracteriza por su interés en la aplicación de los conocimientos teóricos para el análisis de las condiciones geológicas y el estudio geomecánico de la veta Esperanza y su entorno físico.

En tal sentido, este estudio será descriptivo, pues se describirá, analizará e interpretará un conjunto de características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso y características del yacimiento para seleccionar el método de minado para vetas angostas llevándolo al método cuantificado de Nicholas para la mina Aguada.

3.3. TIPO DE INVESTIGACION

El tipo de Investigación es cuantitativo y cualitativo. **CUANTITATIVO** porque se utilizara recursos numéricos como muestreos de mineral y sus análisis, medidas y cálculos matemáticos con datos reales y **CUALITATIVO** porque se refiere al criterio del Geólogo de acuerdo a su experiencia, dividido en las siguientes etapas.

3.4. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

3.4.1. Trabajo de Gabinete.

En esta primera etapa consiste en la recopilación de estudios previos de la zona y/o alrededores con ayuda de boletines de INGEMMET, para darnos idea de la geología presente en la zona de estudio.

3.4.2. Recopilación y Revisión de Información Bibliográfica.

Todo el material bibliográfico recopilado y disponible fue y sigue siendo analizado, la búsqueda de información consistió en recurrir a diversas fuentes tales como bibliotecas, hemerotecas, informes relacionados a la investigación, modelos de mapas geológicos; así como la búsqueda de temas relacionados a la materia de investigación a través de los navegadores de red (internet).

3.4.3. Investigación de Campo.

En esta etapa se realizará la exploración geológica en superficie y en las labores subterráneas existentes, donde se realizará la caracterización geológica.

Delimitar los diferentes tipos de afloramientos, toma de datos estructurales (vetas, fracturas, fallas, etc.) en el mapa base elaborado a una escala de 1:500 y ayudándonos de la imagen satelital para un mejor mapeo utilizando equipos como GPS, cámara digital, brújula, estación total, etc.

Recolectar muestras haciendo una breve descripción de cada una de estas muestras (litología, alteración, mineralización), siendo estas muestras de dimensiones mayores al tamaño de un puño, estando todas las muestras codificadas y con coordenadas respectivas.

Esta etapa fue fundamental para nuestra investigación ya que ella engloba todo el proceso de este Proyecto es decir la exploración afinada y detallada donde se pudo obtener los datos necesarios durante el cartografiado geológico en interior mina mediante trabajos de campo a escalas, 2k, 5k y 10k. , lo cual nos permitió llegar a la mejor interpretación posible.

3.4.4. Índice de resistencia manual

Es una prueba de campo que se efectúa con la ayuda de una picota de geólogo y una navaja de bolsillo. Esta prueba consiste en estimar en forma aproximada la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c). Según ISRM (1981) las estimaciones están basadas a los criterios establecidos como muestra en la tabla 4.

Tabla 4: Estimación de resistencia de roca intacta método manual (ISRM, 1981).

Clase	Descripción	Identificación de campo	Resistencia a la compresión (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con uña	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo se producen ligeras marcas. Con la navaja se talla con dificultad.	5.0 - 25
R3	Roca moderadamente dura	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 - 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpear con el martillo sólo saltan esquirlas.	>250

3.4.5. El índice de calidad de la roca (RQD).

Para calcular el índice de calidad de roca RQD, se ha utilizado una ecuación diferencial propuesta por Priest y Hodsson 1976; en donde, se considera el número de discontinuidades por metro lineal.

$$RQD = 100 e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

De donde:

$$\lambda = \text{Número de juntas por metro lineal}$$

RQD permite dar un valor numérico a la calidad de roca, no es de sorprenderse que se haya tratado de relacionar el número con la clasificación cualitativa de Terzaghi y relacionaron este valor modificando en valor de RQD. El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso de 100% a 0%, la interpretación del valor del RQD se muestra en la tabla 5.

Tabla 5: Interpretación de valores del RQD (Deere, 1964).

RQD (%)	Calidad de Roca
25	Muy pobre
25-50	Pobre
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta el valor del RQD disminuye. El RQD, se estimó a partir del levantamiento de las fracturas expuestas en las labores de desarrollo.

Tabla 6: Valoración de RQD.

RQD	99.53	98.25	96.31	93.85	90.98	87.81	84.42	80.88	77.25	73.58
λ	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
RQD	69.90	66.26	62.68	59.18	55.78	52.49	49.32	46.28	43.37	40.60
λ	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20

Fuente: Abelardo Quispe Pilco

3.4.6. Mapeo geomecánico de la veta Esperanza en labores subterráneas.

Se realizó el mapeo geomecánico por el método de celdas o ventana, los cuales fueron realizados tomando en consideración las cajas techo y piso y el mineral a lo largo de los niveles y subniveles de exploración. En cada estación se identificaron y cuantificaron las características de las principales familias de discontinuidades.

Para cada familia se determinó la orientación (buzamiento “Bz” y dirección de buzamiento “DBz”), el espaciamiento, la persistencia, la rugosidad, la resistencia de la pared de la discontinuidad, la abertura, el relleno, el grado de meteorización, la resistencia del relleno y la presencia de agua.

En cada estación geomecánica se calculó la clasificación geomecánica por el sistema RMR (Bieniawski, 1976), Q (Barton, 1974) y el GSI. Ver Anexo 03.

3.4.7. Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

Se ejecutaron ensayos de laboratorio para determinar las propiedades físicas, mecánicas y elástica de la roca intacta. Las muestras fueron tomadas de los testigos de perforación manual de la caja piso, veta y caja techo.

Los ensayos de mecánica de rocas fueron realizados en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería - Lima, donde se ejecutaron los siguientes ensayos: propiedades físicas (densidad, porosidad y absorción), propiedades de resistencia mecánica (carga puntual y compresión uniaxial).

3.4.8. Ensayo de resistencia a la compresión simple (Uniaxial)

Se tomaron seis muestras representativas para determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (σ_{ci}). Los valores de resistencia a la compresión simple determinados se resumen en la tabla 6 y para su mayor entendimiento los resultados de los ensayos del laboratorio de mecánica de rocas se muestran en el Anexo 04.

Tabla 7: Resumen de ensayos de compresión simple.

Muestra	Litología	Dominio	Progresiva	Resistencia a la compresión simple (MPa)
EM-01	Ks-tgd-sr	CP	C10 + 2.00 m	172.68
EM-02	Ks-tgd-sr	CT	C14 + 4.00 m	138.24
EM-03	Cz-Au-Sulf.	VT	C15 + 14.00 m	94.76
EM-04	Ks-tdi-sr	CT	C17 + 7.00 m	80.45
EM-05	Ks-tdi-sr	CP	C20 + 5.00 m	42.21
EM-06	Cz-Au-Sulf.	VT	C20 + 9.00 m	38.72
Ks-tgd-sr: Tonalita Granodiorita, Ks-tdi-sr: Tonalita Diorita, Cz-Au-Sulf.: Cuarzo-oro-sulfuros; CP: Caja piso, VT: Veta, CT: Caja techo				

3.4.9 *Análisis e Interpretación.*

Se digitalizará el mapeo geológico con los tipos de roca ya definidas y las estructuras para interpretar el comportamiento de la veta Esperanza con la elaboración de planos y secciones geológicas.

3.4.9.1 *Trabajos de Gabinete.*

3.4.9.2 *Evaluación Geológica del Yacimiento.*

- Generación de mapas geológicos.
- Generación de mapas estructurales.
- Elaboración de perfiles y secciones geológicas

En base a los planos levantados y trabajos de campo conjuntamente con el cartografiado local, se determinó los diferentes tipos de litología y estructuras mineralizadas.

3.4.9.3 *Redacción del Documento Final.*

Se realizó de acuerdo al esquema establecido por la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica.

3.4.10 *Instrumentos equipos y materiales*

Para ejecutar las actividades mencionadas líneas arriba se utilizó los siguientes materiales, herramientas y equipos los cuales han sido cuidadosamente seleccionados, en cuanto a su exactitud y precisión.

- Durante el mapeo geológico y geomecánico de labores subterráneas se utilizó EPPs (casco minero hoket tipo ala ancha, correa porta lámparas, lámpara minera, zapatos punta de acero, respirador 3M, guantes de hilo, lentes y tapones de oído), formato de campo, lápiz rayador, lupa doble 20X, martillo del geólogo mango corto, brújula, protector de diferentes escalas, tablero de mapeo, wincha larga de fibra de vidrio TRUPER de 100 m, bolsas de muestreo (20 x 40 cm), lapiceros, colores, planos, cámara fotográfica, flexómetro de 5 metros y pintura en lata.
- Para los ensayos de laboratorio de mecánica de roca, el equipo utilizado en la compresión uniaxial en una maquina universal de ensayos marca avery denison modelo E72146-71040CJ. Estos ensayos fueron realizados en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería - Lima.
- El ensayo de compresión uniaxial permite determinar en el laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple, σ_c . Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es:

$$\sigma_1 \neq 0; \sigma_2 = \sigma_3 = 0.$$

En este ensayo se deben cumplir las siguientes condiciones:

- Razón Largo/Ancho de la probeta debe ser 2.5 a 3.0:1
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.
- Ancho de muestra debe ser >10 veces el tamaño medio del grano.

El ensayo trata de la aplicación gradual de una fuerza axial a un cilindro de roca, hasta que se produce su rotura, los datos obtenidos son: σ_1 obtenido del ensayo, σ_2 , σ_3 . Con estos datos se puede obtener σ_c (resistencia a la compresión simple).

Procedimiento

1. Concebir una idea general de la roca en cuanto a su litología y estructuras.
2. Identificar las muestras.

3. Medir las dimensiones de la muestra para validar si satisface las condiciones del ensayo.
 4. Se recubre la muestra con una membrana cuyo fin será el de evitar que al momento de fallar la roca no salten fragmentos y dañen a personas u objetos de alrededor.
 5. Se sitúa el testigo de tal forma que el pistón de la máquina quede paralelo a las caras transversales de la muestra.
 6. Una persona se encarga de medir la presión a la cual está siendo sometida la muestra mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica, la presión debe ser medida a cada instante ya que al momento de fallar, la aguja que indica el valor de la carga vuelve al punto de partida.
 7. Una segunda persona será la encargada de ir aumentando paulatinamente la presión en la prensa hidráulica.
 8. Una vez falle el testigo se retira, se validan los resultados y se analizan las condiciones y modo de ruptura.
- Para la caracterización geológica y geomecánica del macizo rocoso se utilizó el software dips versión 06 del rocscience.
 - Para el cartografiado geológico y la elaboración de planos se utilizó el software AutoCAD 2017, software Arc Gis 10.1. Impresora y útiles de escritorio.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 CARACTERIZACION GEOLÓGICA

La caracterización geológica de una zona de interés económico es la base de todo estudio posterior que se desee realizar en el área. Es de vital importancia ya que con ella se planean futuras campañas de muestreo y el desarrollo de labores mineras.

Es recomendable siempre comenzar con el entendimiento del marco geológico regional ya que este nos brindara la base para tener una idea de qué tipo de rocas, sistemas estructurales y el tipo de yacimiento que podemos encontrar en determinada área.

4.1.1 *Geología Local.*

Las unidades geológicas que se encuentran dentro del área de estudio son: Rocas intrusivas de la súper unidad Santa Rosa: Tonalita–diorita (Ks-tdi-sr), Tonalita–granodiorita (Ks-tgd-sr) y depósito aluvial (Qp-al). En algunas labores, se aprecia diorita xenolítica (dioritas oscuras). Estas muestran enclaves también oscuros, a manera de xenolitos, los que - según Pitcher W. (1979) - pueden deberse a un proceso de refusión en profundidad, o a procesos normales de diferenciación cristalina. Estos xenolitos también aparecen en todo el Batolito de la Costa de sur a norte.

Unidades Litoestratigráficas

En el área de estudio afloran rocas de diferentes edades que van desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. A continuación, se resumen los rasgos más importantes de la zona:

a. Rocas intrusivas

Las rocas intrusivas que se ubican en el área del proyecto son pertenecientes a la Súper Unidad Santa Rosa. Representada por unidades de Diorita, Tonalita y Granodiorita.

Tonalita-diorita (Santa Rosa oscuro Ks-tdi-sr)

Estos cuerpos plutónicos se presentan constituyendo, la parte central de esta súper-familia. Las rocas presentan, muestra en mano, un color gris oscuro, textura holocristalina de grano medio variado a grueso. Las Tonalitas por la dureza del cuarzo presentan una topografía aguda, con estructuras tabulares debido al diaclasamiento, cuyo rumbo general es Norte-Sur, variando en parte al Noroeste o al Sureste. Respecto a la concesión, estas rocas se encuentran en la dirección Suroeste en poca proporción.

Tonalita-granodiorita (Santa Rosa claro Ks-tgd-sr)

Forma topográfica agreste, con estructuras tabulares debido a diaclasamiento con orientación mayormente N-S. Es de color gris claro, textura equigranular, holocristalina, de grano medio, se encuentra moderadamente fracturada y poco a medianamente meteorizada, presenta bloques de gravas inestables en sus laderas por efecto de fallas tipo vuelco.

Respecto a la concesión este tipo de roca se encuentra en casi toda el área de la concesión.

b. Depósitos del Cuaternario

Depósitos aluviales (Qp-al)

Estos depósitos se encuentran localizados principalmente el fondo de los valles, respecto al proyecto se encuentran a los márgenes del río Chillón y las quebradas afluentes localizadas en sus alrededores. La línea de Transmisión proyectada cruzará estas acumulaciones de sedimentos, conformadas por bloques y gravas angulosas a redondeadas, constituida por rocas ígneas intrusivas y volcánicas, distribuidas en estratos de arena, limo y arcilla. Su compacidad es de suelta a compacta, húmeda a seca.

Cuadro 4: Columna Estratigráfica Local.

Estratigrafía de la Mina Aguada, Region Lima.

Era	Sistema	Serie	Unidades Litoestratigraficas		Rocas Intrusivas	
CENOZOICA	Cuaternario	Holocena	Depositos aluviales	Qh-al	SUPER UNIDAD TIPO DE ROCA	
					SANTA ROSA	
MESOZOICO	Cretaceo	Superior	Volcanico Quilmana	Kms-q	Tonalita-granodiorita	Ks-sr/tgd
					Tonalita-diorita	Ks-sr/tdi

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2. Batolito de la costa

Las rocas del Batolito de la Costa afloran desde la línea de costa hasta un aproximado de 200 km. hacia la cordillera de los Andes, las intrusiones varían del Cretáceo Medio al Neógeno. A nivel del Perú, estructuralmente, el batolito recorre toda la costa, ha sido dividido en cuatro segmentos. El segmento Piura, el segmento Trujillo, el segmento Centro (Lima) y el segmento Sur (Arequipa).

El emplazamiento de la Superunidad Santa Rosa según Mukasa y Tilton, se estimó en 75 a 90 m.a. por edades K/Ar en 82 a 91 m.a. por métodos U/Pb. Sin embargo, el plutón granodiorítico de Santa Eulalia (cuadrángulo de Chosica) ha sido datado también por Mukasa y Tilton en 62 + -7 m.a. empleando métodos Rb/Sr; confirmándose este resultado por métodos U/Pb, en 59 m.a. (Pitcher W. et al 1985). Los afloramientos presentes en la Mina Aguada pertenecen a la Súper Unidad Santa Rosa. Representada por unidades de Diorita, Tonalita y Granodiorita.

(Ver anexo 1.1: Plano geológico)

4.1.3. Geomorfología.

Las unidades geomorfológicas que caracterizan a la zona de estudio como son: valles, quebradas y estribaciones andinas occidentales. A continuación, se detalla cada una de las unidades.

- **Colinas altas**

Estas colinas en cuanto a su composición superficial constituyen estructuras que se forman por la acumulación de material ígneo que ascienden desde las profundidades hasta la superficie a través de una debilidad estructural como una falla. Donde se presenta como un afloramiento de lava. Solidificándose en rocas proximales de las rocas de la superficie y desarrollando una forma de colina con características particulares.

- **Terraza**

Son elevaciones intermedias y relieve suave, también se han desarrollado sobre rocas volcánicas e intrusivas.

- **Laderas**

Son elevaciones menores y pendientes moderadas, ubicadas mayormente en zonas de afloramientos de cuerpos intrusivos comprendiendo una cota de (1 649 - 1710 m.s.n.m.).

- **Colinas bajas**

Son las pendientes llanas, en las cuales se observa que estas son zonas de deposición de sedimentos por la acción del agua fluvial encontrándose en ello los cantos angulosos producto de la erosión.

- **Valles “V”**

Los valles fluviales coluviales son producto de la acumulación de materiales transportado como consecuencia de procesos geomorfológicos y climáticos cuando el agua es el medio de transporte de los detritos, cuando la velocidad de sedimentación es mayor puede dar lugar a llanuras de inundación, terrazas o depósitos marginales resultado de la sedimentación de aguas estancadas pero se encuentran encajonadas por vertientes de fuertes pendientes a veces de paredes casi verticales.

- **Quebradas**

Las unidades geomorfológicas son constituidas por los cauces de los ríos y quebradas. En el área del proyecto se encuentran los cauces de la quebrada Yerba Buena, quebrada Huerta Vieja y Quebrada Pan de Azúcar, que se

caracterizan por ser secas todo el año. Los valles están formados por la vegetación, como parte de la Cuenca baja del Río Chillón.

- **Estribaciones Andinas Occidentales**

Las estribaciones andinas son formaciones geológicas menores derivadas de un sistema de montañas de la Cordillera de los Andes, las cuales representan para la costa peruana, la interrupción de valles y desiertos debido a la presencia de pequeñas cadenas de cerros.

Esta unidad geomorfológica corresponde a las laderas y crestas marginales de la Cordillera Andina es de topografía abrupta y está formada por plutones y stocks del Batolito Costanero, emplazado con rumbo NO-SE, el mismo que ha sido disectado por los ríos y quebradas que se abren camino hacia la costa, formando valles más profundos con flancos de fuerte inclinación, en donde las crestas más elevadas se estiman entre los 800 y los 3 500 metros reflejando la fuerte erosión del Pleistoceno-reciente. (Ver anexo 1.6: Plano geomorfológico)

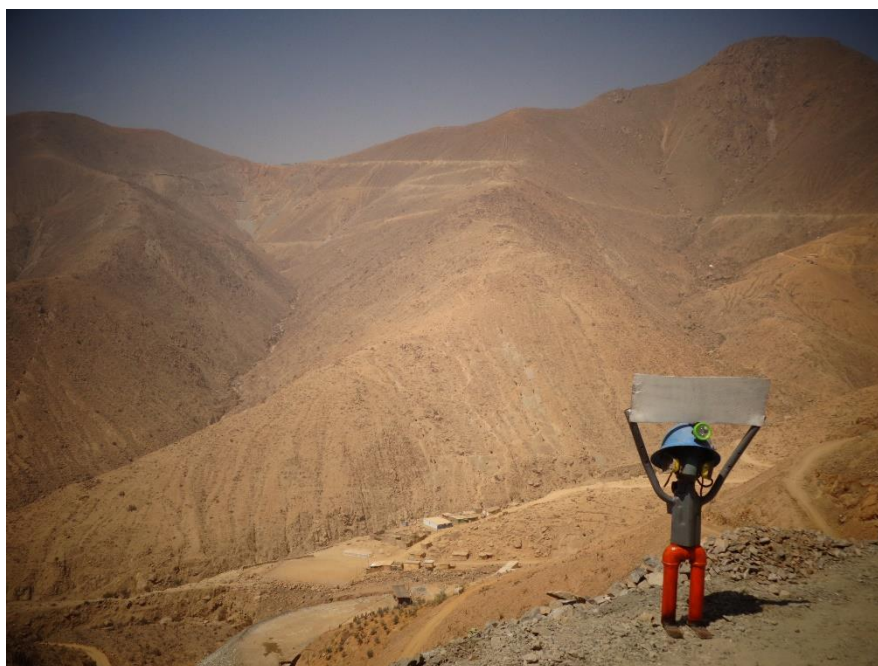


Figura 3: Morfología de Aguada; se observa la pendiente empinada.

4.1.4. Yacimiento.

Mina Aguada está ubicada en la franja que corresponde a depósitos de Au-Pb-Zn Cu (Polimetálico), relacionado con intrusivos del Cretáceo Superior constituido por rocas de la súper unidad Santa Rosa, como la tonalita-diorita y la tonalita-granodiorita. Se caracteriza por tener mineralización en veta con cuarzo-

oro-sulfuros, hospedadas en intrusivos controladas por fallas transcurrentes NO-SE.

La mineralización consiste principalmente de cuarzo, pirita, calcopirita, oro nativo, rodonita, goethita-limonita, magnetita hematina arsenopirita, galena, cobre gris, esfalerita.

El yacimiento se presenta en estructuras mineralizadas paralelas de tipo vetas, que afloran aproximadamente 400 m, tiene un rumbo promedio de N 010° E, buzamiento 50° – 85° SE y potencias que varían entre 0,05 y 0.40 m.

El oro se presenta en dos zonas bien definidas: una zona oxidada hacia la superficie y otra de sulfuros primarios con mineralización hipógena en los niveles inferiores. (Ver anexo 1.3: Plano geológico subterráneo)

4.1.4.1. Clasificación del Yacimiento

De acuerdo a la caracterización geológica: mineralogía, mineralización y potencia de la veta Esperanza, la mina Aguada es un típico depósito hidrotermal, mesotermal del tipo filón debido a que la mineralización ocurrió a profundidades intermedias y a temperaturas de moderado a alto, correspondiendo a la fase mesotermal. El yacimiento es un depósito de minerales epigenéticos, del tipo de relleno de fracturas, formadas a partir de soluciones mesotermales auríferas.

Genéticamente este depósito se clasifica como veta hidrotermal de cuarzo-oro-sulfuros, donde el principal mineral es el cuarzo seguida de la pirita, la arsenopirita y después el oro nativo, siendo el origen de las soluciones hidrotermales auríferas provenientes de fuentes magmáticas calcoalcalinas. La veta Esperanza está controlada por un patrón de fracturamiento local y regional.

4.1.4.2. Mineralización Aurífera.

La mineralización aurífera, tiene diferentes ámbitos de formación, que se encuentra asociados a minerales de control de alta temperatura. De Montreuil L. (1990), Mineralogía de Yacimientos Auríferos del Perú, realiza una sinopsis de las diferentes franjas de yacimientos de Au en el Perú, rescatando la ocurrencia de Au nativo.

El potencial minero en el frente andino está dado por la pequeña minería que trabaja a escala limitada, siendo los yacimientos exclusivamente filoneanos de tipo hipo, meso y epitermal, algunos de los cuales han sufrido enriquecimiento supergénico. Las vetas en general, presentan rumbos coincidentes con la dirección de la Cordillera Occidental, con buzamientos moderados y potencias angostas. La mineralización en esta región está relacionada genéticamente a las intrusiones del Batolito de la Costa, dentro del segmento Lima.

4.1.4.3. Mineralogía

La morfología de nuestro depósito es vetiforme (filoneana), formando estructuras mineralizadas tipo rosario. Los minerales observados en la veta Esperanza se presentan en el cuadro N° 04. De ellos, los más comunes son: cuarzo, sulfuros y oro nativo.

Cuadro 5: *Minerales presentes en la veta Esperanza.*

Minerales	Composición	Observación
Oro	Au	Hipógeno y Supergenico
Argentita	AgS	Hipógeno y Supergenico
Galena	PbS	Hipógeno y Supergenico
Pirita	FeS ₂	Hipógeno
Calcopirita	CuFeS ₂	Hipógeno
Esfalerita	ZnS	Hipógeno
Marmatita	ZnS	Hipógeno
Cuarzo	SiO ₂	Hipogeno - supergenico
Limonita	FeO ₃ nH ₂ O	Zona de oxidación
Arsenopirita	FeAsS	Hipógeno
Bornita	CuFeS ₄	Hipógeno

Fuente: *Elaboración propia.*

Minerales de mena: Oro nativo asociado a Sulfuros (argentita, galena, marmatita, esfalerita y calcopirita).

Minerales de ganga: Ensamble Cuarzo hialino y calcedónico – Pirita.

Minerales de Oro

La veta Esperanza, se caracteriza por la presencia de oro nativo, visible macroscópicamente, que se concentra, de preferencia en el cuarzo y en los sulfuros, formando una fina disseminación. No se han observado formas cristalinas de gran tamaño, siendo frecuente encontrar pequeñas drusas con cristales de algunos milímetros de largo.

En la zona de óxidos el oro está asociado al cuarzo hialino y minerales oxidados tales como la hematita, jarosita, goethita, entre otros, por lo que es común encontrar asociado a piritas, arsenopirita, calcopirita, galena, etc.

Los principales minerales presentes, junto al oro nativo, son cuarzo, galena y piritita; subordinadamente se observa el oro relacionado con la marmatita, esfalerita y calcopirita.

En la zona de enriquecimiento o zonas de alta ley (las leyes alcanzan hasta 160 gr/Ton Au), el oro muestra una notable asociación con minerales de color "pardo oscuro", identificados como marmatita y esfalerita ya que el oro es un microconstituyente común en un gran número de sulfuros concentrándose principalmente en especies como: cobre, plata, antimonio, plomo, zinc. La galena y esfalerita son indicadores de altos valores de oro, debido a que este se encuentra principalmente en forma nativa y en estrechas asociaciones y frecuentemente dentro de estos dos sulfuros como pátinas y costras (Boyle, 1979).

En los niveles más profundos de la veta Esperanza, a su relación con minerales de sulfuros primarios y a ciertas texturas de depositación, en estas zonas la concentración de oro disminuye y se interpretan como el resultado de la diferenciación magmática.

4.1.4.4. Características de la mineralización.

El depósito es filoneano - cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes, hidrotermales, con un comportamiento lenticular en rosario. La estructura mineralizada presenta lazos cimoides múltiples - compuestos y curvas cimoidales. Estructuralmente la mineralización económica

se presenta en forma de ore shoots (clavos mineralizados) elongados, con un buzamiento intermedio ($20^\circ - 55^\circ$) a sub vertical de (80°).

Componente horizontal: Se puede observar que la veta Esperanza se extiende 400 metros de longitud, cuando pasa un zona de estrangulamiento la estructura presenta lazos cimoides de distancias cortas a distancia considerables que son de 5 m hasta los 20 m de longitud los cuales presentan dos tipos de mineralización una buena en uno de los ramales y bajo en otro, cuando se unen los lazos se forma una zona alterada, favoreciendo el ensanchamiento de la veta, presentando las mismas características verticalmente y horizontalmente.

Componente vertical: En la componente vertical llegan a profundizar hasta los 150 metros, para casos prácticos el cambio brusco de buzamiento actúa como entrapamiento de las soluciones mineralizantes, formando clavos mineralizados con enriquecimiento mineralógico con altas concentraciones de Au, el cual les da el carácter Aurífero.



Figura 4: Estructura mineralizada de 12 cm de potencia con presencia de sulfuros diseminados en veta de cuarzo.



Figura 5: Estructura mineralizada de 8 cm de potencia con minerales asociados a sulfuros como: gn, mr, sf, py y cpy.

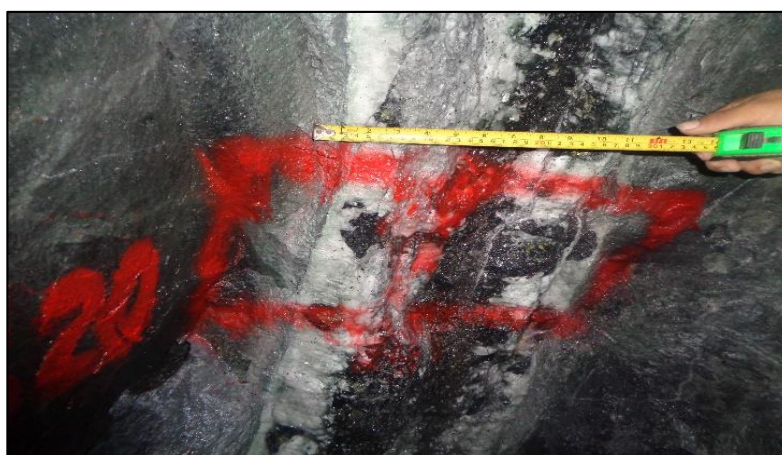


Figura 6: Estructura mineralizada de 32 cm de potencia. Se observa la variación de la potencia de la Veta Esperanza, en el nivel 1849.

4.1.5. Controles de mineralización.

Dentro de los controles de mineralización se ha podido observar que el oro en Mina Aguada se asocia directamente con la pirita de textura fina y con el cuarzo blanquecino, asimismo en profundidad los ensambles pirita-calcopirita son indicadores de valores expectantes de oro. La presencia de alteración argílica cuyo ensamble es de cuarzo-sericita constituye un buen indicador para la determinación de presencia de oro, mientras que la alteración propilítica con su notoria tonalidad verdosa es un indicador de la presencia de una actividad hidrotermal cercana a las zonas de mineralización.

La alteración supérgena está asociada fundamentalmente a la presencia de minerales oxidados de hematita, limonita y jarosita, constituyendo un indicador de la presencia de minerales de oro. Los cambios de rumbo y buzamiento de las

estructuras favorecen en cierta medida la concentración de mineralización de oro.

En base a la cartografía geológica superficial y subterránea, y sus respectivas interpretaciones se determinaron los siguientes controles.

- **Control Estructural.**

Las estructuras en general, como las fallas y fracturas, son un control importante, que a lo largo de ellas circularon y/o se depositaron las soluciones de mineral, en muchos casos el cambio brusco de buzamiento actúa como entrapamiento de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados.

- **Control Litológico.**

Las rocas dioritas-granodioritas son favorables para la formación de estructuras mineralizadas.

La roca encajonante de acuerdo a la clasificación geomecánica corresponde al tipo de roca **buena y regular**, lo cual asegura su estabilidad durante la excavación de las galerías de desarrollo y otras excavaciones subterráneas, así como garantizar las condiciones de seguridad.

- **Control Mineralógico.**

El cuarzo calcedónico, hialino y ahumado son los minerales principales como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena, esfalerita y marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

- **Roca caja de la veta**

La roca encajonante (caja techo y caja piso), está conformada por rocas intrusivas, como granodiorita y diorita, moderadamente alterados. La roca caja de acuerdo a la caracterización geomecánica tiene un comportamiento estable, sin embargo, existen tramos que necesitan medidas de sostenimiento tanto activos (malla electrosoldada, Split set de 3 y 5 pies), como pasivos (cuadros de madera y puntales de seguridad), debido a que son zonas de intenso fallamiento.



Figura 7: Se observa una serie de vetas auríferas paralelas de rumbo N-S con buzamiento subvertical, zona La Aguada.

4.1.6 Descripción de la veta Esperanza

4.1.6.1 Forma de la veta Esperanza.

Según la caracterización geológica, mineralógica y geoquímica de esta zona, el tipo de ocurrencia de la forma de la veta Esperanza es **Irregular**, del tipo filoniano de comportamiento lenticular (en rosario), tanto en la componente horizontal como en la componente vertical. La dimensión de la estructura mineralizada varía a distancias muy pequeñas y cuyo afloramiento se extiende aproximadamente 400 m de longitud.

4.1.6.2 Potencia de la veta Esperanza.

Geológicamente, la estructura mineralizada presenta potencias irregulares que van desde 0.05 m hasta 0.40 m, (estructuras tipo rosario). La orientación preferente de la estructura es N 010° E, con algunos ramales S 10° W.

De acuerdo a la caracterización geológica la potencia de la veta Esperanza es **ESTRECHA**, por considerarse un Yacimiento de vetas angostas.

4.1.6.3 Buzamiento de la veta Esperanza.

El buzamiento de la veta Esperanza, es variable formando una combinación de **INTERMEDIO** (20° - 55°) a sub vertical (80°).

4.1.6.4 Descripción de la profundidad de la veta Esperanza.

El oro se presenta en 3 zonas bien definidas: una zona oxidada hacia el nivel 2 005 en superficie con 55 metros en línea vertical, la zona intermedia del nivel 1 945 hasta el nivel 1 920 con enriquecimiento de 25 metros y otra de sulfuros primarios con mineralización hipógena en los niveles inferiores por debajo del nivel 1 920 que profundiza hasta los 100 metros. Siendo **PEQUEÑA** la profundidad del Yacimiento.

4.1.6.5 Descripción de la distribución de leyes en el Yacimiento.

Geoquímicamente, las estructuras han reportado valores anómalos para Au, siendo éste el único elemento de interés económico detectado mediante el análisis de Oro por vía seca; con leyes que varían de 0,4 a 5 Oz/Tn.

El valor más alto obtenido en el muestreo de reconocimiento ha reportado 160.7 gr/TM de Au, el cual está asociado a una estructura mineralizada de alta ley.

Por lo tanto, de acuerdo a la caracterización geológica y al plano de muestreo, se interpreta que la distribución de leyes en el Yacimiento es **UNIFORME**, por lo que la ley media del yacimiento se mantiene con 34 gr/Tn, prácticamente constante en cualquier punto de este. Ver Anexo 1.4: Plano de muestreo.

4.1.7 Secuencia Paragenética.

Se realizó un estudio petromineralógico de muestras de mineral dentro de la veta Esperanza, en el laboratorio de Petrografía de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional del Altiplano. Se concluye que Mina Aguada, es un depósito de origen mesotermal, presenta cristales y agregados de pirita con formas euhedrales a subhedrales y tamaños que llegan a 0.70 mm, se hallan diseminados en intersticios de las gangas y como inclusiones en calcopirita, marmatita y galena los cuales la reemplazan. (Ver Anexo 5: Estudio Petrominerográfico de la Veta Esperanza)

DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA:

La muestra presenta una coloración grisácea con presencia de pátinas de óxidos de Fe con una coloración parda amarillenta. Está constituida por una mineralización esencial de sulfuros con un 65-70% como la Calcopirita (CuFeS_2), Pirita (FeS_2), Marmatita ($(\text{FeZn})\text{S}$) y Galena (PbS), y puntos diseminados de Oro nativo (Au), alojada en la Marmatita; como minerales de ganga se tiene al Cuarzo (SiO_2); también se encontró sulfuros en mínimas cantidades como Arsenopirita (FeAsS), Covelina (CuS) y Esfalerita (ZnS).

DESCRIPCIÓN MICROSCÓPICA:

La muestra mineralizada está compuesta por diversos cristales de sulfuros, se distingue la pirita de color amarillo pálido con alta reflectancia al igual que la marmatita, galena y calcopirita; el oro se presenta disperso en la superficie de la marmatita.

DESCRIPCIÓN MINERALÓGICA:**CRISTALES ESENCIALES:**

Calcopirita, de coloración amarillo opaco y de forma anhedral a masiva en sus cristales.

Pirita, de color amarillo pálido y con cristales cúbicos de forma euهدral, isotrópico con alta reflectividad.

Marmatita, de color gris con cristales de forma anhedral.

Galena, de color blanco pálido, con cristales de hábito cúbico con arranques triangulares por el clivaje que presenta.

Oro, de color amarillo intenso, isotrópico y de muy alta reflectancia, de sistema cubico. Se presenta como masa globular se encuentra como inclusión en la Marmatita y asociado a los sulfuros.

CRISTALES ACCESORIOS:

Covelina, de coloración azul con tonos violáceos, idiomorfa con cristales escamosos y baja reflectancia.

CRISTALES SECUNDARIOS:

Cuarzo, de bajo relieve, baja birrefringencia con ausencia de maclas y de exfoliación de color lechoso, es de carácter óptico uniaxial.

Se ha reconstruido una secuencia paragenética de los minerales presentes en la veta Esperanza, basada en tres estadios. El estadio I o de la mineralización primaria, un segundo estadio de fracturación y relleno, y un tercer estadio de alteración supergénica. La secuencia de cristalización comienza con la formación de cuarzo. El primer sulfuro en precipitar es la pirita, seguida de la calcopirita, marmatita, galena y finalmente el oro.

Porcentaje Aproximado:

Marmatita (20%), Pirita (15%), Esfalerita I (Trazas), Esfalerita II (Trazas), Calcopirita I (10%), Calcopirita II (Trazas), Galena (15%), Oro (Trazas), Gangas (30%).

Textura: De relleno, diseminado y reemplazamiento.

Secuencia de Formación Probable:				
	1ra ETAPA	2da ETAPA	3ra ETAPA	4ta ETAPA
Cuarzo	██████████	—————	—————	—————
Calcopirita	—————	—————	—————	—————
Pirita	—————	—————	—————	—————
Marmatita		██████████	—————	—————
Galena		—————		
Oro			—————	

1ra ETAPA	Cz-Py-Cpy
2da ETAPA	Mmt- Cz-Gn-Py-Cpy-Au
3ra ETAPA	Cz- Mmt-Py-Cpy-Au
4ta ETAPA	Mmt-Cz-Py-Cpy

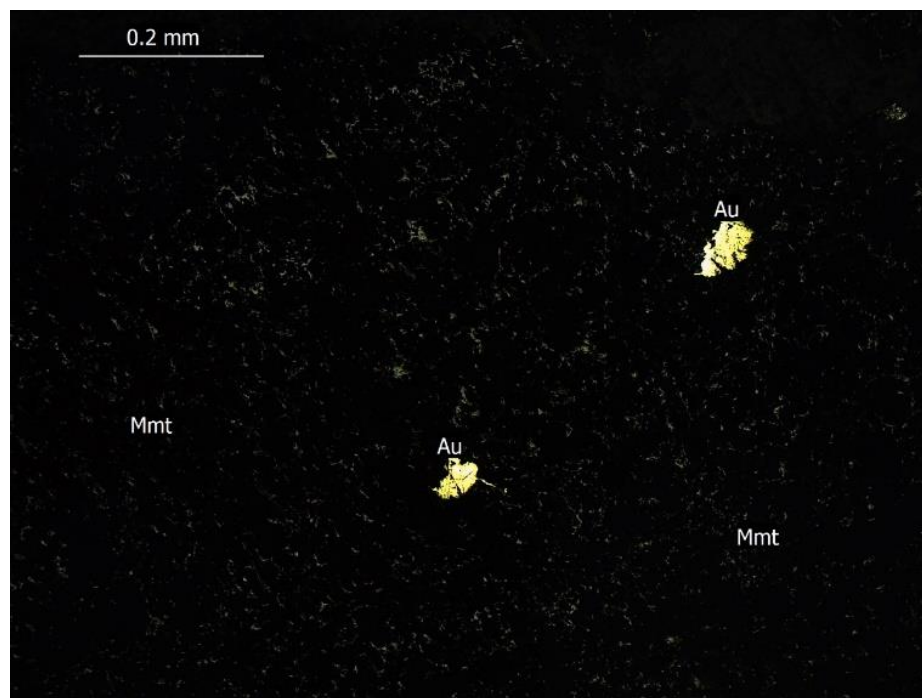
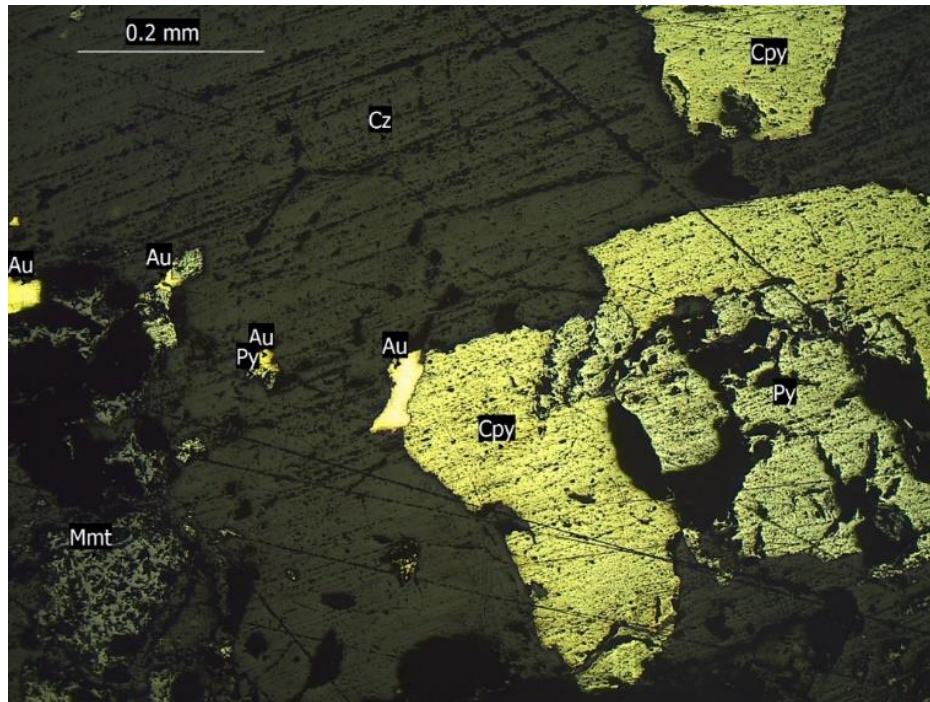


Figura 8: Muestra M-Nicoles Paralelos: Granos de oro (Au), de color amarillo intenso, isotrópico, cúbico y de muy alta reflectancia, se presenta como masa globular y se encuentra como inclusión en la Marmatita.

Fuente: Resumen de estudio petrominerográfico de la veta Esperanza Mina Aguada; por Roger González Aliaga & Roxana Medrano Pari.

4.1.8 Zoneamiento

De acuerdo a los resultados obtenidos de los diferentes análisis de campo, labores de desarrollo y con las secciones longitudinales realizadas en la estructura mineralizada observamos que el Zoneamiento; es tanto vertical como horizontal con ligeros cambios mineralógicos en los diferentes niveles del yacimiento.

Zona de oxidación.

Zoneamiento supérgeno que baja hasta 55 m. de profundidad desde el nivel 2 005 en superficie hacia el nivel 1 945, la mineralización hipógena sufrió posteriores acciones de intemperización que dieron lugar a productos supérgenos como (óxidos), propios de la zona de oxidación donde sus valores son variables debido a que ingresa aguas meteóricas, estas aguas vienen cargadas de oxígeno y CO₂ lo que hace que exista oxidación y precipitación de elementos como el oro.

Zona de enriquecimiento.

Esta zona es la más importante debido a que las concentraciones de Au aumentan, la zona de enriquecimiento se encuentra entre los niveles 1 945 y 1 920, el cambio brusco de buzamiento actúa como entrapamiento de las soluciones mineralizantes, formando el clavo mineralizado. Se entiende desde la mineralogía la afinidad del oro con sulfuros del tipo marmatita, galena y cuarzo. De acuerdo a los análisis realizados en la veta Esperanza, muestran resultados de (5,02 Oz/Ton de Au).

Zona de minerales primarios (Sulfuros).

Debajo de la zona de enriquecimiento supérgeno, que está entre el Nv. 1 920 y 1 800, está la zona de sulfuros primarios, en el cual se observa la disminución de leyes de oro, aumentando la presencia de cuarzo con diseminación de sulfuros.

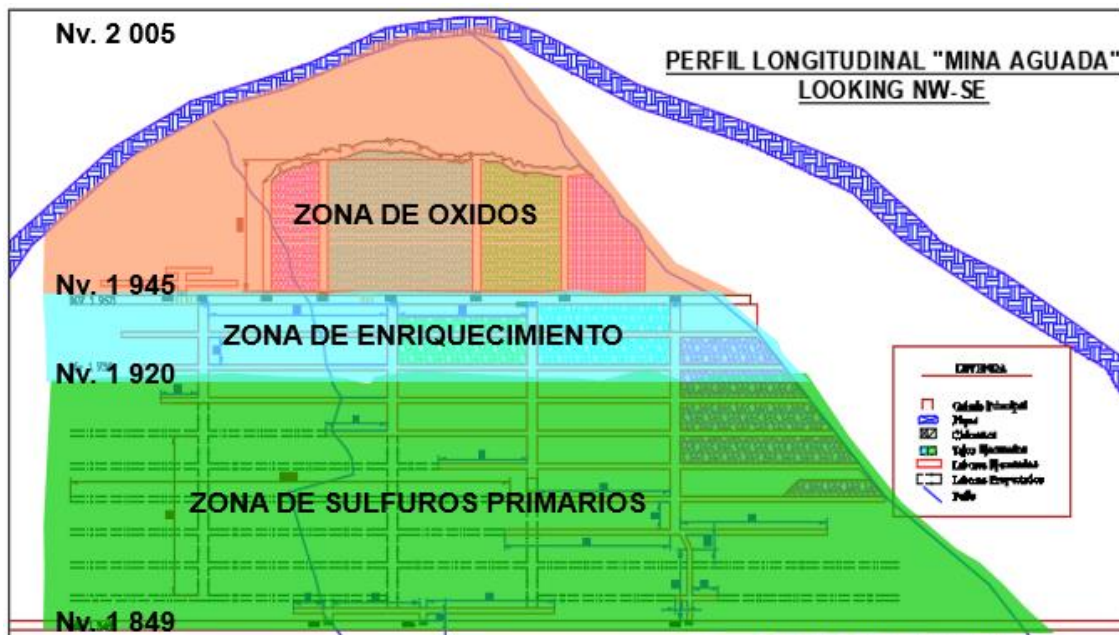


Figura 9: Zoneamiento típico en Mina Aguada.

4.1.9 Geología Estructural.

El área de estudio se enmarca dentro del cuadro morfotectónico de la costa y el borde occidental andino. Ha sido afectada por una tectónica polifásica desarrollada durante la orogénesis andina, la misma que dio lugar a una deformación con plegamientos y rupturas.

En el sector este del cuadrángulo de Chosica (borde occidental andino) las rocas mesozoicas se encuentran igualmente afectadas por la tectónica andina que se manifiesta en el área desde fines del cretáceo. Se caracteriza por ser una fase tectónica de compresión, con sus ejes de acortamiento (presión) en dirección NE-SO.

El desarrollo estructural en el Cretáceo Superior ha continuado en el Terciario Inferior con una fase compresiva, que genera fallamiento y fracturamiento transversal.

4.1.9.1 Fallamiento.

Los filones tienen la particularidad de tener como agente principal el tectonismo, porque gracias a este proceso se forman fisuras y fallas pre-minerales, que son aperturas tabulares continuas en las rocas, generalmente se debe a que posteriormente serán rellenadas por fluidos mineralizantes de algún foco

magmático que se encuentre cerca de la roca caja, la formación de un filón de fisura implica:

- La formación de la fisura misma.
- Los procesos de formación del mineral.

Ambos factores pueden haber estado separado por un largo intervalo de tiempo ninguno de estos puede determinar la veta de fisura por sí mismo se necesita: La coincidencia de ambos.

Las fisuras pueden formarse en virtud de las tensiones que actúan en la corteza terrestre, y pueden ir o no acompañado de fallas así mismo puede ampliarse en el momento de la mineralización, por la fuerza intrusiva de las soluciones mineralizantes que actúa como una cuña y separa las rocas siguiendo alguna grietas o líneas débiles. (Atkinson, W. et al., 2007).

La veta Esperanza se halla muy perturbada por efectos de fallamientos y esfuerzos de compresión que a la vez originan microfallas y diaclasas.

Se han diferenciado tres sistemas principales de fallamiento:

- Sistema de Fallamiento NO-SE (Longitudinales o Rumbo andino)
- Sistema de Fallamiento NE a SW (Diagonales o tensionales)
- Sistema de Fallamiento Principal NE-SW o Fallas Mayores (Transversales)

El primer sistema corresponde al lineamiento general para esta zona del continente en Perú (Lima) y el segundo sistema sería el componente tensional, desde el punto de vista de la metalogénia este segundo sistema serían los más favorables ya que en estos sistemas de falla se emplazan los principales yacimientos.

• Sistema de Fallamiento NO-SE (Longitudinales o Rumbo andino)

Son fallas post-minerales, de rumbo subparalelo a la veta, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acuñaamientos y discontinuidad local de la estructura mineralizada; muchos de éstos son de carácter normal, con rechazos desde 3 a 10 centímetros.

En las labores desarrolladas sobre la veta Esperanza, se observan este tipo de fallas.

- **Sistema de Fallamiento NE a SW (Diagonales o tensionales)**

De rumbo promedio Norte a Noroeste y buzamiento alto al Este, son fallas que se presentan muchas veces agrupadas en bloque (fallamiento gravitacionales), otras veces como estructuras aisladas relativamente. Cuando las fallas son de bajo ángulo se presentan como sobre-escurrimientos locales.

- **Sistema de Fallamiento Principal NE-SW o Fallas Mayores (Transversales)**

Estructuralmente la veta Esperanza, está dislocada por sistemas de fallas transversales de corto desplazamiento que van desde unos cuantos centímetros hasta varios metros en la componente horizontal de rumbo promedio SW-NE y buzamiento subvertical, dentro de este sistema tenemos:

La Falla Paola es una estructura conocida por su extensión y persistencia; siendo la de mayor desplazamiento la del sistema $S080^{\circ}W$ con buzamiento 85° SE que desplazan hasta 120 m en la vertical y de 5 a 10 m en la componente horizontal siendo el bloque NE el que cae o hunde, por las observaciones de campo en las labores de desarrollo se deduce que es de movimiento inicial inverso.

La Falla Poderosa es una estructura con rumbo $S020^{\circ}W$ con buzamiento 83° SE que desplaza 7 m en la componente horizontal, por las observaciones de campo en las labores de desarrollo se deduce que la falla formo un clavo mineralizado de 30 metros de longitud con valores altos de oro llegando a tener leyes de 120 a 150 gr/Tn.

La Falla Lucero es una estructura en etapa de reconocimiento con rumbo $S060^{\circ}W$, por los resultados en las labores de desarrollo se infiere su extensión y persistencia.

4.1.10 Geología Económica.

La mineralización en el área es principalmente de oro con valores altos, yacimiento de tipo vetillas, que ocurren mayormente como sistemas erosionados posiblemente con grandes potenciales.

Se ubica en la Provincia Metalogenética Occidental, ligada a la subducción de la Placa de Nazca, bajo el continente americano (Ponzoni, 1980). En la Franja de depósitos de Au-Pb-Zn-Cu relacionadas con intrusivos de Cretácico superior. Se extiende discontinuamente en tres áreas: Trujillo (Cerro Ballena; $9^{\circ}30'$ - 10°),

Canta (Lomada-Caracol-Lajas; 11°-11°30') y Saramarca-Nazca-Ocoña (14°30'-17°). Las estructuras mineralizadas de cuarzo-oro-sulfuros se encuentran hospedadas en granitoides del Cretácico superior del Batolito de la Costa. En las áreas de Trujillo y Canta los controles estructurales son las fallas secundarias NO-SE, N-S y NE-SO de los sistemas de fallas regionales NO-SE Conchao-Cocachacra y Tapacocha. En Saramarca-Nazca-Ocoña, las estructuras mineralizadas están controladas por fallas con orientaciones NO-SE, N-S y E-O, que constituyen el corredor Nazca-Ocoña. Entre los principales depósitos de esta franja se puede mencionar a Orión, Caravelí, Ishihuinca, Calpa, Arirahua y San Juan de Chorunga.

El área presenta dos lineamientos principales, María Teresa, que pasa al SE-NO del Cuadrángulo de Chosica (24-j) y el otro lineamiento SE-NO denominado Izcaycruz-Yauli, ambos paralelos donde están distribuidos mayormente los yacimientos de polimetálicos, oro, cobre, plata y otros elementos. Existen por lo menos 3 estructuras importantes en la zona de aproximadamente de 2 a 2,5 km de extensión e interespaciadas de 80 a 120 m, que van paralelas a la falla Chillón, sectores donde los mineros artesanales realizan sus trabajos de extracción.

Veta Esperanza

Se ubica en la Concesión Río seco 2004 II, con código 010352004. Entre la quebrada Hierba Buena y el cerro Lllamarada zona sur, en rocas intrusivas. Aflora en una longitud de 400 m. continuos, en la quebrada Jimena se realizó el minado en una longitud de 300 m. en seis niveles. La veta está controlado por rocas intrusivas granodioritas-tonalitas con rumbo N10°E, buzamiento sub vertical a 85° SE., potencia variable entre cinco centímetros a cuarenta centímetros, estructura sigmoidal y en rosario. Los minerales que se observan en la zona de óxidos son en su mayoría óxidos de hierro (limonita, hematita).

Los minerales que se observan en la zona de sulfuros son la pirita en cristales finos, medianos y grandes, arsenopirita, galena, calcopirita. La veta presenta abundante cuarzo, cristalino, blanquecino o lechoso, en estructura tipo cebra, en oquedades, cavernoso, sus granos varían de tamaño, desde pequeños hasta grandes. Las alteraciones que presentan las cajas son: en la zona de óxidos la

limonitización con abundantes ocre y hematita. En la zona de sulfuros argilitización, arcillas asociadas a las fallas; piritización mediana asociada a las diaclasas y silicificación. Los valores de oro están asociados al cuarzo, galena, esfalerita y pirita.

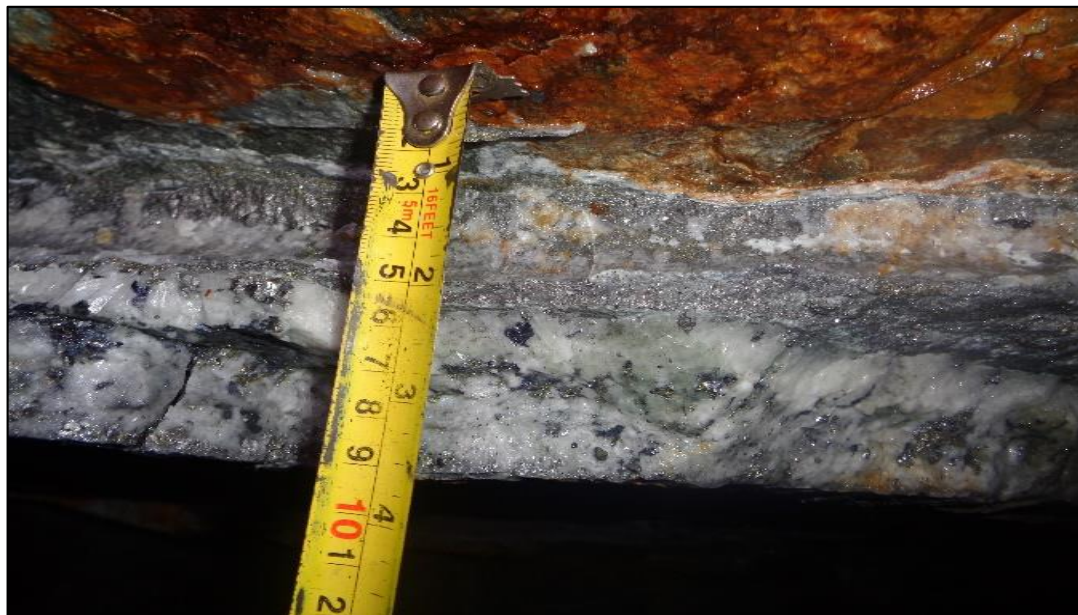


Figura 10: Se observa la composición mineral de la Veta Esperanza (galena, esfalerita, pirita, calcopirita y cuarzo hialino).

4.1.11 Alteraciones hidrotermales.

Son los cambios que ocurren en la estructura de la roca encajonante en mineralogía y textura debido a los fluidos mineralizantes. La alteración hidrotermal sirve como guía del mineral, para indicar el carácter de las soluciones asociadas de los minerales secundarios.

La alteración hidrotermal puede ocurrir antes, durante o después de la deposición de los minerales metálicos.

Se ha podido determinar dos tipos de alteración: hipógena y supérgena.

La alteración hipógena, se caracteriza por la presencia de una fuerte alteración argílica con cuarzosericita, principalmente en las estructuras mineralizadas, presentando una coloración blanquecina esencialmente y alcanza anchos que varían desde los centímetros hasta los 2.0 metros. La alteración propilítica ocurre generalmente en la parte externa de las estructuras mineralizadas con halos que van desde los 0.20 m hasta los 5.0 m inclusive, con presencia muy débil de piritización y microvenillas de carbonatos.

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

4.1.11.1 Nivel de profundización de la veta Esperanza.

En el estudio geoquímico y de acuerdo a la distribución de leyes en el Yacimiento notamos zonas de valores por encima de la ley de cabeza en cotas mayores y zonas de anomalías moderadas a fuerte con cotas menores. Estos cambios de zonas de concentración presentan en sus curvas isovalóricas una tendencia de profundización de la estructura de la Veta Esperanza.

En el perfil topográfico a lo largo de la Veta Esperanza vemos que la distribución de los elementos de Au (Oz/Tn) es irregular, hacia la parte alta en la zona de óxidos la ley de cabeza tiene un promedio de 1.5 Oz/Tn, mientras que las concentraciones de los elementos aumentan hacia la parte central de la misma veta en la zona de enriquecimiento donde las leyes promedio están entre 2 y 5 oz/Tn, por otro lado hacia profundidad en el nivel 1849 con ayuda de las labores de desarrollo y de avance, las concentraciones presentan un ligero descenso hacia zonas más profundas.

De acuerdo a la mineralogía de mena típica en profundidad, y en la morfología de la mineralización; usando las interpretaciones y los datos tomados podemos estimar que a profundidad las concentraciones de Oro disminuyen.

4.2 CARACTERIZACION GEOMECANICA

La identificación del macizo rocoso en Minera Aguada, está sujeto a los cambios de deformación producidos por tres sistemas de discontinuidades principales dominantes; que están relacionados generalmente al dominio andino.

Los parámetros geomecánicos en la galería de desarrollo han sido debidamente mapeados; teniendo en consideración todas las características de los planos de discontinuidades; así como el grado de meteorización, el tipo de alteración predominante, el espaciamiento entre las juntas. Datos que fueron debidamente mapeados.

4.2.1. Origen.

El origen del macizo rocoso en Mina Aguada, es de carácter ígneo intrusivo, básicamente se reconocen las granodioritas-dioritas de la súper unidad Santa Rosa presente en toda la zona de estudio. Las cuales se encuentran cortas en diferentes direcciones por tres sistemas de discontinuidades principales, asociados a un conjunto de juntas paralelas, el mapeo y evaluación geomecánica determinan la calidad de roca, en la veta Esperanza. Ver Anexo 2.

4.2.2. Modelo Geomecánico.

La evaluación geomecánica preliminar, tomando en consideración las características geológicas y estructurales es de vital importancia para el diseño del método de explotación y el planeamiento en una mina subterránea.

El estudio de la mecánica de rocas fue desarrollado para proveer una dirección en el diseño de minado, selección del método de explotación y establecer el tipo de sostenimiento a utilizar en los diferentes niveles de desarrollo y se basa en los siguientes elementos:

- Caracterización geológica
- Caracterización estructural
- Caracterización geomecánica del macizo rocoso
- Diseño y tamaño de excavación
- Estimación de sostenimiento

4.2.3 Clasificación Geomecánica.

Las clasificaciones más útiles en mecánica de rocas son las denominadas clasificaciones Geomecánicas RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton son las más utilizadas. Establecen diferentes grados de calidad de macizo en función de las propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades, y proporcionan valores estimados de sus propiedades resistentes globales (Bieniawski, 1979).

4.2.3.1 Toma de datos estructurales.

Se realizó el mapeo geomecánico por el método de celdas o ventanas en estructuras mayores y menores (diaclasas, fallas, etc.), el sistema aplicado a la toma de datos estructurales fue el de Dirección de buzamiento/Buzamiento (DIP/DIR) y el equipo utilizado fue una brújula del tipo BRUNTON. Los cuales fueron realizados tomando en consideración las cajas techo, piso y el mineral. Posteriormente se efectuó los planos de proyección estereográfica ver el Anexo 03.

4.2.3.2 Peso específico.

Se determinó el peso específico de la roca en el laboratorio obteniéndose el valor de 2.71 g/cm³ (roca encajonante) y 3.5 g/cm³ (estructura mineralizada).

4.2.3.3 Registro de actividades realizadas en el área de trabajo.

Los datos que se han registrado en campo son de: Orientación de la discontinuidad, resistencia de la roca, longitud de la traza o persistencia, abertura de la discontinuidad, rugosidad, relleno, alteración de la roca, presencia de agua en la roca, numero de fracturas por metro lineal y el tipo de discontinuidad.

4.2.3.4 Caracterización Estructural.

Discontinuidades

Las discontinuidades se registraron durante el mapeo por estaciones geomecánicas en las labores subterráneas registrándose 440 diaclasas, se considera la orientación (dirección de buzamiento y buzamiento) para efectuar el análisis geoestructural, ver el Anexo 03.

Tabla 8: Datos de sistema de discontinuidades tomados en las estaciones geomecánicas.

Nivel	Estación	Celda	Litología	Dominio	Dir. Buz/Buz
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Ks-tgd-sr	CP	76/90
1 933	EG-01	CG2 – CG3	Ks-tgd-sr	CP	83/76
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Ks-tgd-sr	CP	130/80
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Ks-tgd-sr	CP	315/38
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Ks-tgd-sr	CP	73/42
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Ks-tgd-sr	CP	128/36
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Ks-tgd-sr	CP	170/78
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Ks-tgd-sr	CP	72/68
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Ks-tgd-sr	CP	109/52
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Ks-tgd-sr	CP	107/49
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Cz-Au-Sulf.	VT	125/48
1 933	EG-01	CG2 – CG3	Cz-Au-Sulf.	VT	332/65
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Cz-Au-Sulf.	VT	148/40
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Cz-Au-Sulf.	VT	145/80
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Cz-Au-Sulf.	VT	122/50
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Cz-Au-Sulf.	VT	87/39
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Cz-Au-Sulf.	VT	106/35
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Cz-Au-Sulf.	VT	126/45
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Cz-Au-Sulf.	VT	130/35
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Cz-Au-Sulf.	VT	325/75
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Ks-tdi-sr	CT	326/78
1 933	EG-01	CG2 – CG3	Ks-tdi-sr	CT	102/55
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Ks-tdi-sr	CT	143/79
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Ks-tdi-sr	CT	145/77
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Ks-tdi-sr	CT	120/80
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Ks-tdi-sr	CT	119/79
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Ks-tdi-sr	CT	120/40
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Ks-tdi-sr	CT	118/75
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Ks-tdi-sr	CT	67/35
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Ks-tdi-sr	CT	80/55

Ks-tgd-sr: Tonalita Granodiorita, Ks-tdi-sr: Tonalita Diorita, Cz-Au-Sulf.: Cuarzo-oro-sulfuros; CP: Caja piso, VT: Veta, CT: Caja techo

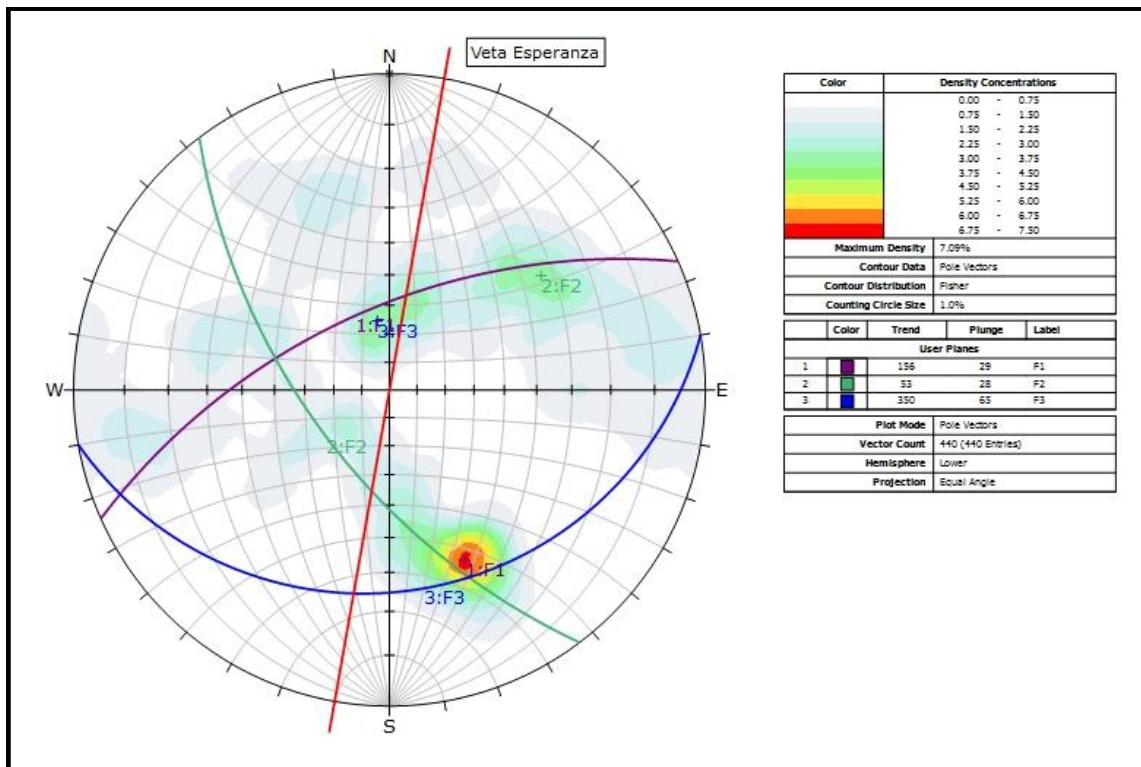


Figura 11: Características estructurales de las estructuras nivel 1933 veta Esperanza. (Fuente: Geomecánica – mina Aguada)

Como se puede apreciar en estos resultados, están marcadamente bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales:

Sistema 1: Es el más importante y dominante, conformado principalmente por diaclasas y fallas tiene dirección de buzamiento promedio de 156° y buzamiento promedio de 29°. Expresado en rumbo y buzamiento: N066°E y 29°SW.

Sistema 2: Sigue en importancia, conformado mayormente por diaclasas y en menor grado por fallas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 53° y buzamiento promedio de 28°. Expresado en rumbo y buzamiento: N053°E y 28°SW.

Sistema 3: El menos importante, conformado principalmente por pseudo estratos y en mínimo grado por diaclasas y otros tipos de discontinuidades.

Tiene dirección de buzamiento promedio de 350° y buzamiento promedio de 65°. Expresado en rumbo y buzamiento: N010°W y 65°SE.

4.2.4 Clasificación del macizo rocoso en interior mina.

La clasificación RMR (rock mass rating); constituye un sistema de clasificación de macizo rocoso, que permite evaluar el comportamiento de la matriz rocosa y la calidad de la misma con la única finalidad de realizar excavaciones subterráneas tomando en cuenta todas las propiedades y características geológicas de la matriz rocosa.

Actualmente en Mina Aguada se utiliza el índice geomecánico desarrollado por Bieniawski (1973), cuyo cálculo establece la evaluación masiva (RMR), basada en los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión a la roca alterada, Bieniawski emplea la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- RQD, índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de las discontinuidades, es decir de las fallas, planos de estratificación y otros planos de debilidad.
- Condiciones físicas y geométricas de las discontinuidades, este parámetro toma en cuenta la separación o abertura de las fisuras, su continuidad, la rugosidad de su superficie, el estado de las paredes (duras o blandas), y la presencia de relleno en las discontinuidades
- Presencia de agua subterránea, se intenta medir la influencia del flujo de las aguas subterráneas sobre la estabilidad de las excavaciones en función del caudal que penetra en la excavación, y de la relación entre la presión del agua en las discontinuidades y el esfuerzo principal.

Cuadro 6: Lista de Estaciones geomecánicas.

Nivel	Estación	Celda	Litología	Dominio
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-01	CG2 – CG3	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Ks-tgd-sr	CP
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Cz-Au-Sulf.	VT

1 933	EG-01	CG2 – CG3	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Cz-Au-Sulf.	VT
1 933	EG-01	CG1 – CG2	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-01	CG2 – CG3	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-01	CG3 – CG4	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-02	CG4 – CG5	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-02	CG5 – CG6	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-02	CG6 – CG7	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-03	CG7 – CG8	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-03	CG8 – CG9	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-04	CG9 – CG10	Ks-tdi-sr	CT
1 933	EG-04	CG10 – CG11	Ks-tdi-sr	CT
Ks-tgd-sr: Tonalita Granodiorita, Ks-tdi-sr: Tonalita Diorita, Cz-Au-Sulf.: Cuarzo-oro-sulfuros; CP: Caja piso, VT: Veta, CT: Caja techo.				

La caracterización geomecánica se realiza en base a los datos recopilados del mapeo geomecánico de las labores subterráneas y los datos de ensayos de laboratorio. El sistema de clasificación utilizado es el RMR (Bieniawski, 1976), su respectiva correlación con el sistema Q (Barton, 1974) y GSI.

La caracterización permite realizar la zonificación el macizo rocoso en dominios estructurales (Caja techo, veta y caja piso) y litológicos para efectuar el Plano Geomecánico ver el Anexo 1.5.

Cuadro 7: Clasificación Geomecánica de la veta Esperanza. Según RMR.

Puntuación	Calidad	Clase	Coloración
100 – 81	Muy buena	I	
80 – 61	Buena	II	
60 – 51	Regular A	III-A	
50 – 41	Regular B	III-B	

40 – 31	Mala A	IV-A	
30 – 21	Mala B	IV-B	
< 20	Muy mala	V	


Fuente: Geomecánica Mina Aguada.

Las granodioritas, dioritas y tonalitas se encuentran cortas en diferentes direcciones por tres sistemas de discontinuidades principales, asociados a un conjunto de juntas paralelas, el mapeo y evaluación geomecánica determinan la calidad de roca.

Para la clasificación del macizo rocoso según el Método RMR (Bieniawski, 1972), se necesita calcular el valor de las puntuaciones de cada uno de los parámetros tomados en campo, para obtener el valor de RMR final se realiza una sumatoria de las puntuaciones de los parámetros.

Los datos procesados se muestran en el cuadro siguiente, obteniendo de esta manera la zonificación del macizo rocoso dentro de la veta Esperanza en la mina Aguada.

Cuadro 8: Cartilla geomecánica utilizada en la mina aguada.

 <p style="text-align: center;">CARTILLA GEOMECAÁNICA</p>						
ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	OBSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD			CX, GL, TAJOS Y S/N	
I		MUY BUENA	81-100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco. (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros. Se astilla con varios golpes de picota).	No requiere sostenimiento	Voladura normal o controlada.
II		BUENA	61-80	Roca dura con muy pocas fracturas, ligera alteracion. (Espaciamiento de fracturas de 0.5 a 1 metros. Se astilla con mas de 5 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, en forma esporadica, donde presenta riesgo de caida de rocas	Voladura normal o controlada. Taladro perforado split set colocado.
III-A		REGULAR R-A	51-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, terreno humedo a mojado. (2 a 6 fracturas por metro. Se astilla con 1 a 3 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, con esquema de instalacion sistematico de 1.5 m x 1.5 m.	Voladura normal o controlada. Taladro perforado split set colocado. Hacia el tope colocar split set puntales.
III-B		REGULAR R-B	41-60	Roca moderadamente dura con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, terreno humedo a mojado. (6 a 10 fracturas por metro. Se astilla con 1 a 2 golpes de picota).	Split set de 5 pies y puntales de seguridad, con esquema de instalacion sistematico de 1.2 m x 1.2 m. Puntales en linea y guardacabeza si requiere.	Hacia el tope colocar split set o perno helicoidal puntales.
IV-A		MALA M-A	31-40	Roca suave fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada alteracion, goteo en fracturas y fallas. (10 a 15 fracturas por metro. Se introduce superficialmente la punta de picota).	Mallas electrosoldadas + pernos helicoidales o split set de 5 pies, con esquema de instalacion sistematico de 1.6 m x 1.6 m. Cuadros de madera espaciados a 1.5 m.	Voladura controlada. Ultima malla a 1.5 m del tope. Uso de guarda cabeza.
IV-B		MALA M-B	21-30	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas con panizo, moderada a fuerte alteracion, goteo constante en fracturas y fallas. (15 a 20 fracturas por metro. Se introduce la punta de picota).	Mallas electrosoldadas + split set de 3 y 5 pies, con esquema de instalacion sistematico de 1.2 m x 1.2 m. Cuadros de madera espaciados a 1.2 m.	Voladura controlada. Ultima malla a 1.0 m del tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales.
V		MUY MALA	0-20	Roca muy suave, completamente triturada con muchas fallas panizadas, fuertemente alterada con filtracion de agua. (> 20 fracturas por metro. Se introduce profundamente la punta de picota).	Cuadros de madera espaciados a 0.8 - 1.0 m.	Cuadro al tope. Uso de guardacabeza, uso de marchavantes laterales. El explosivo a usar es el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada.

Fuente: Geomecánica – mina Aguada.

4.2.5 Sistema de Clasificación del índice Q

Esta clasificación fue propuesta por Barton, Lien y Luden del N. G. I. (Norwegian geotechnical institute), en 1974, Su desarrollo ha represento una mayor contribución al tema de clasificación de macizos rocosos por las siguientes razones:

- El sistema fue propuesto con base en el análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia.

- Es un sistema de clasificación cuantitativa.

- Es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.

El Índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros, agrupados en tres cocientes para dar la calidad del macizo rocoso Q como sigue:

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

Donde:

RQD : Índice de calidad de roca

J_n : Número de familias, sistema de discontinuidades dominantes

J_r : Índice de rugosidad de las juntas.

J_a : Índice de alteración de las juntas.

J_w : Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.

SRF : Factor de reducción por esfuerzos.

Para la clasificación y valoración de los parámetros individuales del índice Q de Barton ver la tabla 2.8, tabla 2.9 y tabla 2.10.

El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.0001 hasta un máximo de 1000, este intervalo se ha dividido en 9 categorías de macizos rocosos. Ver siguiente tabla 2.7. (Barton y Lude, 1974).

Tabla 2.7: Clasificación según el índice de calidad de Q (Barton y Lude, 1974).

Valor de Q	Calidad del macizo rocoso
Entre 0.001 y 0.01	Roca excepcionalmente mala
Entre 0.01 y 0.1	Roca extremadamente mala
Entre 0.1 y 1	Roca muy mala

Entre 1 y 4	Roca mala
Entre 4 y 10	Roca media
Entre 10 y 40	Roca buena
Entre 40 y 100	Roca muy buena
Entre 100 y 400	Roca extremadamente buena
Entre 400 y 1000	Roca excepcionalmente buena

Para explicar cómo llegaron a la ecuación para determinar el índice Q, los autores ofrecen los siguientes comentarios:

El primer cociente (RQD/Jn), que representa la estructura del macizo es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas con dos valores extremos (100/0.5 y 10/20) con un factor de diferencia de 400. Si se interpreta el cociente en unidades de centímetros, los tamaños de “partículas” de 200 a 0.5 cm. se puede apreciar como aproximaciones gruesas, pero bastante realistas. Probablemente los bloques más grandes tendrían varias veces este tamaño y los fragmentos chicos menos de la mitad.

El segundo cociente (Jr / Ja), representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales de relleno. Este cociente se inclina a favor de juntas rugosas e inalteradas que se encuentran en contacto directo se puede pensar que estas superficies están cerca de la resistencia óptima, que tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidas a esfuerzos cortantes y por lo tanto serán muy favorables a la ad de una estructura rocosa. Cuando las fisuras tienen recubrimientos y rellenos arcillosos delgados se reduce notablemente su resistencia, sin embargo, el contacto de las paredes después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y salvar la excavación de un colapso. Donde no haya contacto de paredes, la situación para la estabilidad de un túnel se representa de manera muy desfavorable.

El tercer cociente (J_w / SRF), consiste en dos parámetros de fuerzas, SRF es un valor de:

- 1) La carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcillas;
- 2) Los esfuerzos en una roca competente, y
- 3) Las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes, se puede considerar como un parámetro total de esfuerzos.

En cuanto al parámetro J_w se trata de una medición de la presión del agua que tiene un efecto negativo en la resistencia al esfuerzo cortante de las fisuras debido a la reducción en el esfuerzo efectivo normal. El agua puede causar, además, un ablandamiento de las arcillas e incluso posiblemente su lavado.

Tabla 9: Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1976).

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
		2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear $(3.0 \times J_n)$
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15	2. En los portales emplear $(2.0 \times J_n)$
J. Roca triturada terrosa	20	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (J_r)	Notas
a) Contacto con las paredes		
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	2. $J_r=0.5$ puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
	1.0	

Tabla 10: Continuación del índice de calidad de excavación de tuneles Q (Barton, 1976).

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	λ	ϕ grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0	(8° - 16°)
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor λ depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0 - 12.0	(6° - 12°)
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>		
K. Zonas de desintegración o trituración		
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	6.0	
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0 - 12.0	
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6° - 24°)
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla		
P. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	10.0 - 13.0	
	6.0 - 24.0	

1. Los valores de ϕ , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.

Tabla 11: Continuación del índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1976).

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	J_w	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm ²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5 - 10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5 - 10.0 >10
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1 - 0.05	>10
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
<i>a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.</i>		
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Cuadro 9: *Calculo de la calidad de la roca.*

	Parámetros	Descripción	Valuación
Clasificación Geomecánica RMR Progresiva 0+100	1	Resistencia a la compresión uniaxial	12
	2	Índice la calidad de la roca RQD	17
	3	Espaciamiento de las discontinuidades	15
	4	Estado de las discontinuidades	21
	5	Condiciones hidrogeológicas	15
	6	Ajuste por orientación de las discontinuidades	-2
TOTAL		Roca Tipo II Buena Calidad	78

Calidad del macizo de tipo II, no presenta ninguna filtración en la bóveda central de la galería de producción de 100 m de longitud. La estructura principal, presenta una alteración fílica y argílica, con silicificación a lo largo de la zona mineralizada. No se observa ninguna inestabilidad en la sección de la galería principal y otros niveles

$$Q = \frac{95}{2} \times \frac{2}{2} \times \frac{1}{2.5} = 19.00$$

	Parámetros	Descripción	Valuación
Clasificación Geomecánica RMR Progresiva 0+200	1	Resistencia a la compresión uniaxial	12
	2	Índice la calidad de la roca RQD	17
	3	Espaciamiento de las discontinuidades	10
	4	Estado de las discontinuidades	19
	5	Condiciones hidrogeológicas	15
	6	Ajuste por orientación de las discontinuidades	-5
TOTAL		Roca Tipo II Buena Calidad	68

En la segunda estación zonificada, se ha caracterizado y evaluado como roca tipo II de buena calidad; con pequeñas zonas deleznable en los hastiales de la galería principal de producción. El sistema de discontinuidades 1, es desplazada por el sistema de discontinuidades 2, en algunas cuñas de caída libre en la bóveda central.

$$Q = \frac{85}{3} \times \frac{2}{2} \times \frac{1}{2.5} = 11.33$$

Valor que corresponde a roca de buena calidad y estable; solamente requiere, medidas de sostenimientos puntuales, con una calidad de roca $Q = 11.33$.

	Parámetros	Descripción	Valuación
Clasificación Geomecánica RMR Progresiva 0+250	1	Resistencia a la compresión uniaxial	12
	2	Índice la calidad de la roca RQD	17
	3	Espaciamiento de las discontinuidades	8
	4	Estado de las discontinuidades	13
	5	Condiciones hidrogeológicas	10
	6	Ajuste por orientación de las discontinuidades	-2
TOTAL		Roca Tipo III-A Regular A	58

La clasificación geomecánica del macizo rocoso es de tipo III-A roca de mala regular calidad de $Q = 4.25$, de superficie ligeramente meteorizado, con relleno de limo y arcillas entre los planos de las familias de discontinuidades dominantes, de 50 m de longitud de evaluación.

$$Q = \frac{85}{4} \times \frac{1}{2} \times \frac{1}{2.5} = 4.25$$

	Parámetros	Descripción	Valuación
Clasificación Geomecánica RMR Progresiva 0+300	1	Resistencia a la compresión uniaxial	7
	2	Índice la calidad de la roca RQD	13
	3	Espaciamiento de las discontinuidades	8
	4	Estado de las discontinuidades	14
	5	Condiciones hidrogeológicas	10
	6	Ajuste por orientación de las discontinuidades	-5
TOTAL		Roca Tipo III-B Regular B	47

La clasificación geomecánica del macizo rocoso es de tipo III-B roca de mala regular calidad de $Q = 1.33$, con superficie intemperizada, en las excavaciones subterráneas; la alteración de la roca de caja presenta una argilización constante; por lo tanto, se ha instalado pernos de anclaje. Granodioritas, afectos

a un sistema de discontinuidades que crean cuñas inestables en la bóveda central del túnel.

$$Q = \frac{60}{9} \times \frac{1.5}{3} \times \frac{1}{2.5} = 1.33$$

	Parámetros	Descripción	Valuación
Clasificación Geomecánica RMR Progresiva 0+350	1	Resistencia a la compresión uniaxial	7
	2	Índice la calidad de la roca RQD	8
	3	Espaciamiento de las discontinuidades	8
	4	Estado de las discontinuidades	11
	5	Condiciones hidrogeológicas	7
	6	Ajuste por orientación de las discontinuidades	-5
TOTAL		Roca Tipo IV-A Mala A	36

La clasificación geomecánica del macizo rocoso es de tipo IV-A roca de mala calidad de $Q = 0.47$, se observan superficies profundamente alteradas con relleno de materiales de roca triturada, limo y arcilla (panizo), en el momento de evaluación, los parámetros geomecánicos, indican que el macizo rocoso requiere la instalación inmediata de pernos de anclaje sistemático a sección completa más malla electrosoldada con aplicación de schotcrete de 5 cm de espesor.

$$Q = \frac{50}{9} \times \frac{1}{3} \times \frac{0.66}{2.5} = 0.47$$

Cálculo de la clasificación geomecánica a lo largo de la longitud de la galería de producción de la veta Esperanza, en función del análisis cuantitativo de los parámetros geomecánicos y su comportamiento frente a agentes destructivos del macizo rocoso; datos que son tomadas del mapeo del registro lineal, (Ver Cuadro N° 9).

Cuadro 10: Resumen del cálculo de la calidad de la roca Q.

Progresiva	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q	RMR	Observaciones
0+100	95	2	2	2	1	2.5	19.0	78	Estable
0+200	85	3	2	2	1	2.5	11.3	68	Estable
0+250	85	4	1	2	1	2.5	4.25	58	Estable con sostenimiento

0+300	60	9	1.5	3	1	2.5	1.33	47	Estable con sostenimiento
0+350	50	9	1	3	0.6	2.5	0.47	36	Estable con sostenimiento

Fuente: Elaboración propia. Galería 50, del nivel 1949, veta Esperanza, 2018.

✓ Zona Caja Piso

Cuadro 11: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 1.

CAJA PISO				EG - 01	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG1 - CG2	68	14.29	62	Buena	II
CG2 - CG3	66	11.47	58	Buena	II
CG3 - CG4	67	12.87	60	Buena	II
Promedio	67	12.87	60	Buena	II

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 12: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 2.

CAJA PISO				EG - 02	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG4 - CG5	57	4.23	64	Regular A	III-A
CG5 - CG6	59	5.25	56	Regular A	III-A
CG6 - CG7	56	3.78	63	Regular A	III-A
Promedio	57	4.23	61	Regular A	III-A

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 13: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 3.

CAJA PISO				EG - 03	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG7 - CG8	47	1.39	42	Regular B	III-B
CG8 - CG9	42	0.80	38	Regular B	III-B
Promedio	45	1.11	40	Regular B	III-B

Fuente: Elaboración propia

Cuadro 14: Caracterización geomecánica de la caja piso. Estación 4.

CAJA PISO				EG - 04	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG9 - CG10	37	0.46	40	Mala A	IV-A
CG10 - CG11	33	0.29	35	Mala A	IV-A
Promedio	35	0.36	38	Mala A	IV-A

Fuente: Elaboración propia.

✓ **Zona Mineral**

Cuadro 15: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 1.

MINERAL				EG - 01	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG1 - CG2	—	—	—	—	—
CG2 - CG3	66	11.51	57	Buena	II
CG3 - CG4	69	16.07	59	Buena	II
Promedio	68	14.29	58	Buena	II

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 16: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 2.

MINERAL				EG - 02	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG4 - CG5	57	4.23	64	Regular A	III-A
CG5 - CG6	59	5.29	66	Regular A	III-A
CG6 - CG7	56	3.79	63	Regular A	III-A
Promedio	57	4.23	64	Regular A	III-A

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 17: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 3.

MINERAL				EG - 03	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG7 - CG8	47	1.39	43	Regular B	III-B
CG8 - CG9	45	1.11	40	Regular B	III-B
Promedio	46	1.24	41	Regular B	III-B

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 18: Caracterización geomecánica del mineral. Estación 4.

MINERAL				EG - 04	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG9 - CG10	29	0.19	33	Mala B	IV-B
CG10 - CG11	26	0.13	30	Mala B	IV-B
Promedio	28	0.17	32	Mala B	IV-B

Fuente: Elaboración propia.

✓ **Zona Caja techo**

Cuadro 19: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 1.

CAJA TECHO				EG - 01	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG1 - CG2	69	16.07	63	Buena	II
CG2 - CG3	64	9.22	59	Buena	II
CG3 - CG4	68	14.29	61	Buena	II
Promedio	67	12.87	60	Buena	II

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 20: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 2.

CAJA TECHO				EG - 02	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	

CG4 - CG5	58	4.73	65	Regular A	III-A
CG5 - CG6	60	5.91	57	Regular A	III-A
CG6 - CG7	57	4.23	64	Regular A	III-A
Promedio	58	4.73	65	Regular A	III-A

Fuente: Elaboración propia

Cuadro 21: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 3.

CAJA TECHO				EG - 03	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG7 - CG8	48	2.97	43	Regular B	III-B
CG8 - CG9	43	1.11	37	Regular B	III-B
Promedio	46	1.24	41	Regular B	III-B

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 22: Caracterización geomecánica de la caja techo. Estación 4.

CAJA TECHO				EG - 04	
Celda	RMR	Q	GSI	Tipo de Roca	
CG9 - CG10	39	0.57	41	Mala A	IV-A
CG10 - CG11	32	0.26	34	Mala A	IV-A
Promedio	36	0.26	39	Mala A	IV-A

Fuente: Elaboración propia.

Tomando en consideración las características geomecánicas del material, tenemos que la caja techo y piso está constituida por un macizo rocoso de tipo II (RMR 61-80), III-A (RMR 51-60), III-B (RMR 41-50) y IV-A (RMR 31-40), mientras que la estructura mineralizada es de tipo II (RMR 61-80), III-A (RMR 51-60), III-B (RMR 41-50) y IV-B (RMR 21-30).

Todas estas clasificaciones se hicieron empleando las características del macizo observadas en la Galería Principal Nv. 1933, para lo cual se elaboró la siguiente cartilla geomecánica. Para el uso correcto de esta cartilla geomecánica se define

los siguientes conceptos, los cuales son aplicables a todas las labores mineras según corresponda; labores de avance (Cx, Gal, S/N) o labores de explotación (tajos), en la veta Esperanza.

En mina Aguada se tiene básicamente labores de desarrollo con rocas del tipo II y III. Eventualmente y bajo la influencia de aspectos externos como zonas de intenso fallamiento se podrían tener labores con roca tipo IV.

Roca Tipo I. (RMR: 81-100): En el caso de la roca tipo I, de calidad muy buena cuya característica principal es la presencia de roca muy dura con muy pocas discontinuidades, no requiere el uso de sostenimiento al menos durante un año en las labores de avance y 40 días en las labores de explotación, en cuanto se cumpla con las dimensiones del ancho y la altura de la labor.

Roca Tipo II. (RMR: 61-80): Para la roca tipo II, de calidad buena, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada se tiene un tiempo de auto-soporte entre 06 meses a un año para labores de avance y de 20 días en las labores de explotación, luego de este tiempo se contempla la siguiente medida de control a nivel de sostenimiento:

Labores de avance:

- **Temporales:** Se usa Split set esporádicos de 05 pies de longitud.
- **Permanentes:** Se usa pernos helicoidales esporádicos de 05 pies de longitud.

Labores de explotación: Se usa puntales de seguridad de manera puntual.



Figura 12: Galería de acceso del nivel 1849, con medidas de sostenimiento convencional con malla electrosoldada y Split set de 5 pies.

Roca Tipo III-A. (RMR: 51-60): Este tipo de roca de calidad regular se caracteriza por una dureza media de la roca con regular cantidad de discontinuidades y ligeramente alterada por el efecto de agua de perforación proveniente de niveles superiores. El tiempo de autosoporte es de 01 a 04 meses para las labores de avance y de 15 días para las labores de explotación, se deberá colocar el sostenimiento de la siguiente manera:

Labores de avance:

- **Temporales:** Uso de Split set de 05 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado de 1.6 m.
- **Permanentes:** Uso de pernos helicoidales de 05 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado de 1.6 m.

Labores de explotación:

Se usa puntales de seguridad sistemáticos, espaciados a 1.5 m.

Tipo de roca III-B. (RMR: 41-50)

De calidad regular se caracteriza por tener roca moderadamente suave, regular presencia de discontinuidades y ligeramente alterada. El sostenimiento dentro del tiempo de auto-soporte establecido, sigue el mismo procedimiento que para el tipo de roca III-A, adicionándole el colocado de mallas electro soldadas, para las labores de avance; mientras que para las labores de explotación se reduce el espacio entre puntales de seguridad a 1.20 m.



Figura 13: Instalación de malla electrosoldada, con Split set sistemático, en roca de tipo III-B.

Tipo de roca IV-A. (RMR: 31-40): Este tipo corresponde a macizo rocoso de calidad mala y se mantendrá estable en las paredes de la excavación por un periodo de tiempo muy corto; en consecuencia, se requiere instalación inmediata de elementos de sostenimiento, adicionándole el colocado de mallas electro soldadas, para las labores de avance, tanto en los hastiales y la corona.

Labores de avance: Cuadros de madera espaciados a 1.5 m.

Labores de explotación: Cuadros de madera distanciados a 1.2 m; es importante el uso de guarda-cabeza conforme se avanza.



Figura 14: Instalación de cuadros cónicos de madera, espaciados a cada 1.5 metros, en roca de tipo IV-A.

4.2.6 Sostenimiento del túnel según Barton.

En función al tipo de roca, y la dimensión del túnel, Barton presenta un método “empírico” para estimar los soportes en un túnel, que varía desde pernos de anclaje ocasionales, hormigón proyectado con y sin malla metálica hasta hormigón moldeado con acero de refuerzo.

4.2.7 Dimensionamiento equivalente (D_e).

Barton (1974) relaciona el índice de calidad de roca con el diámetro equivalente (D_e), el cual se precisa como la relación entre el ancho de la excavación y el factor ESR que toma en cuenta cierto grado de inestabilidad permitido a la excavación en función de su uso y del tiempo requerido para el servicio.

Además para ingresar al gráfico propuesto para la determinación de características del soporte se integra el parámetro ESR, cuyos valores se presentan en el siguiente cuadro.

Tabla 12: Valores ESR, según el tipo de excavación.

TIPO DE EXCAVACION	ESR
A. Labores mineras de carácter temporal.	2 – 5
B. Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación eléctrica.	1.6 - 2.0
C. Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamientos de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2 - 1.3
D. Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9 - 1.1
E. Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 - 0.8

Fuente: Valores del índice ESR de la clasificación de BARTON (2000)

Para definir el tipo de sostenimiento a aplicar en la explotación de la veta Esperanza, se consideró la estimación mediante metodologías empíricas, que relaciona la calidad del macizo rocoso expresado por el valor de Q de Barton y la luz de la excavación (S) ajustada por un factor de seguridad según el tipo de excavación (ESR, Excavation Support Ratio).

Estas excavaciones se consideran permanentes, con un valor de ESR (*Excavation Support Ratio*) igual a 1.6.

En efecto, Barton homogeneiza los diámetros de las excavaciones a un diámetro “equivalente”, que se define como:

De = Diámetro de excavación / ESR

Dónde:

Diámetro de la excavación : Ancho o alto de la excavación.

ESR : Valoración para diferentes tipos de excavaciones:

Consideremos: Una labor de desarrollo de 9' x 9', (2.70 m x 2.70 m) y un ESR de 1.6.

De = Diámetro de excavación/ ESR

$$De = 2.7 / 1.6$$

$$De = 1.70$$

4.2.8 Evaluación Geológica y Geomecánica de la veta Esperanza.

Con los datos obtenidos en la caracterización geomecánica RMR, se tiene los siguientes resultados:

Correlación con Barton

$$RMR = 9 \times \ln Q + 44$$

Para:

- **Roca Tipo II (RMR 61-80)**

$$RMR = 67$$

$$67 = 9 \times \ln Q + 44$$

Despejando Q tenemos lo siguiente:

$$Q = e^{\frac{(67-44)}{9}}$$

$$Q = e^{2.555}$$

$$\mathbf{Q = 12.871}$$

Para:

- **Roca Tipo III-B (RMR 41-50)**

$$\text{RMR} = 46$$

$$46 = 9 \times \text{Ln}Q + 44$$

Despejando Q tenemos lo siguiente:

$$Q = e^{\frac{(46-44)}{9}}$$

$$Q = e^{0.222}$$

$$\mathbf{Q = 1.248}$$

Para:

- **Roca Tipo IV-A (RMR 31-40)**

$$\text{RMR} = 36$$

$$36 = 9 \times \text{Ln}Q + 44$$

Despejando Q tenemos lo siguiente:

$$Q = e^{\frac{(36-44)}{9}}$$

$$Q = e^{-0.888}$$

$$\mathbf{Q = 0.411}$$

La aplicación de la tabla que establece la relación entre la dimensión equivalente máxima (De) de la excavación subterránea sin sostenimiento y del índice Q de la calidad para tuneles (según Barton, Lien y Lunde).

Ambos valores lo ploteamos en el ábaco de clasificación de Barton y Bieniawski. La aplicación de la tabla se da de la siguiente manera:

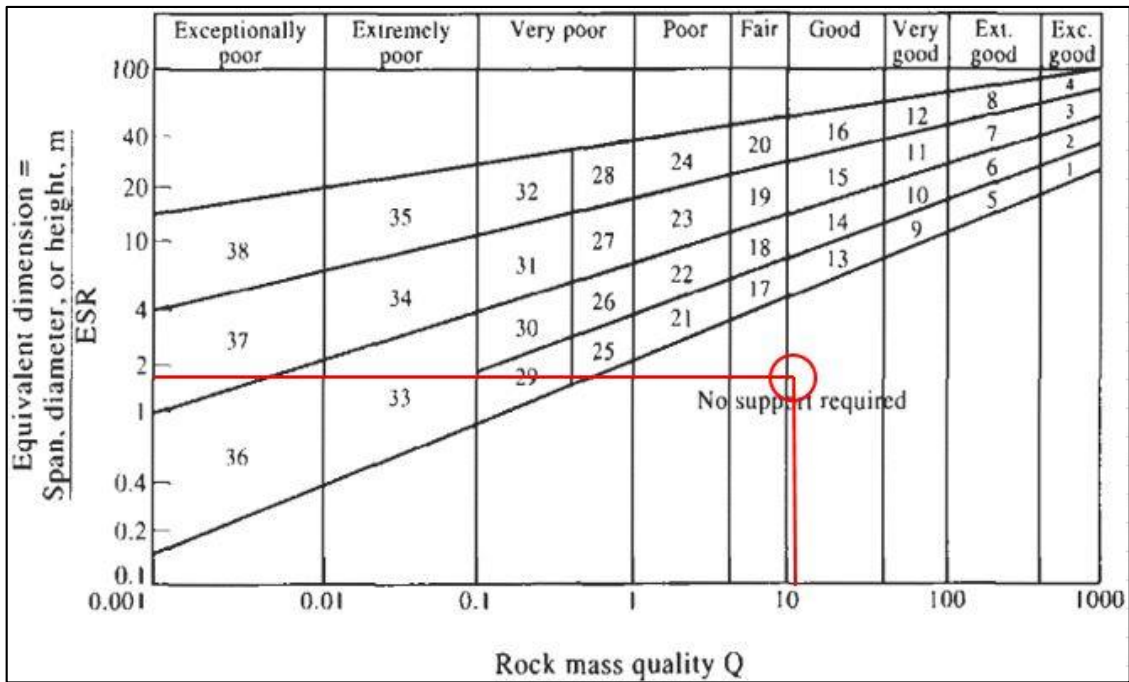


Figura 15: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo II.

La Figura 15, nos muestra que para valores Q cercanos a 12.871, macizo rocoso de tipo II (RMR 61-80), estas excavaciones no requieren sostenimiento.

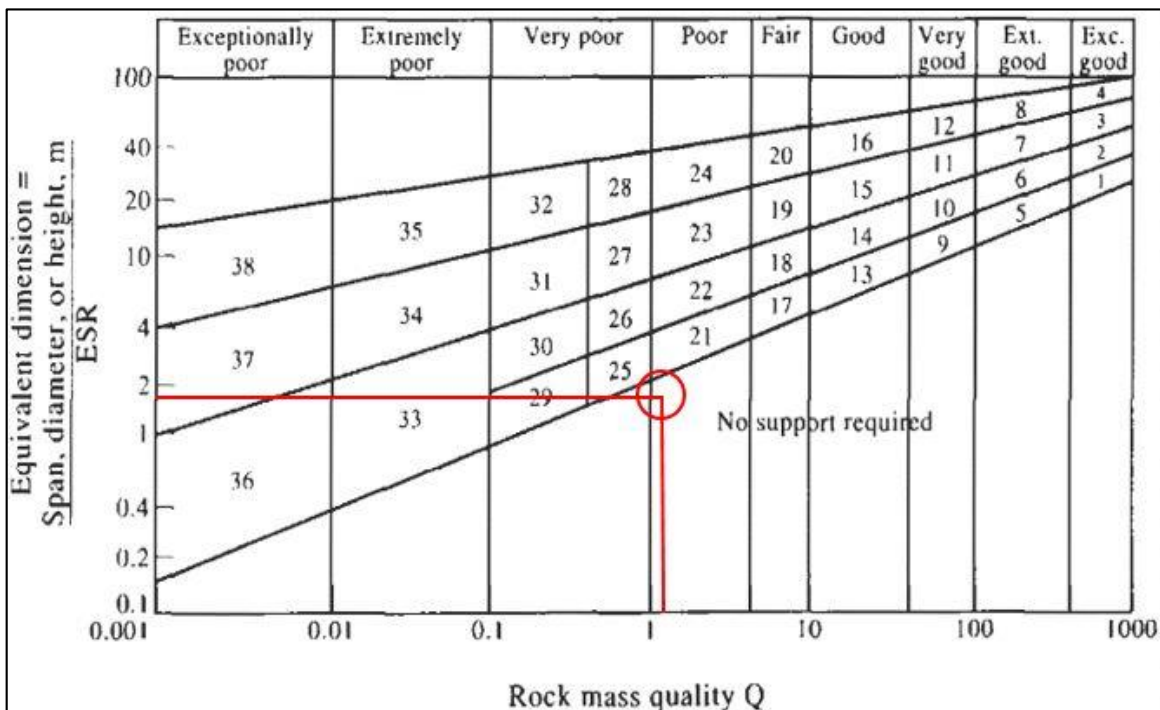


Figura 16: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo III-B.

La Figura 16, nos muestra que para valores Q cercanos a 1.248, macizo rocoso de tipo III-B (RMR 41-50), estas excavaciones no requieren sostenimiento. Por otro lado la valoración se aproxima al valor 21, lo cual significa que se tiene que realizar sostenimiento con pernos de anclaje instalado sistemáticamente con espaciado de 1 a 3 metros o donde se requiera de manera puntual.

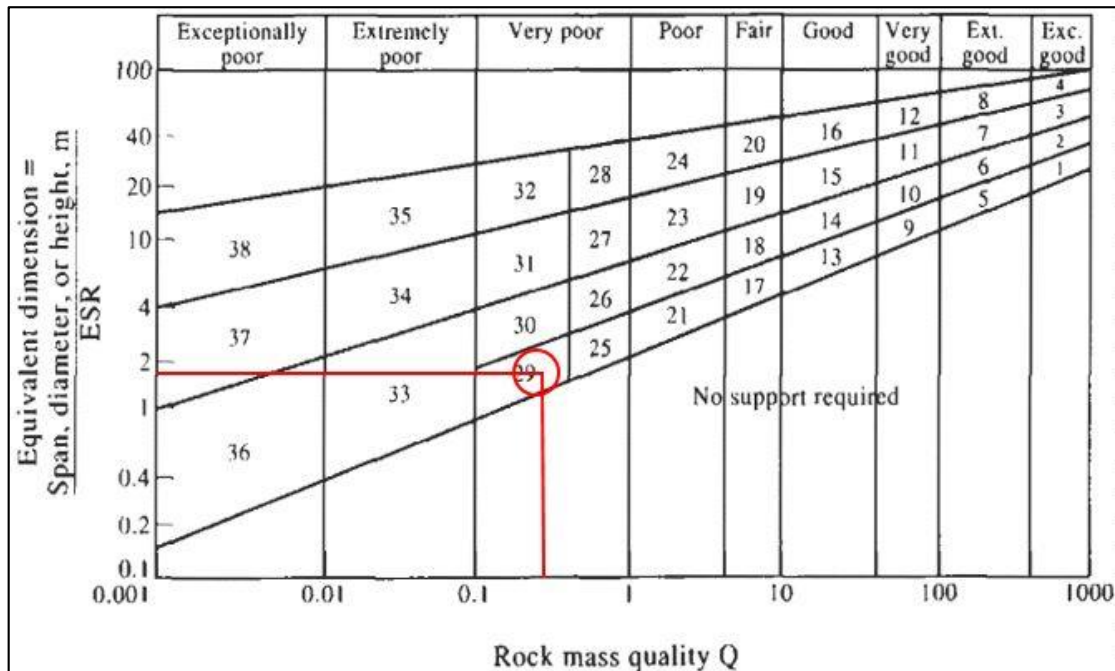


Figura 17: Requerimiento de sostenimiento por el Sistema Q (Bieniawski, 1989), veta Esperanza caja techo para Roca tipo IV-A.

La Figura 17, nos muestra que para valores Q cercanos a 0.411, macizo rocoso de tipo IV-A (RMR 31-40), la excavación requiere un sostenimiento con pernos de anclaje instalado sistemáticamente con espaciado a 1 metro, más malla electrosoldada cubierto de shotcrete de 5 cm de espesor.

De los gráficos y con los resultados obtenidos en el cálculo se llega a lo siguiente que el macizo rocoso se encuentra entre favorable y pobre que podría sufrir algún tipo de inestabilidad, es por eso que se recomienda usar un tipo de soporte como son: Pernos de anclaje y Shocrete para su buen sostenimiento.

4.2.9 Diseño de longitud del perno de anclaje

Conjuntamente a partir de análisis de los casos históricos indica relaciones para la longitud del soporte, de esta manera el largo de perno **L** se estima en función del ancho de excavación **B** y del parámetro **ESR**.

- Longitud del perno de anclaje:

$$L = \frac{(2 + 0.15 b)}{ESR}$$

Dónde: b es el ancho de la excavación (m)

$$L = \frac{(2 + 0.15 \times 2.70)}{2}$$

$$L = \frac{(2.405)}{1.6}$$

$$L = 1.503$$

La longitud de los pernos de anclaje Split Set a utilizarse en las labores de desarrollo en el nivel 1849, será de 1.503 m equivalente a 5 pies de longitud.

4.2.10 Ancho máximo sin sostenimiento.

Otra expresión relevante integrada por este método Q es el ancho máximo sin sostenimiento de una labor, valor con el que una excavación permanece estable sin necesidad del uso de elementos de sostenimiento. Este concepto que es discutible ya sólo considera la calidad de roca y omitir condiciones de estabilidad o tiempo de uso el cual esta expresado de la siguiente manera:

- Longitud máxima sin soporte:

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

- Para roca de tipo II (RMR 61-80)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 12.871^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 2.77$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 8.864 \text{ metros}$$

- Para roca de tipo III-B (RMR 41-50)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times \text{ESR} \times 1.248^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 1.09$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 3.488 \text{ metros}$$

- Para roca de tipo IV-A (RMR 31-40)

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times \text{ESR} \times 0.411^{0.4}$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2 \times 1.6 \times 0.70$$

$$\text{Ancho máximo}_{\text{sin sostenimiento}} = 2.24 \text{ metros}$$

Considerando este método empírico que es usado en la actualidad dentro de etapas tempranas de ingeniería en el diseño, se tiene como resultado, que podría realizarse una excavación hasta de 2.24 metros sin sostenimiento en un macizo rocoso de tipo IV-A (RMR 31-40), para un macizo rocoso de tipo III-B (RMR 41-50) el ancho máximo sin sostenimiento será de 3.488 metros y para un macizo rocoso de tipo II (RMR 61-80) el ancho máximo sin sostenimiento será de 8.864 metros.

4.2.11 Diseño de sostenimiento práctico minero.

El sostenimiento práctico minero toma en cuenta la clasificación cualitativa del GSI, RMR, Q y la relación entre el ancho o la altura de la excavación con el uso de la labor (ESR).

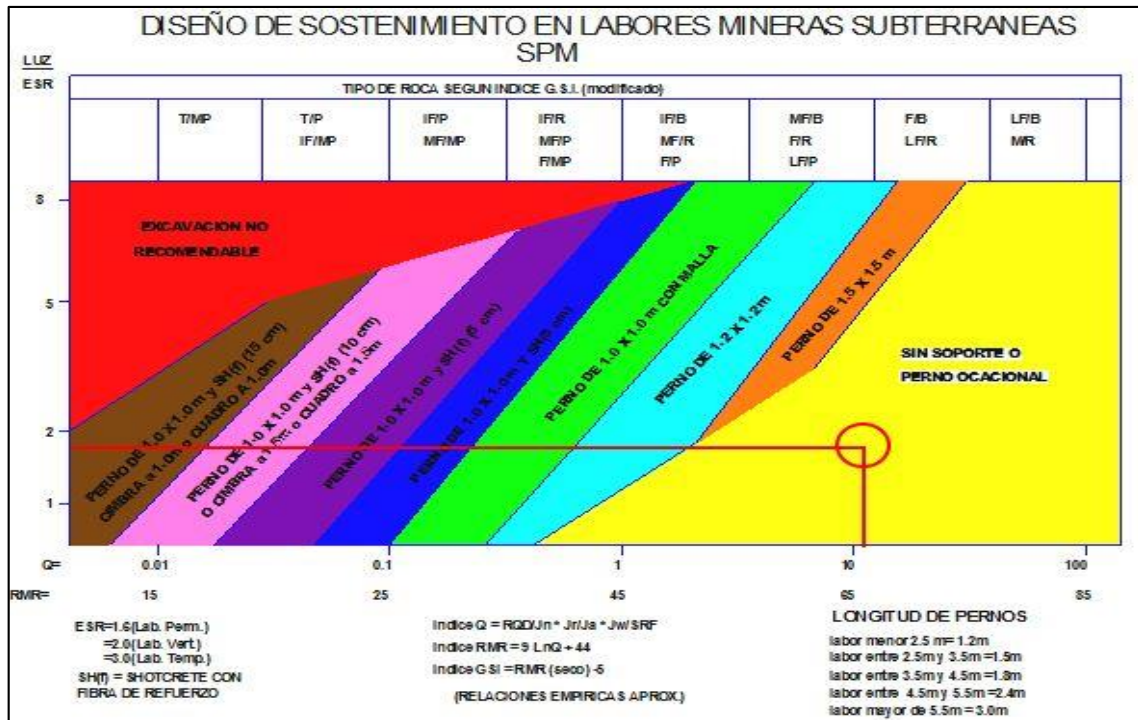


Figura 18: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo II (RMR 61-80).

La Figura 18, tabla de sostenimiento práctico para labores subterráneas nos muestra que para un macizo rocoso tipo II (RMR 61-80), será necesaria la instalación de pernos de anclaje ocasionales o sin sostenimiento.

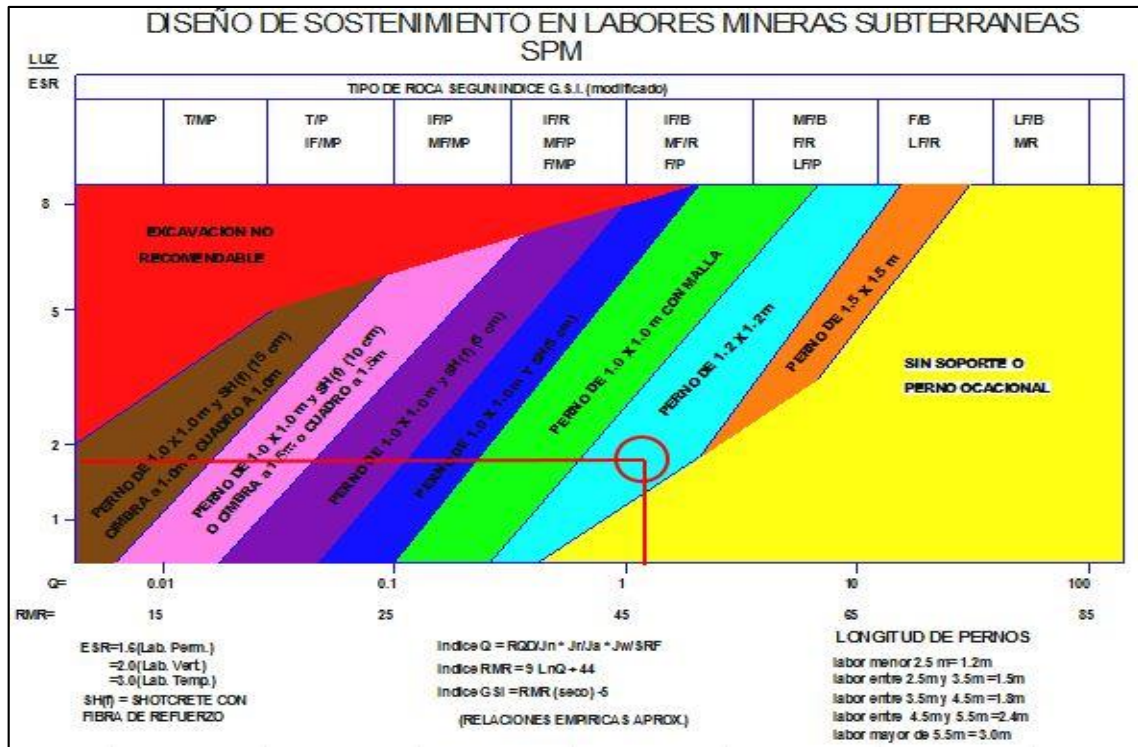


Figura 19: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo III-B (RMR 41-50).

La Figura 19, tabla de sostenimiento práctico para labores subterráneas nos muestra que para un macizo rocoso tipo III-B (RMR 41-50), considerando una sección de 2.7 m, será necesaria la instalación de pernos de fricción (Split Set) de 5 pies instalados sistemáticamente espaciados a 1.2 metros.

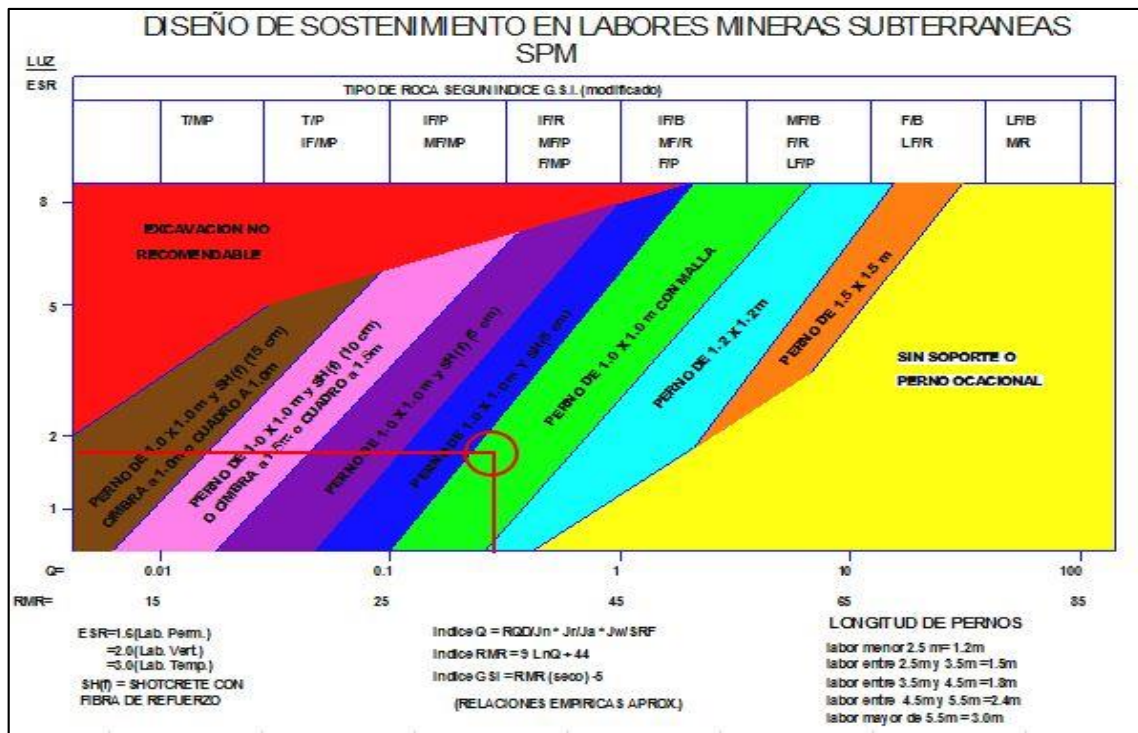


Figura 20: Tabla de Sostenimiento práctico para labores subterráneas, considerando un macizo rocoso tipo IV-A (RMR 31-40).

La Figura 20, tabla de sostenimiento práctico para labores subterráneas nos muestra que para un macizo rocoso tipo IV-A (RMR 31-40), considerando una sección de 2.7 m, será necesaria la instalación de pernos de fricción (Split Set) de 5 pies instalados sistemáticamente espaciados a 1 metro más malla electrosoldada.

4.2.12 Tratamiento y mejora del macizo.

El macizo rocoso es estable para un diámetro de excavación de 2.7 metros, es decir este no necesita sostenimiento, de incrementarse el diámetro de perforación lo más recomendable sería utilizar pernos de anclaje de 1.5 metros de longitud, en el caso de una estructura mayor y la posible formación de una cuña subterránea será necesario el empernado sistemático.

El resultado de la investigación del tipo de roca en la veta es favorable, para continuar, con la excavación en los frentes de avance y la búsqueda de valores altos en los clavos mineralizados, que llegaría a prolongar la vida útil del yacimiento aurífero.

4.2.13 Excavación subterránea.

Durante la excavación subterránea; es necesario tener en cuenta, con mucha precaución y criterio técnico para evaluar los detalles de cada una de los sistemas discontinuidades dominantes; desde el tipo de litología hasta el grado de alteración que se presenta en el momento de realizar el diseño de la malla de perforación y otras actividades como la instalación de medidas de sostenimiento. Es necesario tener en cuenta, también las condiciones hidrogeológicas y la profundidad de excavación, la misma que debe estar sujeto a la presión vertical; mucho depende de la orientación de las familias de sistemas de discontinuidades que controlan la estabilidad del macizo.

4.2.14 Fenómeno de estallido de rocas

El fenómeno de estallido de rocas en galerías, túneles profundos es muy conocido y requiere la toma de medidas especiales durante la construcción y la aplicación de sostenimiento durante la excavación. La forma más común de estallido de rocas se debe al repentino desplome o explosión de fragmentos de roca, generalmente en la bóveda central o laterales de un túnel. Este fenómeno se manifiesta con mayor frecuencia en túneles relacionados con la minería, ya que estos se excavan a mayor profundidad que los túneles en el campo de la ingeniería civil.

La estabilidad del macizo rocoso depende, de la sección de excavación subterránea; en las que actúan directamente los sistemas de discontinuidades dominantes, en cada caso. A menor sección se mantiene más estable, si la clasificación es roca buena; no requiere instalar, ninguna medida de sostenimiento por lo menos hasta diez años (Lopez Jimeno C. 1997).

4.2.15 Desatado de rocas y sostenimiento

Uno de los objetivos principales en el diseño del sostenimiento de las labores subterráneas es dar el equilibrio al macizo rocoso, es decir ayudar a sostenerse, además dependen de la calidad de roca (caja techo y caja piso) en la cual se esté trabajando así que tenemos lo siguiente:

El sostenimiento temporal a realizar depende de la calidad de roca en la caja techo, variando desde puntales de seguridad, cuadros de madera (cuadro recto,

cuadro cónico, cuadro cojo y guardacabezas) y malla electrosoldada con Split set de 5 pies.

Para determinar el sistema de sostenimiento se debe realizar los siguientes pasos:

- Primero se debe lavar con agua las paredes de la masa rocosa a ser evaluada.
- Se debe realizar el desatado de las rocas que presente un sonido hueco.
- Se prosigue a medir un metro lineal con el flexómetro y contar el número de fracturas que pasan por aquel metro lineal, efectuando varias mediciones en la zona a evaluar, obteniendo al final una medida promedio de la frecuencia de fracturas por metro lineal.
- Con la cantidad de golpes efectuadas con la picota de geólogo y la identificación de la roca, se determina la resistencia de la roca con lo que se define el parámetro de condición.
- Con el parámetro estructural, el parámetro de condición y la sección de la labor se escoge el tipo de sostenimiento a efectuar.

En mina Aguada de acuerdo a la caracterización geomecánica se determinó que se utilizaran dos tipos de sostenimiento:

Sostenimiento Activo: Para el sostenimiento en las labores mineras se colocarán mallas electrosoldadas y Split set de 3 y 5 pies (1 a 1.5 Tn/pie) en forma ordenada (sistemático) espaciados de 1 a 1.5 m. en condiciones normales y en condiciones de altos esfuerzos.

Sostenimiento Pasivo: Para el sostenimiento en las labores mineras se colocarán cuadros y puntales de seguridad. Se utilizarán puntales redondos de eucalipto de 3, 5 y 7 cm de diámetro, esto cuando el terreno presente inestabilidad en el techo y paredes, esta actividad se ejecutará antes de la siguiente perforación horizontal o vertical (galería y chimenea), siguiendo el principio **metro avanzado metro sostenido**.

Y en caso de trabajar en roca competente se tendrá un **sostenimiento natural**.

4.3 SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO

La selección del método de explotación se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geomecánicas, geométricas, hidrológicas y de entorno físico, además de la evaluación de las condiciones económicas.

En el pasado la selección de un método minero para explotar un yacimiento nuevo se basaba en la revisión de las técnicas aplicadas a otras minas y en las experiencias conseguidas sobre yacimientos similares, dentro de un entorno próximo. Actualmente, como las inversiones de capital que se precisan para abrir una nueva mina o para cambiar el método de explotación existente son muy elevadas y la influencia que estos tienen sobre los costos de extracción son muy importantes, es necesario que dicho proceso de selección responda a un análisis sistemático y global de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del depósito y distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral, rocas encajonantes y factores económicos.

El diseño de una mina tiene múltiples facetas y objetivos entre los que cabe destacar, la selección del método de explotación el dimensionamiento geométrico de la mina, la determinación del ritmo de producción, la secuencia de extracción y el equipo a utilizar.

Para seleccionar el método de explotación se cuenta con varios autores como:

- Boshkov and Wright (1973)
- Morrison (1976)
- Laubscher (1981)
- Nicholas (1981)
- Hartman (1987)

Los cuales han desarrollado metodologías que se fundamentan en el análisis de las condiciones geológicas, geomecánicas, geométricas, hidrológicas y de entorno físico, además de la evaluación de las condiciones económicas.

A continuación, se presenta los parámetros a tener en cuenta en la selección del método de explotación mediante la metodología de Nicholas (1981).

4.3.1. Método Numérico de Nicholas (1981).

Se define el método de minado, en consideración al método UBC Mining Method Selection, la cual es una versión modificada de la desarrollada por Nicholas para la selección del método de minado basado en las características del cuerpo mineralizado (Nicholas 1981).

La clasificación propuesta por Nicholas, determina la factibilidad de los métodos de minado por valorización numérica, el primer paso es clasificar la geometría y la distribución de leyes de acuerdo la tabla de geometría del yacimiento y distribución de leyes, las características mecánicas del mineral, de la caja techo y de la caja piso son similarmente clasificadas, usando la tabla de características geomecánicas.

4.3.2. Procedimiento numérico de selección

El procedimiento numérico de selección del método de explotación consiste en asignar a cada uno de estos unas calificaciones individuales en función de las características y parámetros que presenta la Veta Esperanza en la mina Aguada.

Un valor de 3 o 4 indica que la característica es adecuada para el método de extracción. Un valor de 1 o 2 indica que una característica es probablemente adecuada, mientras que un valor de 0 indica que una característica probablemente no es adecuada para el método de extracción. Finalmente un valor de - 49 indicaría que una característica elimina completamente a dicho método.

En el cuadro 20; se dan las puntuaciones de cada uno de los métodos mineros, atendiendo a la geometría del depósito y la distribución espacial de las leyes.

En los cuadros 21, 22 y 23; se recogen igualmente esas puntuaciones, pero referidas a las propiedades geomecánicas de la zona del mineral, la caja techo y la caja piso.

4.3.3 Características Especiales del Depósito.

Estos son probablemente los de mayor importancia determinativa, ya que ellos definen principalmente la selección entre un minado superficial contra un minado subterráneo y afectan la cantidad de producción, el método para manejo de

materiales y el plan de minado en el cuerpo mineral. Los parámetros a estudiar son:

1. Tamaño del cuerpo mineralizado.
2. Forma del Yacimiento.
3. Potencia de la estructura mineralizada.
4. Buzamiento de la estructura mineralizada.
5. Profundidad del Yacimiento.
6. Distribución de leyes en el Yacimiento.

Luego de esto se dan las puntuaciones de cada método de minado, con la tabla siguiente, de acuerdo con las características geométricas y distribución de leyes.

a) Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes

Tabla 13: Resumen de datos del yacimiento y distribución de leyes para la selección del método de minado.

<p>Descripción de la forma del Yacimiento</p> <ul style="list-style-type: none"> • Equidimensional o masivo: Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección. • Tabular: Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera. • Irregular: Las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.
<p>Descripción de la potencia del mineral</p> <ul style="list-style-type: none"> • Estrecho (≤ 10 m) • Intermedio (10 m – 30 m) • Potente (30 m – 100 m) • Muy potente (≥ 100 m)
<p>Descripción de la inclinación del Yacimiento</p> <ul style="list-style-type: none"> • Inclinada ($\leq 20^\circ$) • Intermedio ($20^\circ - 55^\circ$) • Vertical ($\geq 55^\circ$)
<p>Descripción de la profundidad del Yacimiento</p> <ul style="list-style-type: none"> • Pequeña (≤ 150 m) • Intermedia (150 m – 600 m) • Alta (≥ 600 m)
<p>Descripción de la distribución de leyes en el Yacimiento</p>

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

Fuente: Mecánica de rocas, aplicado a la minería metálica subterránea

Cuadro 23: Valoración de la geometría y distribución de leyes de diferentes métodos de minado.

MÉTODO DE EXPLOTACION	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN												
	FORMA DEL YACIMIENTO			POTENCIA DEL MINERAL			BUZAMIENTO			DISTRIBUCION DE LEYES			SUB TOTAL 1
	M	T	I	E	IT	P	V	IT	IN	U	D	E	
Cielo abierto	3	2	3	-49	0	2	3	2	4	4	2	0	- 40
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	3	2	4	4	2	0	-43
Cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	4	2	4	4	3	3	1	9
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	1	1	4	4	2	0	-43
Tajo largo	-49	4	-49	4	0	-49	4	0	-49	4	2	0	-41
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	4	1	0	3	3	3	10
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1	6
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	3	4	3	3	3	12
Fajas descendentes	3	3	0	-49	0	3	4	1	2	4	2	0	-44

M= Masivo E= Estrecho V= Vertical U= Uniforme
 T= Tabular IT= Intermedio IT= Intermedio D= Diseminado
 I= Irregular P= Potente IN= Inclinado E= Errático

Fuente: Elaboración Propia.

RATING (Yacimiento) = Forma + Potencia + Buzamiento + Distribución

RATING (Yacimiento) = 2 + 4 + 3 + 3

RATING (Yacimiento) = 12

Como se muestra en el cuadro anterior, de los métodos de explotación tentativos los que arrojan los valores más altos son:

1. Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stoping).
2. Cámaras y Pilares (Room and Pilar)

b) Características Geomecánicas del Yacimiento

El comportamiento geotécnico de los diferentes materiales depende básicamente de la resistencia de las rocas, el grado de fracturación de los macizos rocosos y la resistencia de las discontinuidades. Existen sistemas de clasificación geomecánica muy completos, pero los tres parámetros indicados son suficientes para una primera aproximación al comportamiento de los macizos rocosos, Tabla 14.

La resistencia de la matriz rocosa es la relación entre la resistencia a la compresión simple y la presión ejercida por el peso del recubrimiento. Esta última puede calcularse a partir de la profundidad y la densidad de la roca, mientras que la resistencia a la compresión es más sencillo determinarla indirectamente mediante el ensayo de compresión simple.

El espaciamiento entre fracturas puede definirse en términos de fracturas por metro o por el RQD. El RQD es el porcentaje de trozos de testigo con una longitud superior a 10 cm en un metro lineal.

La resistencia de las discontinuidades se determinara por observación directa, de acuerdo con las definiciones de la Tabla 14.

Tabla 14: Resumen de datos de las características geomecánicas para la selección del método de minado.

Resistencia de la matriz rocosa (Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presión del recubrimiento (Mpa))		
• Pequeño (≤ 8)		
• Media (8 – 15)		
• Alta (≥ 15)		
Espaciamiento entre fracturas		
	Fracturas/m	RQD (%)
• Muy pequeño	> 16	0 - 20

• Pequeño	10 – 16	20 - 40
• Grande	3 – 10	40 - 70
• Muy grande	3	70 – 100

Resistencia de las discontinuidades

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

Fuente: Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea

Zona de Mineral

Los minerales son cuerpos naturales químicos, inorgánicos y homogéneos, que pueden hallarse en la superficie de la Tierra, formados en ella en forma espontánea. En general poseen estructura cristalina, dada por el enrejamiento de los átomos, y la composición química difiere de unos a otros.

Poseen caras, o sea superficies planas, pues sus átomos se disponen en forma ordenada.

Hay pocos minerales integrados por un solo elemento, como el oro y la plata; la mayoría, son compuestos químicos. Dentro de las características geomecánicas del mineral, la dureza es una de las propiedades mecánicas más importantes para así evitar la dilución durante su explotación.

Su estudio corresponde a la mineralogía.

Cuadro 24: Valoración de las características geomecánicas de la zona del mineral para los diferentes métodos de minado.

MÉTODO DE EXPLOTACION	Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la zona del mineral										
	RESISTENCIA DE LA ROCA			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS			RESISTENCIA DELAS DISCONTINUIDADES			SUB TOTAL 1	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G	
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	9
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	6
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	-43
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	6
Tajo largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	6
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	6
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	7
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8
Fajas descendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	6

P= Pequeña	MP= Muy pequeño	P= Pequeña
M= Media	P= Pequeño	M= Media
A= Alta	G= Grande	G= Grande
	MG= Muy Grande	

Fuente: Elaboración Propia

Como se muestra en el cuadro anterior, de los métodos de explotación tentativos los que arrojan los valores más altos son:

1. Cielo Abierto
2. Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

CAJA TECHO

La caja techo (a veces el techo de la labor) se distingue de la caja piso, por la carga crítica transferida de elementos entre la sobrecarga y los pilares. La corona puede ser removida (minada) o colocar apoyo artificial y ligero.

La caja techo es definido como el primer plano competente (fuerte) de la fractura. Si es poco competente, el apoyo artificial puede mantenerlo estable, si no es así, el hundimiento se puede prever y evitar incidentes.

Para una veta inclinada, la carga vertical (perpendicular) en la caja techo es en gran parte debido a la sobrecarga que existe producto de la generación de labores de avance por lo tanto no es recomendable tener labores inclinadas por mucho tiempo sin sostenimiento y su carga horizontal (tangencial) tienden a ser distribuidos de manera uniforme, lo que resulta un menor esfuerzo por área. Si la separación del yacimiento se produce sobre el estrato de la caja techo, el esfuerzo uniformizado es mayor, pero a profundidad, la corona tiende a disminuir la separación.

Para una veta vertical o subvertical, los esfuerzos horizontales (perpendicular) en la caja techo son mínimos ya que dependen de la sección de la labor mientras que la carga vertical (tangencial) tienden a ser distribuidos de manera uniforme aumentando la estabilidad de las labores.

Cuadro 25: Valoración de las características geomecánicas de la caja techo para los diferentes métodos de minado.

MÉTODO DE EXPLOTACION	Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo										
	RESISTENCIA DE LA ROCA			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DELAS DISCONTINUIDADES			SUB TOTAL 1
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G	
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	10
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	7
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	6
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	7
Tajo largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	6
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	7
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	7
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	8
Fajas descendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	6

P= Pequeña	MP= Muy pequeño	P= Pequeña
M= Media	P= Pequeño	M= Media
A= Alta	G= Grande	G= Grande
	MG= Muy Grande	

(Fuente: Elaboración Propia)

Como se muestra en el cuadro anterior, de los métodos de explotación tentativos los que arrojan los valores más altos son:

1. Cielo Abierto
2. Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

Cuadro 26: Valoración de las características geomecánicas de la caja piso para los diferentes métodos de minado.

MÉTODO DE EXPLOTACION	Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja piso										
	RESISTENCIA DE LA ROCA			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES			SUB TOTAL 1
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G	
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	9
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	10
Cámaras por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4	3
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	10
Tajo largo	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0	10
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	4
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	10
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	9
Fajas descendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	9

P= Pequeña	MP= Muy pequeño	P= Pequeña
M= Media	P= Pequeño	M= Media
A= Alta	G= Grande	G= Grande
	MG= Muy Grande	

Fuente: Elaboración Propia

Como se muestra en el cuadro anterior, de los métodos de explotación tentativos los que arrojan los valores más altos son:

1. Hundimiento por subniveles
2. Cámaras almacén
3. Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

4.3.4 Procedimiento de selección del método de minado.

Después de valorizar el Yacimiento de la veta Esperanza por la geometría y la distribución de las leyes, así como por las características geomecánicas del

macizo rocoso, se tiene que los métodos de explotación tentativos que mejor se adecuan son:

4.3.4.1 Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping)

Este método se denomina también “Cut and Fill Stopping”. El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales, comenzando del fondo del tajo, avanzando hacia arriba.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es relleno con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada. El material de relleno puede ser de roca estéril proveniente de las labores de desarrollo en la mina y es distribuido sobre el área tajada; así mismo en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el uso del método de relleno hidráulico.

4.3.4.2. Características generales del método de explotación

a) Posibilidades de aplicación: Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias.

Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (1.2 m – 1.8 m.), es posible controlar mediante el sostenimiento activo y pasivo.

b) Seguridad: Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

c) Recuperación: En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno.

Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.

d) Dilución de la ley: Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley)

resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

e) Rendimientos: Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

En tajeos sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4 - 8 ton/hombre, según el ancho del tajeo. En tajeos mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno.

Si se trata de relleno hidráulico, con tajeos mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

4.3.4.3 Condiciones de diseño

Se puede aplicar en yacimientos:

- a) Con buzamiento pronunciados.
- b) En cualquier depósito y terreno.
- c) Con cajas medianamente competentes.
- d) Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competes.
- e) El mineral debe tener buena ley.
- f) Disponibilidad del material de relleno.

Labores de desarrollo

- Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal.
- Chimeneas y caminos deben ser construidos a una distancia requerida según el diseño o planeamiento de desarrollo y/o explotación.
- El área del tajo debe estar de 5 a 12 m sobre la galería de transporte.
- Las chimeneas para ventilación y transporte de relleno deben ser construidas del nivel inferior al nivel superior.

Labores de preparación

La preparación se realiza teniendo en cuenta los siguientes objetivos:

- a) Una buena concepción y una ejecución conecta. Estos trabajos son la condición de éxito del conjunto de la explotación.

- b) Los costos de esta fase de trabajos tienen considerable incidencia en los costos totales.
- c) Las posibles disposiciones en el trazado de las galerías de base son:
- Una sola galería sobre veta.
 - Una paralela fuera de la veta y sus cortes.
 - Una paralela y otra auxiliar en el mineral.

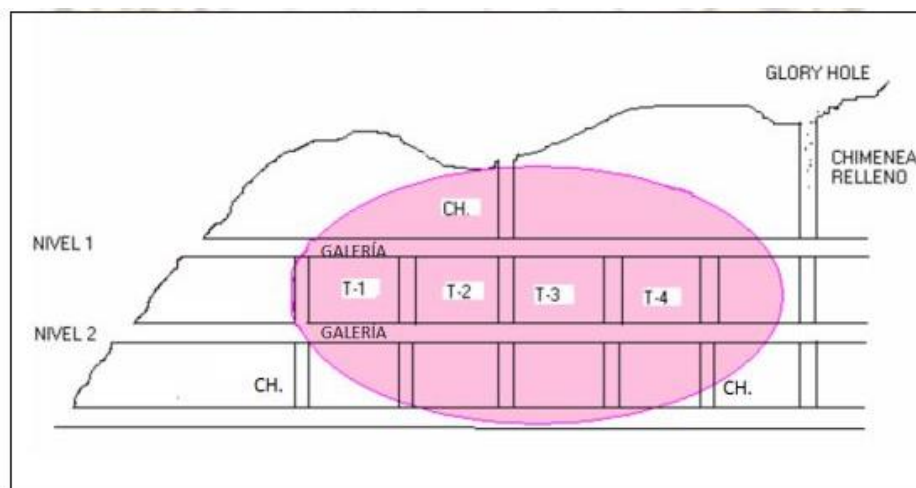


Figura 21: Diagrama de explotación subterránea.

Fuente: Elaboración propia.

Perforación y Voladura.

El avance de la explotación es por cortadas horizontales, la perforación también se hace en el sentido del rumbo de la estructura. La voladura controlada es fundamental en todo el corte ejecutado. Los equipos de perforación son máquinas Jack-Leg con barrenos de longitud de 3, 4, 5 y 6 pies y diámetro de 29 mm con brocas de 36 y 38 mm.

La cantidad de taladros perforados por cada corte que se ejecute, depende de la calidad de roca encajonante.

El tipo de corte que se utilizó para generar la cara libre es el corte quemado, utilizando explosivo Semexa 65% 7/8" x 7", debido a las condiciones geomecánicas mencionadas anteriormente.

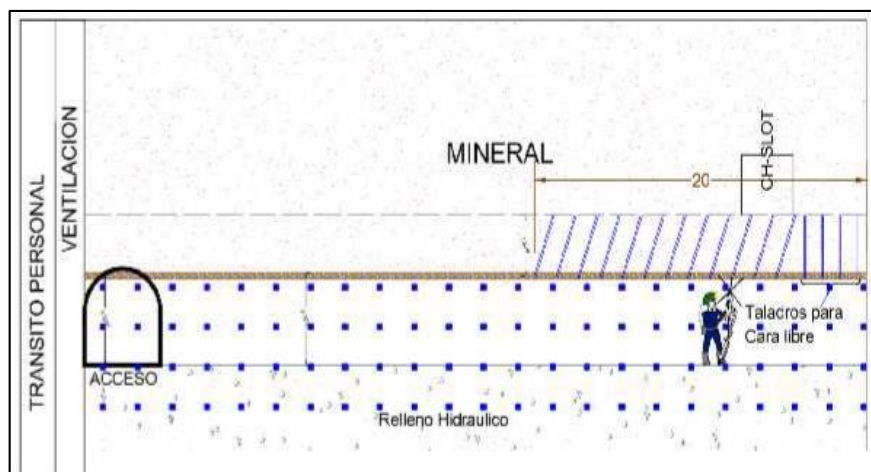


Figura 22: Vista lateral de la Perforación Vertical de los taladros con máquina Jack Leg.

Fuente: Minera Aguada – Dpto. Planeamiento e Ingeniería.

Ventajas:

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se puede trabajar con secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar; contexto que se suele presentar en yacimientos de vetas angostas.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

Desventajas:

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales para el sostenimiento.

Circado de veta angosta

La pequeña minería se caracteriza por ser intensiva en mano de obra y emplear mínima cantidad de equipo, desarrollando filones o vetas de espesor reducido y de alta ley.

El minero extrae selectivamente (circado) el filón, obviando la etapa de concentración que normalmente prosigue a la etapa de minado, reduciendo considerablemente el costo de procesamiento.

El método de circado (minado selectivo) consta de perforación, voladura y extracción de la roca que se encuentra debajo de la veta (en caso de las vetas manteadas) y extracción de la roca del lado adyacente (en caso de las vetas verticales).

La perforación, disparo y extracción de la roca caja de encima de la veta (roca techo) se hace para conservar la accesibilidad y continuar el avance.

El relleno requerido para este método de explotación se obtiene en interior mina de tres maneras:

1. Proveniente de la ampliación de las cajas en las labores de explotación (tajos), mayormente de la caja piso.
2. En algunas labores de explotación se hacen ventanas inclinadas (45°), posteriormente se amplía dicha ventana dejando un puente de aproximadamente 02 m, con la finalidad de obtener desmote (huevo de perro).
3. En las labores de explotación que tienen accesibilidad a niveles superiores se emplea el material estéril producto de las labores de exploración en la mina.

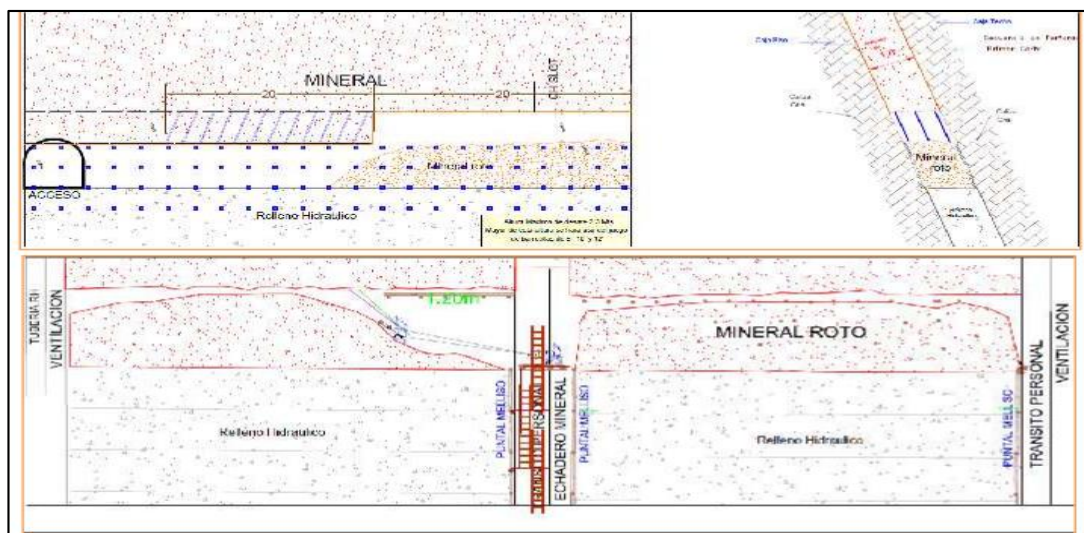


Figura 23: Método de Corte y Relleno Ascendente Convencional.

Fuente: Minera Aguada – Dpto. Planeamiento e Ingeniería.

4.3.4.4 Cámaras y pilares (Room and Pilar)

Para la explotación por este método, el mineral debe extraerse en la mayor cantidad posible, en donde el arranque se realiza para abrir cámaras o aberturas, que debidamente dimensionadas se sostienen por sí mismos.

El factor económico más importante en este método es el tamaño de los pilares y la distancia entre ellos, resumiendo que cuanto más amplio son las cámaras la recuperación del mineral es mayor, la disposición de los pilares puede dejarse de manera ocasional u ordenados sistemáticamente en filas que es lo más recomendable.

Cabe mencionar que este método se usa cuando los esfuerzos verticales son mayores en la caja techo y en especial cuando el buzamiento de la estructura mineralizada es inclinada.

Para la extracción de los pilares se utiliza el método de explotación en retirada. Luego se procede a explotar los pilares de alta ley, dejando los de baja ley como soporte y se procederá a utilizar el sistema de corte y relleno para estabilizar el macizo. Como la ley del mineral no es uniforme se encontrará pilares de diferente valor mineral, se explotarán llevando un control, donde se escogerá los económicamente rentables y los demás se quedarán como sostenimiento natural.

Por tanto; el método de explotación a llevar a cabo en las operaciones de mina Aguada es el de Corte y Relleno Ascendente en combinación con el método Cámaras y pilares; cuando se tenga el cambio brusco del buzamiento de la estructura mineralizada.

4.4 ANALISIS EXPLORATORIO DE LA VETA ESPERANZA

La evaluación de un yacimiento (depósito mineral) consta de dos etapas. La primera consiste en la definición de la morfología de la mineralización y el contenido de cada una de ellas. La segunda etapa se evalúa en base a criterios técnico-económicos las reservas recuperables (cantidad, valor actual y valor futuro), para estudiar la rentabilidad de la extracción y comercialización del proyecto. De la primera etapa se crea el modelo geológico del yacimiento y de la etapa posterior el modelo económico, ambos modelos del tipo numérico.

El modelo geológico o “Inventario mineralizado”, tiene la finalidad de recoger la información básica de un yacimiento y refleja la realidad geológica de éste. Para la realización del mismo se obtienen los datos parciales constituidos por muestras o informaciones procedentes de diversa técnicas de investigación: calicatas, labores mineras, entre otras.

La información se ha desarrollado por zonas y se ha subdividido en muestras superficiales y subterráneas. No se ha considerado el dominio litológico para el análisis de la data debido a que las muestras fueron tomadas bajo el criterio de muestrear la estructura mineralizada (veta Esperanza).

4.4.1 Caracterización Geoquímica

La geoquímica tiene por objetivo investigar la distribución de los elementos químicos en las distintas “esferas” y compartimentos de la Tierra, así como las leyes que explican esa distribución (Oyarzún, 2013). En el ámbito de la Geología Económica, la aplicación práctica de esta disciplina es la “Prospección Geoquímica” que incluye métodos de exploración basado en la medición sistemática de una o más propiedades químicas de un material natural. La propiedad química medida es usualmente el contenido de trazas de algunos elementos o grupo de elementos.

El propósito de las mediciones es el descubrimiento de patrones químicos anormales o anomalías geoquímicas relacionadas a mineralización.

4.4.2 Método.

Una de las etapas cruciales de la prospección geoquímica es el muestreo que es definido como la obtención de pequeñas porciones de material que

representen un todo, de manera que las muestras cumplan con tres principios fundamentales:

Representativas, es decir que en ella deben estar representadas en cuanto a contenidos, las diferentes partes de la zona de donde proviene la muestra.

Proporcionales, mejor dicho, que las diferentes partes de la zona muestreada deben figurar en cantidad proporcional en la muestra.

Libres de contaminación, o sea que no debe incluirse, inconscientemente en la muestra, materiales extraños a la zona de muestreo (Mayta, 2006). El método de muestro empleado en el presente trabajo es por canales:

4.4.3 Muestreo superficial

Con las leyes se procedió a realizar una estadística básica para determinar parámetros estadísticos de posición y dispersión, el background y treshold para cada elemento de la data geoquímica.

4.4.4 Muestreo subterráneo

Similar al muestreo superficial se procedió a realizar una estadística básica del muestreo subterráneo realizado en la veta Esperanza.

4.4.4.1 Muestreo por canales en labor subterránea.

Las muestras tomadas en la veta Esperanza, han sido realizadas desde el año 2014 en las galerías principales en los niveles 1 849 y 1 933, así como en los sub-niveles exploratorios, posteriormente se está haciendo una validación de las muestras y su correspondencia a la veta en estudio.

4.4.4.2 Ubicación de canales de muestreo en interior mina.

Todas las canaletas en interior mina son levantadas con brújula y distanciómetro enlazados a un punto topográfico conocido el cual fue levantado con estación total. Se toma el punto inicial de cada canal de muestreo.

4.4.4.3 Muestreo en interior mina.

El muestreo empleado es el sistemático por canales en labores de interior mina el cual consiste en realizar cavidades rectangulares perpendiculares al buzamiento de la veta y/o estructura, del cual se extrae la muestra.

Procedimiento:

- Antes de iniciar el muestreo, lavar el frente a muestrear para una buena identificación de Fallas, Fracturas y bandas mineralizadas.
- Realizar la medición desde un punto topográfico hacia el tope de la labor con apoyo del Distanciómetro para ubicar el canal.
- Delimitar el canal a muestrear, verificar constantemente el estado de labor para realizar el desatado de rocas.
- Limpiar con las herramientas adecuadas de muestreo los canales a muestrear para eliminar la posible contaminación por finos de los minerales producto del disparo anterior y/o impregnado en las fracturas, panizo y otros.
- Efectuar el muestreo de manera representativa, homogénea, limpia.
- El muestreo se realiza con comba de 4 libras y una punta de acero, recepcionando los fragmentos y detritos directamente en el aro con la bolsa de muestreo.
- Efectuar el etiquetado, embolsado y amarrado de la muestra culminado el muestreo.
- Tomar las medidas de la caja piso y techo, potencias muestreadas de estructura, ancho de labor, azimut, buzamiento, tiempo, peso de la muestra, rellenando toda esta data en el talonario de muestreo con su respectivo croquis de la muestra.
- Se debe evitar poner las bolsas con muestras en el suelo donde haya pozos de agua o debajo de goteras de agua.
- Marcar la ubicación de la muestra con pintura spray de color rojo y/o pintura látex rojo, colocando el código de la última muestra del canal, en la caja techo de la labor.
- Una vez culminado el proceso de muestreo se trasladan las muestras hacia la Oficina de muestras y posterior traslado al Laboratorio en la ciudad de Lima.



Figura 24: Muestreo por canales en labores de desarrollo.

4.4.4.4 Preparación de muestras y análisis de seguridad.

Las muestras son preparadas en las instalaciones del Laboratorio de Aurica SAC, en la ciudad de Lima, las muestras son dejadas en bolsas selladas y con etiquetas realizadas en el departamento de geología con peso aproximado de 1.0 kilogramos.

Análisis químico de muestra:

Los análisis químicos realizados en el laboratorio fueron determinados por el método de absorción atómica. Por oro.

4.4.5 Resultados del trabajo geoquímico

En cuanto al muestreo superficial, se confirma la presencia de mineralización económica en las diferentes zonas de la Mina Aguada, los valores obtenidos por Au y Ag, sugieren continuar las exploraciones con estudios más detallados.

Todas las zonas arrojan una media de 15 gr/TM para Au y 10 gr/TM para Ag aproximadamente; la desviación estándar en todos los casos es alta debido

principalmente a la falta de un mayor número de muestras y a la erraticidad de las leyes.

El muestreo subterráneo tuvo la finalidad de brindar información más confiable y confirmar la continuidad de la mineralización económica en profundidad; los datos empleados para el análisis dan una media de 25 gr/TM para Au y 5 gr/TM para Ag, la desviación estándar sigue siendo alta. En cuanto a las correlaciones, existe una buena correlación entre el oro y la plata. (Ver cuadro 27)

Cuadro 27: Resumen de leyes de correlación entre Au y Ag, en la veta Esperanza a partir del muestreo subterráneo realizado por niveles.

Nivel	Elementos	
	Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)
2 005	25 gr.	7 gr.
1 990	32 gr.	8 gr.
1 975	35 gr.	9 gr.
1 950	40 gr.	10 gr.
1 935	60 gr.	15 gr.
1 925	37 gr.	10 gr.
1 900	30 gr.	8 gr.
1 875	28 gr.	7 gr.
1 850	25 gr.	5 gr.

Fuente: Elaboración Propia

Se han identificado tres zonas mineralizadas, en el presente estudio solo se ha realizado una estimación y categorización de recursos en la mina Aguada. La veta Esperanza tiene una potencia que varía entre 0.05 m a 0.40 m, de rumbo N 010° E y buzamiento promedio de 50° y 80° SE respectivamente; presenta una zona oxidada, mixta y una zona de sulfuros.

De los análisis de laboratorio se han identificado como minerales primarios a la calcopirita, pirita, marmatita, galena, esfalerita y oro, como minerales secundarios se tiene al cuarzo. Como minerales accesorios se tiene covelina, pirrotita y arsenopirita.

Los trabajos geoquímicos han permitido delimitar las áreas de interés económico, existe una buena correlación entre el oro y la plata, correlación moderada entre la plata - cobre y plomo – zinc.

Los resultados de aproximadamente 5 km de líneas de exploración se correlacionan positivamente con las anomalías geoquímicas, estos trabajos han permitido elaborar y programar trabajos de perforación diamantina. La calidad de los métodos usados para la estimación y categorización de recursos en la veta Esperanza, se conocerán con el resultado de la conciliación de leyes estimadas versus leyes explotadas en la etapa de explotación minera.

CONCLUSIONES

1. Mina Aguada, tiene como principal estructura mineralizada a la veta Esperanza, es un yacimiento hidrotermal - mesotermal filoniano de comportamiento lenticular (en rosario) tanto horizontal como vertical, con un afloramiento de 400 metros y la existencia de un clavo mineralizado reconocido hasta 150 metros de profundidad, con potencias de 0.05 m a 0.40 m y leyes de 15 gr/Ton a 160 gr/Ton de Oro.
2. Se define el método de minado para la explotación de la veta Esperanza, tomando en consideración el *UBC Mining Method Selection*. Finalmente tenemos 2 alternativas tomando en consideración: geometría, la distribución de mineral y las características geomecánicas presentes en la zona mineralizada, caja techo y piso. Alternativa 1 (Corte relleno ascendente) y alternativa 2 (Cámaras y pilares). Por lo tanto; el método de explotación a llevar a cabo en las operaciones de mina Aguada es el de Corte y Relleno Ascendente cuando la veta Esperanza presente un buzamiento subvertical en combinación con el método Cámaras y pilares; cuando se tenga el cambio de buzamiento de subvertical ha inclinado.
3. Los controles de mineralización son; Mineralógico, el oro se asocia directamente a la mineralización de pirita de textura fina y al cuarzo gris, calcedónico y hialino; Estructural, los cambios de rumbo y buzamiento y la intersección de dos sistemas estructurales favorecieron a la mayor concentración de oro.
4. El diseño de sostenimiento se basa según Barton, así que para valores Q cercanos a 0.411, macizo rocoso de tipo IV-A (RMR 31-40), la excavación requiere un sostenimiento con pernos de anclaje instalado sistemáticamente con espaciado a 1 metro, más malla electrosoldada cubierto de shotcrete de 5 cm de espesor y para valores Q cercanos a 12.871, macizo rocoso de tipo II (RMR 61-80), estas excavaciones no requieren sostenimiento.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar un estudio de inclusiones fluidas, para determinar la temperatura de formación del Yacimiento.
2. Se recomienda realizar el método de sondaje mediante la perforación diamantina para determinar la profundidad del Yacimiento, con el fin de encontrar nuevas reservas de minerales.
3. Realizar la paragénesis de la veta Esperanza.
4. Realizar estudios de evaluación geológica al SE de la propiedad, zona en la que actualmente no se han realizado trabajos de prospección ya que existen evidencias estructurales para ampliar la vida útil de la mina, aplicando criterios estructurales propuestos que han dado resultado en la zona de la veta Esperanza.
5. Realizar un modelamiento geomecánico en 3D; para poder observar con claridad el desplazamiento que sufren el sistema de discontinuidades principales.

REFERENCIAS

1. ACOSTA, J., QUISPE, J., SANTISTEBAN, A. & ACOSTA, H. (2008). Épocas metalogénicas y tipos de yacimientos metálicos en la margen occidental del sur del Perú: latitudes 14°s - 18°s. CD Resúmenes extendidos XIV Congreso Peruano de Geología, C28.
2. ACOSTA & SANTISTEBAN, (2007). Mapa metalogénico del oro en el Perú.
3. ATKINSON, W. W.; SKEWES, M. A.; STERN, CH. (2007), "Brechas hidrotermales y geoquímica de depósitos hidrotermales". In: seminario: Capitulo de Ingeniería Geológica. Cip – Lima.
4. BIENIAWSKI, Z. T. (1976). Rock mass classification in rock Engineering Proceedings, Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg.
5. BIENIAWSKI Z. T. (1979). "Geomechanic clasifcation of rock masses and its application to tunneling. Proc II Tnt Congress for rock Mechanic ISMR VOL II.
6. BARTON, N, R, LUNDEN, J (1974) Engineering Classsication of Rock Masses for the Desing of Tunnel Support Selection. Felsbau 12 Nr. 6, pp 428-436.
7. BOYLE, R.W., (1979). The Geochemistry of Gold and its Deposits (Together with a chapter on geochemical prospecting for the element) Geological Survey of Canada, 280, 9-88 p.
8. CABELLO C, N. (2008) "Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca", Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima Perú.
9. CHAMBI Z. A. (2014) "Proyecto de explotación de la veta la picada por el método corte y relleno ascendente empresa minera aurífera Estrella - Caraveli - Arequipa", Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa Perú.
10. DE MONTREUIL L. (1990). Mineralogía de los Yacimientos Auríferos en el Perú, p 307-343. Resumen extendido Segundo Simposium Internacional del Oro.
11. DEERE, D. U. (1964) Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes Rock Mechanics and Geology. Volume 1.
12. GAGO O, (1996), Ingeniero de Minas, en su publicación titulada "Selección Numérica de los Métodos de Explotación"
13. GONZALEZ D.V., L.I. (2003). Ingeniería Geológica, Pearson Educación, Madrid España, 2003, pp. 715.

14. GUTIERREZ P, Y. (2016) “Metodología de control de calidad de mineral en la producción de oro, aplicado en minería a tajo abierto - “YACIMIENTO JESSICA” Compañía Minera Aruntani - Puno – Perú”, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima Perú.
15. HOBBS, B.E., MECANS. W.D. Y WILLIAMS, P.F. (1981) Geología Estructural, Ed. Omega, 518 pp.
16. HOEK, E. BROWN, E.T. (1980) Underground Excavation in Rock.
17. HUAMAN M, L. (2017) “Caracterización Geológica, Mineralógica y Geoquímica de las alteraciones presentes en la concesión Julissa 2ª Yanaquihua – Condesuyos – Arequipa”. Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa Perú.
18. INSTITUTO GEOLÓGICO, MINERO METALÚRGICO, (2010) – “Actividad Minera Artesanal en la cuenca del río Chillón (Minería de Yangas – Canta) Región Lima, INGEMMET. Boletín N° 09. Serie E: Minería.
19. INSTITUTO GEOLÓGICO, MINERO METALÚRGICO, (1992) – “Geología de los cuadrángulos de Lima, Lurín, Chanca y Chosica (Hojas: 25-i, 25-j 24-i, 24-j) Región Lima. Boletín N° 43 Serie A”.
20. ISRM (1981) Rock Characterization Testing and Monitoring. Brown, E., Ed., Pergamon Press, Oxford, 211 p
21. JAUREGUI A. O. (2009) “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”, Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima Perú.
22. LADERA N, (1989), Ingeniero de Minas en su publicación “Estado Tecnológico de las Minas Subterráneas en el Perú”.
23. LOPEZ J, C. 1997. Manual de Túneles y Obras Subterráneas. ETSIM. Madrid, España. 1102 pp.
24. MAYTA, O. (2006). “Manual de Procedimientos del Departamento de Geología – Workshop 2006”; Departamento de Geología BVN.
25. MENA S, A. (2012) “Planeamiento de minado subterráneo para vetas angostas: Caso práctico; 153 mina “Esperanza de Caraveli” de Compañía Minera TITAN S.R.L.”, Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima Perú.
26. NAVARRO V, (1999), Ingeniero de Minas en su publicación titulada “Métodos y Casos Prácticos”.

27. NICHOLAS, D.E., 1981, "Method Selection - A Numerical Approach," Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.
28. OYARZUN (2013), Geología Estructural Aplicada a la Minería y Exploración Minera: Principios Básicos.
29. PITCHER W.S. (1977). A multiple and composite batholith. Magmatism at a Plate Edge: The Peruvian Andes, p 93-101. Department of Geology University Of Liverpool.
30. PALMSTROM A., 1974. Characterization of jointing density and the quality of rock masses (in Norwegian). Internal report, A.B. Berdal, Norway, 26 p.
31. PRIEST, S.D.; HUDSON. J.A., (1976), Discontinuity Spacings in Rock. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 13:135-148
32. TAYPE G, J. (2015) "Caracterización geológica de la veta Huaylula para definir el nivel de profundización de la mineralización – La libertad", Universidad Nacional de Ingeniería, Lima Perú.

ANEXOS

Anexo 1. Planos

Anexo 1.1. Plano de Ubicación

Anexo 1.2. Plano Geológico

Anexo 1.3. Plano Geológico subterráneo

Anexo 1.4. Plano de Muestreo

Anexo 1.5. Plano Geomecánico

Anexo 1.6. Plano Geomorfológico

Anexo 2. Mapeo Geomecánico.

Anexo 3. Análisis Estereográfico.

Anexo 4. Ensayos de Laboratorio.

Anexo 5. Informe Petrominerográfico – Veta Esperanza Mina Aguada.

Anexo 6. Panel Fotográfico