

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Control de la dilución del mineral en vetas angostas mediante Métodos

Empíricos en Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Veta Esperanza II

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Juan Carlos CASTRO TOLEDO

Asesor:

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Control de la dilución del mineral en vetas angostas mediante Métodos
Empíricos en Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Veta Esperanza II**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ
PRESIDENTE

Ing. Toribio GARCÍA CONTRERAS
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



Firmado digitalmente por CONDEOR
SUNICHYCLU Santa Elena PAU
2019.09.02.00.00.00
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 10.09.2024 21:52:55 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 045-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Castro Toledo, Juan Carlos

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Título del trabajo

**“ Control de la Dilución del Mineral en Vetas Angostas
Mediante Métodos Empíricos en Compañía Minera Caraveli
S.A.C. – Veta Esperanza II”**

Asesor:

MG. Benavides Chagua, Silvestre Fabian

Índice de Similitud: **4 %**

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 10 de setiembre de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

A Mi Madre, que, con su comprensión, amor y esfuerzo; ha sabido guiarme y acompañarme en mi profesión. Siendo el eje de mi camino personal y profesional, también por brindarme en cada momento la confianza y fortaleza necesaria para poder seguir avanzando y a sobre todas las cosas a Dios.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, quiero señalar mis sinceros agradecimientos a Dios, por encaminarme por el buen camino, dándonos esfuerzo, inteligencia y sabiduría para llevar a buen término una etapa más de nuestra vida. A mis padres por ayudarme incondicionalmente me enseñaron a nunca rendirme para alcanzar mis metas. También quiero rendir mis agradecimientos a los docentes de nuestra Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por su experiencia académica y en especial a los que asesoraron esta tesis que con observaciones contribuyeron determinadamente a este trabajo.

Especialmente, deseo agradecer al ingeniero especialista en geomecánica José Dioses quien me brindó ayuda y los datos puntuales y actuales de la compañía Minera Caravelí U.E.A “Capitana”.

RESUMEN

El presente estudio abarca la puesta en marcha de modelos de implementación por medio de la metodología empírica para diseños denominada Pakalnis. Cuyo objetivo se centra en controlar las diluciones de materiales minerales en distintos yacimientos operativos, con especial énfasis en vetas angostas en las actividades subterráneas de la minería peruana.

Específicamente, se realizará previamente un análisis de los estudios geomecánicos que la empresa minera pueda proporcionar. Entre estos estudios se realizarán análisis de esfuerzos, clasificación del macizo rocoso y se limitará las dimensiones de la excavación, los sostenimientos por cuñas y un análisis ELOS de diluciones que se encuentre en Función del Equivalente Lineal de sobre rotura y Desprendimiento, estos estudios serán contemplados en las propuestas empíricas a usar.

A nivel empírico, la geomecánica guarda estrecha relación con este tipo de métodos. Esto es consecuencia de la complejidad reconocida de la naturaleza del macizo rocoso. Las suposiciones habituales de continuidad del material, homogeneidad, isotropía y elasticidad lineal a menudo asumidas para el suelo, el hormigón y el acero son difíciles de justificar en el macizo rocoso a excepción por conveniencia matemática. Este trabajo analiza la aplicabilidad de los métodos empíricos de diseño en operaciones a nivel subterráneo que son ejecutados continuamente en el contexto minero peruano de vetas angostas por medio del sistema que clasifica geomecánicamente un macizo de rocas propuesto por Bieniawski, Barton; gráficos de estabilidad de Mathews, Potvin y Mawdesley, y la dilución de tajeos en base al ELOS. El hilo común en la aplicación de estos métodos se identifica, en la mayor parte de los casos, como una ejecución que no toma en cuenta los supuestos que subyacen a este sistema, además de las limitaciones que la misma base de datos presenta en relación

a los riesgos ocultos inherentes que a menudo no se pueden mencionar para su uso satisfactorio.

En el siguiente artículo se obtuvieron diluciones menores que oscilan entre 8-10% a través de la aplicación de métodos empíricos con el fin de controlar la dilución (según dimensión del frente), las cuales presentan valores por debajo de los registrados en las operaciones mineras que presenta un 15% de dilución. Finalmente, se proporcionan sugerencias para el uso eficiente de los métodos empíricos y cómo se pueden mejorar.

Palabras clave: Control de la Dilución, Mineral en Vetas Angostas, Métodos Empíricos, Compañía Minera Caravelí S.A.C.

ABSTRACT

This study covers the implementation of implementation models using the empirical methodology for designs called Pakalnis. Its objective is to control the dilutions of mineral materials in different operating deposits, with special emphasis on narrow sales in the underground activities of Peruvian mining.

Specifically, an analysis of the geomechanical studies that the mining company can provide will be carried out beforehand. These studies will include stress analysis, classification of the rock mass and the dimensions of the excavation, wedge supports and an ELOS analysis of dilutions that are based on the Linear Equivalent of overbreaking and detachment. These studies will be considered in the empirical proposals to be used.

At an empirical level, geomechanics is closely related to this type of methods. This is a consequence of the recognized complexity of the nature of the rock mass. The usual assumptions of material continuity, homogeneity, isotropicity and linear elasticity often assumed for soil, concrete and steel are difficult to justify in rock mass except for mathematical convenience. This paper analyses the applicability of empirical design methods in underground operations that are continuously executed in the Peruvian narrow vein mining context by means of the system that geomechanically classifies a rock mass proposed by Bieniawski, Barton; stability charts of Mathews, Potvin and Mawdesley, and the dilution of stopes based on ELOS. The common thread in the application of these methods is identified, in most cases, as an execution that does not take into account the assumptions underlying this system, in addition to the limitations that the database itself presents in relation to the inherent hidden risks that often cannot be mentioned for its satisfactory use. In the following article, lower dilutions ranging from 8-10% were obtained through the application of empirical methods in order to control dilution (depending on the face dimension), which present values below those recorded

in mining operations that present a 15% dilution. Finally, suggestions are provided for the efficient use of empirical methods and how they can be improved.

Keywords: Dilution Control, Mineral in Narrow Veins, Empirical Methods,
Compañía Minera Caravelí S.A.C.

INTRODUCCIÓN

En la actualidad, en la Unidad minera La Capitana de compañía Minera Caravelí, Veta Esperanza II no existen estudios previos en base a métodos empíricos con el fin de controlar dilución. La aplicación de métodos empíricos en vetas angostas es desafiante debido a que no posee registros históricos existentes en el Perú. El yacimiento posee una zona que presenta oxidaciones que es la consecuencia de la lixiviación como fenómeno Supergénico a nivel primario compuesto por elementos de arsenopirita auríferas y pirita y que además lo componen óxidos de origen ferroso como goethita y hematita con cuarzo, que presenta presencia de oro libre. El método de explotación aplicado es del corte y relleno ascendente, en este caso este método no llega a solucionar los problemas del 15% de nivel de dilución.

Según la Sociedad Peruana de Geoingeniería (SPGE) quien pertenece al grupo nacional del International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering no existe data histórica en la cual se haya aplicado los métodos empíricos en vetas angostas en el Perú. Por otra parte, Clark (1998) indica que el minado de tajeos abiertos en vetas angostas representa un importante desafío para la industria minera, ya que hay muy poca tolerancia a la dilución; desarrolló un método empírico de diseño de tajeos basado en mediciones cuantificables de sobre rotura/ desprendimiento de la caja piso y caja techo.

El desarrollo de la tesis propone aplicar los métodos empíricos de diseño y de clasificación geomecánica para el control de la dilución en la unidad minera Capitana veta Esperanza II. Anteriormente, en la Unidad Minera Capitana

Este yacimiento se encuentra situado en Huanuhuanu, que viene a ser un distrito perteneciente a la provincia de Caravelí en el Departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra ubicado a una altitud promedio de 2100 metros sobre el nivel de mar.

Cuando se zonificó la veta Esperanza se pudo identificar hasta tres tipos de calidad de roca distintas. En ese sentido se estableció la calificación (RMR)

que son Buena, Regular y Mala, también se consideró sus valores equiparables en el sistema GSI que son Moderadamente Fracturada / Regular (F/R), Muy Fracturada / Regular (MF/R) e Intensamente Fracturada / Muy Pobre (IF/P).

En cuanto a un nivel de calidad buena para la roca se estableció en 61 RMR lo que determina un material resiste a las compresiones de 100 Mpa, y un RQD que se encuentra en el rango de 75 hasta 90%, con espaciamiento que alcance los 0.60mts, con paredes rugosas ligeramente alteradas y sin componentes líquidos.

El enfoque hacia el diseño empírico resumido en este documento es uno por el cual las bases de datos existentes se irán calibrando para los siguientes enfoques analíticos y empíricos, se han modificado de acuerdo al comportamiento observado de la mina. Las herramientas se han utilizado con éxito para controlar los niveles de dilución, predecir la estabilidad de los tajeos y limitar sus dimensiones.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE GRÁFICOS	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Planteamiento del problema.....	1
1.2.	Delimitación de la investigación.....	4
1.3.	Formulación del problema	5
	1.3.1. Problema General.....	5
	1.3.2. Problema Específicos	5
1.4.	Formulación de Objetivos.....	5
	1.4.1. Objetivo general.....	5
	1.4.2. Objetivo especifico.....	5
1.5.	Justificación de la investigación.....	6
	1.5.1. Justificación Teórica	6
	1.5.2. Justificación Metodológica	6
	1.5.3. Justificación práctica.....	7
1.6.	Limitaciones de la investigación	8

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio	10
2.2.	Bases teórico científicas	15
2.2.1.	Vetas Angostas.....	15
2.2.2.	Franja Aurífera Nazca – Ocoña	15
2.2.3.	Métodos Empíricos	16
2.3.	Definición de términos conceptuales	21
2.4.	Enfoque filosófico – epistémico	28

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.....	29
3.2.	Nivel de investigación.....	29
3.3.	Característica de la investigación	29
3.4.	Método de investigación.....	29
3.5.	Diseño de investigación.....	32
3.6.	Procedimiento del muestreo	32
3.7.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.	32
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	32
3.9.	Orientación ética	37

CAPÍTULO IV

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1.	Presentación, análisis e interpretación de resultados.	38
4.2.	Discusión de resultados	44
4.2.1.	Comparación dilución operativa con la obtenida por métodos empíricos	79

4.2.2. Discusión	79
------------------------	----

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Sistema de clasificación Q.....	17
Tabla 2 Parámetros para hallar el RMR.....	19
Tabla 3 Rock Mass Rating (RMR)	21
Tabla 4 Método Empírico de Mathews.....	22
Tabla 5 Valores obtenidos RMR 89.....	46
Tabla 6 Valores obtenidos RMR ₇₆	53
Tabla 7 Valores obtenidos en campo.....	53
Tabla 8 Parámetros de la Q de Barton	54
Tabla 9 Tipo de roca según parámetros de Barton	57
Tabla 10 propiedades físicas y mecánicas de las rocas	61
Tabla 11 Valores por zona, en todas las secciones	64
Tabla 12 Resultados hallados para sección 1.8 x 1.8 m	66
Tabla 13 Resultados hallados para sección 2.1 x 2.4 m	66
Tabla 14 Resultados hallados para sección 2.4 x 2.4 m	66
Tabla 15 ELOS en dilución porcentual sección 240 x 240	71
Tabla 16 ELOS en dilución porcentual sección 210 x 240	72
Tabla 17 ELOS en dilución porcentual sección 240 x 240	72
Tabla 18 Volúmenes en sección 1.8 x 1.8 m	76
Tabla 19 Factor de dilución sección 1.8 x 1.8 m	77
Tabla 20 Factor de dilución sección 210 x 240	77
Tabla 21 Factor de dilución sección 2.4 x 2.4m	78
Tabla 22 Diluciones obtenidas sección 1.8 x 1.8m	79
Tabla 23 Diluciones obtenidas sección 2.1 x 2.4m	79
Tabla 24 Diluciones obtenidas sección 2.4 x 2.4m	79

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1 Dilución en vetas angostas.....	3
Gráfico 2 (Mathews, 1981).....	23
Gráfico 3 (Potvin ,1988).....	24
Gráfico 4 (Mawdesley &Trueman, 2001).....	25
Gráfico 5 (Clark y Pakalnis 1997).....	27
Gráfico 6 Metodología de diseño de excavaciones (Nuñez y Salgado, 2018)	31
Gráfico 7 Método – Diagrama de Procesos.....	35
Gráfico 8 Método – Diagrama de Procesos.....	36
Gráfico 9 Esquema Estructural- Esperanza II	42
Gráfico 10 Parámetros de la Sección 2.4 x 2.4 en metros.....	58
Gráfico 11 Corte y Relleno Selectivo (Circado)	59
Gráfico 12 Gráfico N°12: Factor B.....	63
Gráfico 13 Gráfico N° 13: Factor C	63
Gráfico 14 Gráfico N° 14: Sección 1.8x1.8.....	67
Gráfico 15 Sección 2.1x2.1	67
Gráfico 16 Sección 2.4x2.4	68
Gráfico 17 Sección 1.8x1.8	68
Gráfico 18 Sección 2.4x2.4	69
Gráfico 19 Sección 2.1x2.1	69
Gráfico 20 Sección 1.8x1.8	70
Gráfico 21 Sección 2.1x2.1	70
Gráfico 22 Sección 2.4x2.4	71
Gráfico 23 Gráfico de Mathew.....	73
Gráfico 24 Gráfico de Mawdesley y Trueman	74
Gráfico 25 Gráfico de Pakalnis, Ploteo de todos los puntos	75

CAPÍTULO I

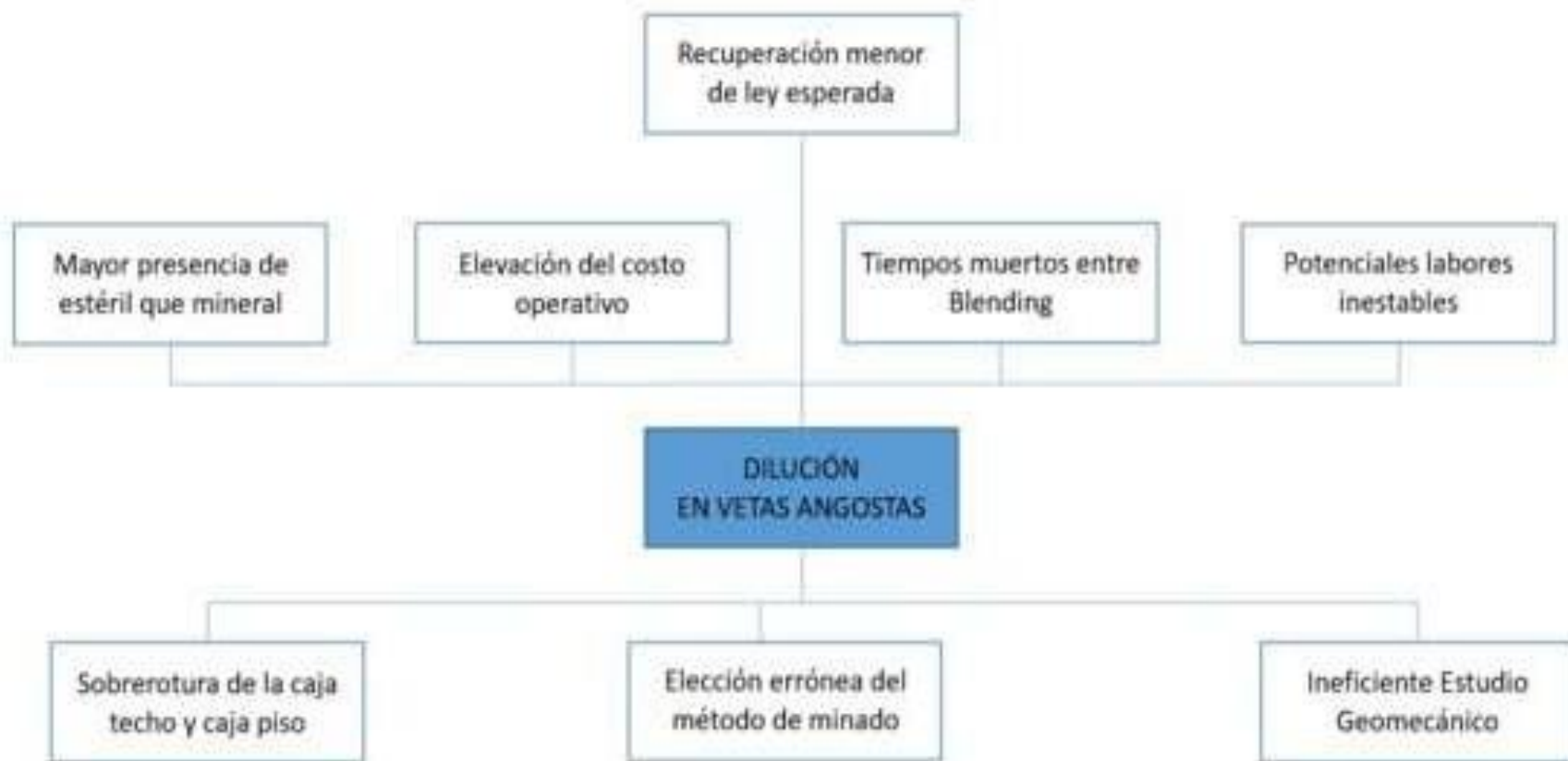
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

En la actualidad, en la Unidad minera La Capitana de compañía Minera Caravelí, Veta Esperanza II no existen estudios previos en base a métodos empíricos con el fin de controlar dilución. La aplicación de métodos empíricos en vetas angostas es desafiante debido a que no posee registros históricos existentes en el Perú. El yacimiento posee una zona que presenta oxidaciones que es la consecuencia de la lixiviación como fenómeno Supergénico a nivel primario compuesto por elementos de arsenopirita auríferas y pirita y que además lo componen óxidos de origen ferroso como goethita y hematita con cuarzo, que presenta presencia de oro libre. El método de explotación aplicado es del corte y relleno ascendente, en este caso este método no llega a solucionar los problemas del 15% de nivel de dilución. Para analizar o ver la aplicabilidad de estos métodos se debe realizar el estudio geomecánico de la veta angosta para, así, poder clasificar y caracterizar el macizo rocoso. Así mismo, obtener la dilución por métodos empíricos en base al equivalente lineal de sobre-rotura /desprendimiento (ELOS) (Clark & Pakalnis 2008). Según el problema identificado, cabe la posibilidad de aplicar los métodos empíricos en vetas angostas para controlar la dilución, ya que esta afecta directamente la

recuperación metalúrgica, lo cual trae consigo un incremento en los costos de producción del concentrado.

Gráfico 1 Dilución en vetas angostas



1.2. Delimitación de la investigación

A nivel geológico las características que presenta geoméricamente la veta Esperanza II cumplen con los requisitos para ser los elementos que influyen directamente en el resultado de la dilución, por lo cual en este trabajo se ha recogido dicha información para realizar la caracterización geomecánica en la veta. La dilución siempre será un problema en la explotación de vetas angostas, la dilución oscila entre un nivel del 5% al 10%, pero puede depender del tipo de mineralización y geometría represente cada cuerpo específico. Según la Sociedad Peruana de Geoingeniería (SPGE) quien pertenece al grupo nacional del International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering no existe data histórica en la cual se haya aplicado los métodos empíricos en vetas angostas en el Perú. Por otra parte, Clark (1998) indica que el minado de tajeos abiertos en vetas angostas representa un importante desafío para la industria minera, ya que hay muy poca tolerancia a la dilución; desarrolló un método empírico de diseño de tajeos basado en mediciones cuantificables de sobre rotura/ desprendimiento de la caja piso y caja techo, además, de evaluar el rendimiento de varios patrones de voladura con respecto a: costos; daño potencial por voladura, fragmentación y carguío, con el objetivo de desarrollar lineamientos para selección de patrón de voladura para vetas angostas. Los dos objetivos indicados anteriormente están interrelacionados con respecto a minimizar la dilución de minado en vetas angostas, ya que incluso si las dimensiones de los tajeos son inherentemente estables, la voladura que causa sobre-rotura aún puede dar lugar a niveles elevados de dilución para cuerpos mineralizados en vetas angostas. La realización de un buen diseño geomecánico, que incluye el sostenimiento necesario y una buena clasificación geomecánica del macizo rocoso brindará tajeos estables y con menor dilución.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema General

De acuerdo a la identificación del problema, se ha formulado la siguiente pregunta:

“¿En qué medida la aplicabilidad de los métodos empíricos podría mitigar la dilución en vetas angostas de la Unidad Minera Capitana, Veta Esperanza II?”

1.3.2. Problema Específicos

¿En qué medida la aplicabilidad de los métodos empíricos podría mitigar la dilución en Vetas angostas de potencia promedio 0?10 – 2 m con leyes altas que oscilarán entre 0,5 a 12 gr/ton de Au?

“¿En qué medida la aplicabilidad de los métodos empíricos podría mitigar la dilución en Condiciones secas o poca infiltración JW (Joint Water) = 1

“¿En qué medida la aplicabilidad de los métodos empíricos podría mitigar la dilución en Estado tensional “*Intermedio*”: Stress Reduction Factor (SRF)=1

“¿En qué medida la aplicabilidad de los métodos empíricos podría mitigar la dilución en Cálculo de la dilución en función del Equivalente Lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS)

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Evaluar la aplicabilidad de los métodos empíricos en vetas angostas para el control de ladilución de la Unidad Económica Administrativa (UEA) Capitana, veta Esperanza II Nv. 1980

1.4.2. Objetivo específico

- Realizar Estudio geomecánico de la veta angosta Esperanza II
- Caracterizar y Clasificar el macizo rocoso en la veta Esperanza II
- Analizar el Equivalente Lineal de Sobre-rotura/Desprendimiento (ELOS)

- Comparar dilución operativa con la obtenida por métodos empíricos

1.5. Justificación de la investigación

1.5.1. Justificación Teórica

Pakalnis (2015) indica que los métodos empíricos vienen ganando consenso en su aplicabilidad recientemente en las últimas 3 décadas, esto se debe a su alto nivel de predicción, por contraste con la metodología convencional que al realizar las evaluaciones no pueden identificar con certeza las propiedades y características específicas de cada macizo rocoso, con lo cual se dificulta la asignación de parámetros al inicio que faciliten una evaluación numérica posterior. Además, Azimian (2016) afirma que muchos autores han establecido diversos métodos empíricos para estimar las propiedades mecánicas de las rocas, tomando como punto de partida el Rock Quality Designation (RQD) entre ellos se encuentran los autores Zhang and Einstein 2004, Jiang et al. 2009, Deere et al. 1967, Coony Merritt 1970, Serafim y Pereira 1983. Con ello la solución planteada en el presente estudio se basa en estudios geomecánicos mediante métodos empíricos en vetas angostas con el fin de controlar la dilución que impactará directamente en la reducción de costos y aumento del beneficio económico.

1.5.2. Justificación Metodológica

El desarrollo de la tesis propone aplicar los métodos empíricos de diseño y de clasificación geomecánica para el control de la dilución en la unidad minera Capitana veta Esperanza II. Anteriormente, en la Unidad Minera Capitana se llevaron a cabo estudios geomecánicos para evaluar el perfil actual de la mina, también se dispuso un análisis a nivel geomecánico de las principales características del yacimiento teniendo en cuenta elementos, de esta manera se procuró alcanzar las condiciones de seguridad adecuadas para el emplazamiento de las cajas en las excavaciones que se encuentren asociadas a ellas en relación al minado y al nivel de profundidad en el sector respectivo de

la veta Esperanza II. Según Papaioanou et al (2016) en su estudio del desarrollo del método gráfico de estabilidad relacionado al diseño de un tajeo abierto en Australia buscó optimizar el tamaño de tajeos para minimizar la dilución lo que conlleva a una operación minera productiva y rentable a través del gráfico de estabilidad extendido de Mathews por Mawdesley et al. (2001) relacionado al ELOS que indica la dilución del cuerpo mineralizado. De este modo, esta investigación empleará dicha metodología (Métodos empíricos) que puede ser aplicada, en este caso, a vetas angostas.

1.5.3. Justificación práctica

El desarrollo de esta tesis se basará a partir de la data obtenida del estudio geomecánico de la veta Esperanza II, ésta nos permitirá obtener datos aproximados de la dilución aplicando los métodos empíricos. Actualmente, no existen investigaciones previas de métodos empíricos aplicados a vetas angostas en el Perú. Sin embargo, el ISEM (2014) organizó el 1er. Congreso Internacional de Diseño de Minas por Métodos Empíricos, dicho evento ha sido el único donde se propuso métodos empíricos aplicados a diseño de minas, por lo que se afirma que no existen estudios geomecánicos por métodos empíricos en el lugar de estudio.

Por otro lado, la dilución de vetas angostas ha sido comparado con el uso probabilístico de 115 estudios de casos de la mina Barkers, en Kundana Gold Operations (Stewart, Trueman y Lyman, 2008) donde solo son aplicables geotécnicamente a tajeos estables. Si un tajeo se ubica en la zona de inestabilidad, estos puntos de referencia en el gráfico de Mathews (1981) no serán aplicables. El objetivo de los puntos de referencia es predecir la dilución asociada con el método de explotación de taladros largos para yacimientos tipo veta angosta teniendo en cuenta condiciones geológicas de la mina Barkers. En este caso, los estudios de la mina Barkers no están afectados por fallas o diaclasas en la veta. Por ello, la dilución debida a estos factores no es tenida en

cuenta. Basado en este resultado se llegó a la conclusión de que es poco probable que la sobre-rotura causada en los tajeos esté relacionada a los parámetros geotécnicos si es que el tajeo se ubica dentro de la zona estable en el diagrama de estabilidad, y en este escenario como consecuencia reducir las dimensiones del tajeo no reducirá la dilución. Este análisis implica que la causa de la dilución en vetas angostas puede separarse en dos componentes no relacionados:

- Las dimensiones del tajeo
- La sobre-rotura ocasionado por la voladura (sin relación con las dimensiones del tajeo)

La ejecución de este estudio tiene como propósito evaluar si la aplicabilidad de métodos empíricos en vetas angostas logra controlar la dilución

1.6. Limitaciones de la investigación

A nivel geológico las características que presenta geoméricamente la veta Esperanza II cumplen con los requisitos para ser los elementos que influyen directamente en el resultado de la dilución, por lo cual en este trabajo se ha recogido dicha información para realizar la caracterización geomecánica en la veta. La dilución siempre será un problema en la explotación de vetas angostas, la dilución oscila entre un nivel del 5% al 10%, pero puede depender del tipo de mineralización y geometría represente cada cuerpo específico. Según la Sociedad Peruana de Geoingeniería (SPGE) quien pertenece al grupo nacional del International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering no existe data histórica en la cual se haya aplicado los métodos empíricos en vetas angostas en el Perú. Por otra parte, Clark (1998) indica que el minado de tajeos abiertos en vetas angostas representa un importante desafío para la industria minera, ya que hay muy poca tolerancia a la dilución; desarrolló un método empírico de diseño de tajeos basado en mediciones cuantificables de sobre rotura/ desprendimiento de la caja piso y caja techo, además, de evaluar

el rendimiento de varios patrones de voladura con respecto a: costos; daño potencial por voladura, fragmentación y carguío, con el objetivo de desarrollar lineamientos para selección de patrón de voladura para vetas angostas. Los dos objetivos indicados anteriormente están interrelacionados con respecto a minimizar la dilución de minado en vetas angostas, ya que incluso si las dimensiones de los tajeos son inherentemente estables, la voladura que causa sobre-rotura aún puede dar lugar a niveles elevados de dilución para cuerpos mineralizados en vetas angostas. La realización de un buen diseño geomecánico, que incluye el sostenimiento necesario y una buena clasificación geomecánica del macizo rocoso brindará tajeos estables y con menor dilución.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Desde la creación de los métodos empíricos por Pakalnis (1976) este ha tenido muchos detractores y partidarios. Los empíricos creen en la complejidad del macizo rocoso y su interacción con las estructuras desarrolladas, las cuales están, implícitamente, trabajadas en estos métodos para saciar nuestra ignorancia y todas las incertidumbres inherentes en el estudio del macizo rocoso (Suorineni, 2014). El número de casos de estudios influencia directamente en la calidad de los resultados según el método empírico a usar (Melo, 2014).

Existen métodos empíricos de clasificación geomecánica, como el Sistema Rock Mass Rating (RMR) el cual permite clasificar las rocas in situ usadas en la construcción de túneles, excavaciones, taludes y de cimentaciones, realizado por primera vez por Bieniawski (1989) ,y el sistema “Q” el cual consiste en una sistematización a nivel geomecánico de los cuerpos de roca que facilita establecer parámetros geotécnicos característicos de los distintos macizos y a partir de ello diseñar adecuadamente el sistema de sostenimiento para las labores en túneles y excavaciones subterráneas por Barton (2002); Godwin (2017) indica que estos sistemas se utilizan ampliamente como una herramienta que ofrece una adecuada caracterización del macizo de

rocas y por ello permite estimar el requerimiento adecuado para realizar los soportes de las excavaciones a nivel del diseño con lo cual se puede efectuar las obras civiles en los túneles, específicamente se hace adecuado en los contextos en que se trabaja sobre roca maciza dura y diaclasados.

Los sistemas de clasificación geomecánica Q, RMR y RQD son aquellos que cuentan con mayor aceptación y uso en todo el mundo en las clasificaciones del macizo rocoso (Azimian,2016). Además, hay muchos casos donde RQD que viene a ser la calidad de la roca designada es el único criterio de clasificación del macizo rocoso (Zhang, 2016), por lo que realiza una investigación donde describe los aspectos clave en la determinación de RQD. El objetivo principal de los sistemas de clasificación de macizos rocosos es dividir macizos rocosos particulares en grupos de comportamiento similar y también proporcionar una base para comprender las características de cada agrupación, de este modo obtener datos cuantitativos con fines de ingeniería (Fereidooni, Reza, & Heidari, 2015)

Por otro lado, los métodos empíricos de diseño se desarrollaron originalmente como una evaluación inicial de la estabilidad en las etapas de prefactibilidad de los proyectos. Actualmente, el método se está utilizando en todo el mundo como una herramienta de diseño en todas las etapas del dimensionamiento de tajeos y se ha convertido en una herramienta empírica establecida para el dimensionamiento de los mismos. Sin embargo, el sistema tiene una serie de limitaciones que deben entenderse para evaluar su aplicabilidad en cualquier entorno particular. A lo largo de los años, la aplicación y las limitaciones del método para el diseño de tajeos abiertos han sido revisadas por varios autores (Pakalnis et al., 1995, Stewart y Forsyth, 1995; Suorineni et al., 2001; Suorineni, 2012).

La metodología gráfica de estabilidad es una herramienta de uso empírico aplicada en los diseños que incluye en su consideración las

dimensiones de la geometría a excavar además de los factores de estabilización y la competencia del macizo de rocas. Mathews(1981) desarrolló gráficos que recogen la información del esfuerzo que se realizó en sitio de la excavación, así como de su geometría. Por otro lado, en cuanto a los parámetros que usa la metodología gráfica se incluye al número de estabilidad, el cual según Mathews permite ubicar distintos sectores de estabilidad que serán señalados en las respectivas gráficas (N'). Además, se debe asumir que los valores que presentan los factores de reducción de esfuerzos (SRF) y de reducción de agua equivalen a uno. El segundo parámetro es el radio hidráulico, que viene a ser el factor de forma que se puede definir como la relación que presenta el área superficial y su perímetro.

El método Gráfico de estabilidad de Mathews fue modificado y mejorado. La data fue expandida, para ello se introdujo el gráfico de estabilidad modificado (Potvin, 1988). Esta modificación permite reducir la zona de transición de manera drástica, aunque se debe señalar que los parámetros de ajuste son distintos a los de la propuesta original de Mathews. Así mismo, aunque en el Gráfico de Estabilidad se usa la expresión "caved" su sentido no es literal, debido a que específicamente se está señalando una zona inestable a diferencia de lo que puede ser entendido en términos literales como un hundimiento. Finalmente tenemos a la modificación establecida por Mawdesley et al. (2001) Se proponen 3 zonas dentro del gráfico estable, de falla y de falla mayor. Así mismo, hay que tener en cuenta que el conjunto de datos que se consideraron para elaborar este gráfico abarca 400 casos y en cada uno de ellos se tuvo en cuenta su desarrollo partiendo de los parámetros que Mathews definió originalmente. El gráfico de estabilidad fue desarrollado para la determinación del tamaño del tajeo y para cuerpos mineralizados anchos con el fin de controlar la dilución en la gran minería. El gráfico es cualitativo y los tajeos solo pueden ser descritos como estable, inestable o hundimiento. El equivalente lineal de sobre-

rotura/desprendimiento (ELOS) es cuantitativo, pero solo aplicable a profundidades promedio de falla. Asimismo, el gráfico puede ser usado para yacimientos tipo veta angosta (Papaioanou & Suorineni, 2016).

El Equivalente lineal de sobrerotura/Desprendimiento “Equivalent linear overbreak/slough” (ELOS) definido por Clark y Pakalnis (1997) se trata de un nivel de medición empírico cuyo valor es independiente de la anchura de minado. El ELOS se aproxima a la cuantificación de la dilución. Las condiciones de estrés menos competentes y más bajas tienden a producir ELOS superior (Potvin, Grant, Mungur, Wesseloo, & Kim, 2016).

En los últimos años, los métodos de explotación por subniveles se han magnificado como una estrategia de extracción en la minería subterránea de competente. Según un informe de Austrade (2013) El 70% de las minas subterráneas metálicas en Australia utilizaron sublevel stoping, open stoping y varios otros métodos para vetas angostas, así como, diferentes tipos de explotación por subniveles y hundimiento para extraer mineral (Jang, Topal, & Kawamura, 2015)

El método de minado seleccionado excluirá otras opciones en términos de seguridad, productividad, recuperación y control de dilución. El objetivo principal del diseño y la planificación de minas subterráneas es desarrollar el proyecto según los objetivos de negocio de la compañía y, cuando se implemente, operar dentro de criterios de rendimiento específicos de manera que los riesgos financieros y operacionales se minimicen según (Cepuritis, Wheeler, & Villaescusa, 2012).

Cuando el objetivo es realizar un análisis sobre predicción adecuado en vetas angostas se debe determinar óptimamente el ancho del trajeo debido a que este factor se encuentra relacionado directamente con el fenómeno de dilución justamente en vetas angostas. (Stewart & Trueman, 2008). Es por ello que se trata de un factor muy importante, pues de él puede depender la

viabilidad económica de un proyecto minero, al ser la dilución de minerales un factor muy influyente en cuanto a los costos operativos. por otro lado, en cuanto a los costos que se asocian al material estéril por difusión de minerales, los valores se encuentran por debajo de la ley de corte estos costos se pueden encontrar en todo el proceso minero y de molienda. Es por ello que a nivel de investigaciones se llevaron a cabo distintas propuestas orientadas a encontrar las causas del fenómeno de dilución de minerales. En ese sentido, se pudo identificar a la geometría de los rajés como la principal causa de este fenómeno debido a que incide directamente en la sobrerotura de las paredes de los tajeos (Zniber & Mouhabbis, 2013).

Con todo lo mencionado anteriormente, la investigación se orienta al control de la dilución de vetas angostas de la mina Capitana de Caravelí mediante la aplicabilidad de métodos empíricos. Asimismo, para afirmar el uso de métodos empíricos Pakalnis (2015) en la convención de método de diseños subterráneos afirmó lo siguiente: “en los últimos treinta años las derivaciones empíricas han cobrado mayor aceptación como consecuencia de una mayor capacidad, en contraste con la metodología convencional para realizar evaluaciones que presenta limitaciones al momento de distinguir las características específicas del macizo rocoso, o para una adecuada asignación de propiedades y para señalar parámetros de entrada para una posterior evaluación numérica”. Además, Azimian (2016) Indica que muchos autores han establecido diversos métodos empíricos para estimar las propiedades mecánicas de las rocas.

2.2. Bases teórico científicas

2.2.1. Vetas Angostas

La principal característica de este tipo de mineralización, como su nombre lo dice, es que son angostas, su ancho puede variar desde 0.1 hasta 1 metro o llegar en casos excepcionales hasta 2 metros. Por otro lado, es necesario saber que el mineral a explotar en estos yacimientos, por lo general, es oro y cobre. Además, las labores de explotación tienen alrededor de 1.5 metros de ancho y 1.8 metros de altura, donde alrededor de 30 cm será ocupada por la cuneta

El lugar donde se desea realizar el estudio de la investigación es la mina Esperanzade Caravelí, ante esto Mena (2012) nos brinda los siguientes datos en su Tesis: “Las formaciones en vetas angostas son las que marcan la orientación de la mineralización que se puede dimensionar entre 0.15 y 0.80 m de espesor, su contenido presenta componentes de oro, cobre y valores subordinados de plata”.

2.2.2. Franja Aurífera Nazca – Ocoña

El Perú está dividido en distintos dominios estructurales, uno de ellos es el dominio Pisco- Chala en el cual se encuentra el cinturón aurífero Nazca-Ocoña. La geología de la zona data desde la edad geológica del Precámbrico, con aproximadamente alrededor de 3500 millones de años de antigüedad, con alrededor de 336 km de largo.

La mineralización de esta faja es de cobre-oro, Mena (2012) menciona lo siguiente respecto a la geología regional: “una presencia de yacimientos auríferos con escalas que van de pequeñas a medianas como pueden ser el caso de: Ocoña, Calpa, Caravelí, Ishihuinca, Orión, Eugenia, Posco, y otros”. Muchos de estos lugares están siendo explotados en la actualidad.

2.2.3. Métodos Empíricos

Los métodos empíricos son estudios basados en la experiencia de especialistas en proyectos, construcción, diseño de túneles y excavaciones subterráneas (tajeos). Estos métodos son usados tanto para la clasificación geomecánica como en diseño de minería subterránea. Evalúan la dilución, estabilidad y diseño en base a prácticas anteriores unido al existente comportamiento de las minas para una futura predicción. La metodología empírica puede evaluar el nivel de estabilidad de un diseño minero utilizando análisis estadísticos basado en las condiciones subterráneas, las mismas que apoyan en la experiencia práctica y en el criterio del ingeniero. Entre las clasificaciones más importantes se encuentran estas 7: Terzaghi (1946); Laufer (1958); Williamson (1959 -1960); Deere (1964); Wickham, Tiedemann y Skinner (1972); Bieniawski (1973), y Barton, Lien y Londe (1974).

Métodos Empíricos de clasificación geomecánica

La clasificación por medio de una metodología empírica de tipo geomecánico se usa comúnmente para estimar el requerimiento en cuanto al diseño de túneles y excavaciones. Además, su contribución resulta especialmente importante cuando se trata de material que presenta condiciones de diaclasadas de rocas. En términos generales, este tipo de metodología tiene una aplicación muy efectiva en las etapas iniciales de los diseños, en contextos de poca información a nivel geotécnico y geológico, de esta forma se utiliza un apoyo instrumental para un adecuado diseño de ingeniería. Asiste en la identificación de los principales parámetros de control y los adecuados indicadores de estabilización que proporcionan estos métodos a diferencia de los criterios de seguridad que con modelos analíticos y numéricos. El escenario a estudiar considera macizos rocosos diaclasados a muy diaclasados, condición seca y esfuerzos medios.

Los métodos empíricos de clasificación geomecánica, como el sistema

RMR es un sistema de clasificación geomecánica que permite hacer una clasificación de las rocas in situ usado en la construcción de túneles, taludes y de cimentaciones. (Bieniawski, 1989); y Q (Barton et al. 1974, 2002). Su utilización es común para realizar perfilación de los macizos de roca, además de estimar el nivel y tipo de soporte que las excavaciones requerirán en labores de túneles en las rocas, particularmente en las operaciones que se realizan en los macizos que presentan un nivel de dureza más alto y del tipo diaclasados.

Sistema de Clasificación Q

En términos geomecánicos se trata de un sistema usado para clasificar macizos rocosos, debido a que permite realizar estimaciones acerca de los parámetros geotécnicos del macizo y a partir de esa información realizar un diseño un sostenimiento adecuado para labores en túneles y a nivel subterráneo. (Barton et al, 1974). Este índice se basa a un análisis numérico que toma en cuenta seis parámetros.

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

a

Tabla 1 Sistema de clasificación Q

Variable	
RQD	Rock Quality Designation
Jn	Parámetro para el número de familias de discontinuidades
Jr	Parámetro para la rugosidad de la junta más desfavorable
Ja	Parámetro para la alteración de la junta más débil
Jw	Parámetro para presencia de agua
SRF	Factor asociado al estado tensional

Tradicionalmente este análisis está orientado a establecer un adecuado sistema de sostenimiento usando shotcrete con soporte mediante pernos para la fortificación de macizos de rocas. Usando este método se puede establecer la cantidad de revestimiento necesario en labores de túneles o tajeos. (Barton et al, 1993)

El parámetro RQD se define como el porcentaje de fragmentos intactos con una dimensión superior a 100mm sobre el largo total del testigo (Deere et al, 1963), este parámetro sirve para poder estimar en términos cuantitativos la calidad del material rocoso en relación a la calidad de testigos. En cuanto a los otros parámetros se debe tener en cuenta que J_n es el índice que indica el número de familias de diaclasas en el sector que se evalúa, J_r es el índice que indica la rugosidad de la familia de diaclasas con características más desfavorables o que presentan discontinuidades de relleno, J_a es el índice que indica el grado de alteración o relleno arcilloso para la familia de diaclasas con características más desfavorables, J_w es el índice que indica el nivel de afluencia de agua y el efecto de presión que puede ocasionar el vaciado de los rellenos de las diaclasas, y SRF es el índice que indica el fallamiento relacionado con el nivel de resistencia en materiales rocosos masivos o duros sometidos a altas presiones “squeezing” o en casos inversos “swelling”.

Rock Mass Rating (RMR)

Inicialmente este sistema fue desarrollado en 1973 por Bieniawski en el CSIR (South African Council of Scientific and Industrial Research) partiendo de experiencias en labores de tunelacion a niveles de una profundidad relativa en material sedimentario. A partir de ahí este sistema recibió varias modificaciones y aportes como parte de su desarrollo, con el fin de ajustar los requerimientos de soporte por medio de reducir el número de sus parámetros iniciales de 8 a 6, además de conseguir modificar sus alcances, etc. En 1984 Bieniawski propone una actualización a partir de la cual se recogen las clasificaciones geomecánicas

descritas en este trabajo.

Para efectos prácticos, al ser aplicado este sistema sobre un área determinada se deben establecer secciones con estructura diferenciadas y a partir de ahí poder determinar la calidad del macizo rocoso. En cuanto a los seis parámetros estos se usan para establecer una clasificación del macizo rocoso por medio del sistema RMR, en el que el último parámetro indica un ajuste de la clasificación por su aplicación en túneles.

Tabla 2 *Parámetros para hallar el RMR*

Parámetros para hallar el RMR	
Resistencia a la compresión uniaxial De la roca intacta.	Rock Quality Designation (RQD).
Espaciamiento de las juntas o discontinuidades	Condición de la discontinuidad
Condición de agua en el suelo.	Orientación de las discontinuidades

- ❖ Resistencia a la compresión del material de roca intacta. Este parámetro se puede obtener a partir de testigos de material rocoso dependiendo de las condiciones específicas del sitio establecido. Este índice se encuentra establecido a partir de la resistencia a las compresiones uniaxiales y también por el nivel de resistencia a cargas puntuales.
- ❖ El parámetro RQD se puede determinar este parámetro como se señala en la discusión antes comentada.
- ❖ Espaciamiento de juntas o discontinuidades. En este caso la discontinuidad se ubica cubriendo las distintas superficies de debilidad como puede ser fallas menores, zonas de cizalla, foliaciones o las juntas. En el caso de dos discontinuidades adyacentes la distancia entre ambas se debe medir en todo el conjunto de familias de discontinuidades y para calcular el índice de

parámetro se debe tener en cuenta el nivel de discontinuidad crítica.

- ❖ Condición de la discontinuidad. En este parámetro están incluidas los niveles de rugosidad que presentan las superficies de discontinuidad, así como la distancia que las separa, su longitud, continuidad, meteorización de los bordes del material rocoso o planos de debilidad y el material con que están rellenos las discontinuidades.
- ❖ Condición de agua en suelo. En este caso se puede determinar entre 5 condiciones las que son: flujos de agua, goteado, mojado, húmedo y seco. De contarse con los valores para el nivel de presión de agua se debe expresarlo como una fracción entre la presión de agua de infiltración y la mayor tensión principal.
- ❖ Orientación de las discontinuidades. En este caso el indicador funciona como el valor que ajusta el conjunto de parámetros anteriores, de acuerdo a la clasificación en túneles o taludes. Para efectos de esta investigación el parámetro RMR que se usa en túneles. Esta orientación indica el rumbo y el buzamiento de las discontinuidades. Se debe medir el rumbo en relación al norte magnético. De acuerdo a la dirección marcada por la caída o la inclinación se debe establecer el ángulo de buzamiento entre la horizontal y el plano de discontinuidad. Se debe tener en cuenta la dirección del diseño del túnel para poder establecer el nivel de influencia del rumbo y buzamiento de las discontinuidades. En cuanto a la construcción del túnel se puede determinar la conveniencia del rumbo o manto considerando los valores cualitativos en cuanto al efecto de la orientación de las juntas en túneles, así mismo se puede definir una valoración en términos cuantitativos para los parámetros que se encuentren asociados a la orientación de juntas.

Tabla 3 Rock Mass Rating (RMR)

Valoración RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	Menor a 20
Clasificación N°	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
Tiempo medio de sostén	10 años para claro de 5 m	6 meses para claro de 4 m	1 semana para claro de 3 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
Cohesión	30 ton/m ²	20 a 30 ton/m ²	15 a 20 ton/m ²	10 a 15 ton/m ²	Menor a 10 ton/m ²
Ángulo de fricción	Mayor a 45°	40° a 45°	35° a 45°	30 a 35°	Menor a 30°

2.3. Definición de términos conceptuales

Métodos Empíricos de diseño en minería subterránea

En el diseño de operaciones subterráneas la metodología empírica suele recoger las distintas experiencias obtenidas en previas operaciones, de esta manera se puede tratar de anticipar escenarios similares que se pueden esperar encontrar en las operaciones que se estén ejecutando actualmente. En ese sentido, la operaciones de tunelacion constantemente generan información relevante que puede ser almacenada y procesada por medio de una clasificación geomecánica, respondiendo a la necesidad de poner en parámetros fijos y prácticos lo observado en las distintas experiencias integrando de esta manera los datos recogidos de la experiencia empírica, todo ello con la finalidad de realizar la planificación y evaluación necesaria de las medidas de sostenimiento en operaciones a nivel subterráneo.

Método Empírico de Mathews

Este método propone como uno de sus parámetros determinantes el número de estabilidad, de esta manera se consigue establecer las distintas zonas de estabilización que luego las gráficas podrán ubicar. En ese sentido para poder hallar el valor de estabilidad (N). Se debe reducir de agua en las juntas y de reducción de esfuerzos (SRF) tiene que ser equivalentes a 1. Entonces este indicador que desarrollo Mathews podrá ser establecido haciendo uso de Q' en relación a los esfuerzos inducidos, las orientaciones de las discontinuidades y la orientación general del área excavada (Mathews, 1981).

El número de estabilidad N se puede definir mediante la siguiente ecuación:

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

Tabla 4 Método Empírico de Mathews

Variable	
A	Factor de esfuerzos que representa inestabilidades en las paredes de la excava debido a esfuerzos compresivos altos relativo a la resistencia a la compresión u de roca intacta. Varía entre 0.1 a 1.0.
B	Factor de orientación de discontinuidades. Representa la influencia de la orientación de discontinuidades relativo a la superficie de la excavación varía entre 0.3 a 1.0.
C	Factor de ajuste por gravedad. Representa la influencia de la gravedad en la esta de la superficie de la excavación varía entre 1 a 8.
Q'	Índice de Barton modificado (Barton et al., 1974)

El segundo parámetro usado en el método gráfico de estabilidad es el Radio Hidráulico, es común encontrar que distintas metodologías empíricas usen este indicador como punto de base, y lo pueden denominar *span* de la abertura. Mediante este indicador se puede establecer cuanta carga efectiva pueden resistir las secciones de techos en los túneles. Ahora bien, en algunas ocasiones teniendo en cuenta las condiciones específicas de cuerpo de rocas un arco puede otorgar la condición de auto sostenible a todo el macizo rocoso. En ese

caso, la parte superior del arco se debía relacionar linealmente con su abertura máxima, así como la sección debajo del arco, considerándola peso muerto, debe asumirse como carga para el sistema de soporte. Este concepto también puede relacionarse con los niveles de estabilidad debido a que la abertura máxima puede establecer las distancias entre los hastiales que vienen a ser los elementos que presentan de mayor soporte en la sección de techo del túnel, así mismo también se usa el span para realizar evaluaciones a la geometría de las secciones toneladas.

Se define el radio hidráulico con la siguiente ecuación:

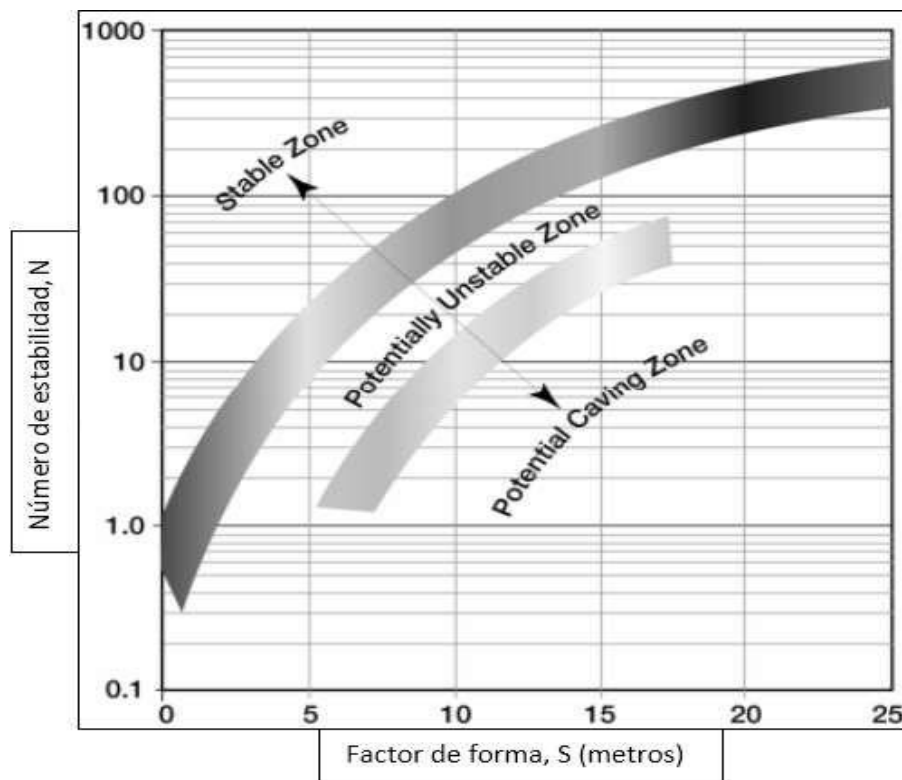
$$RH = \frac{A}{P}$$

RH: Radio Hidráulico

A: Área

P: Perímetro

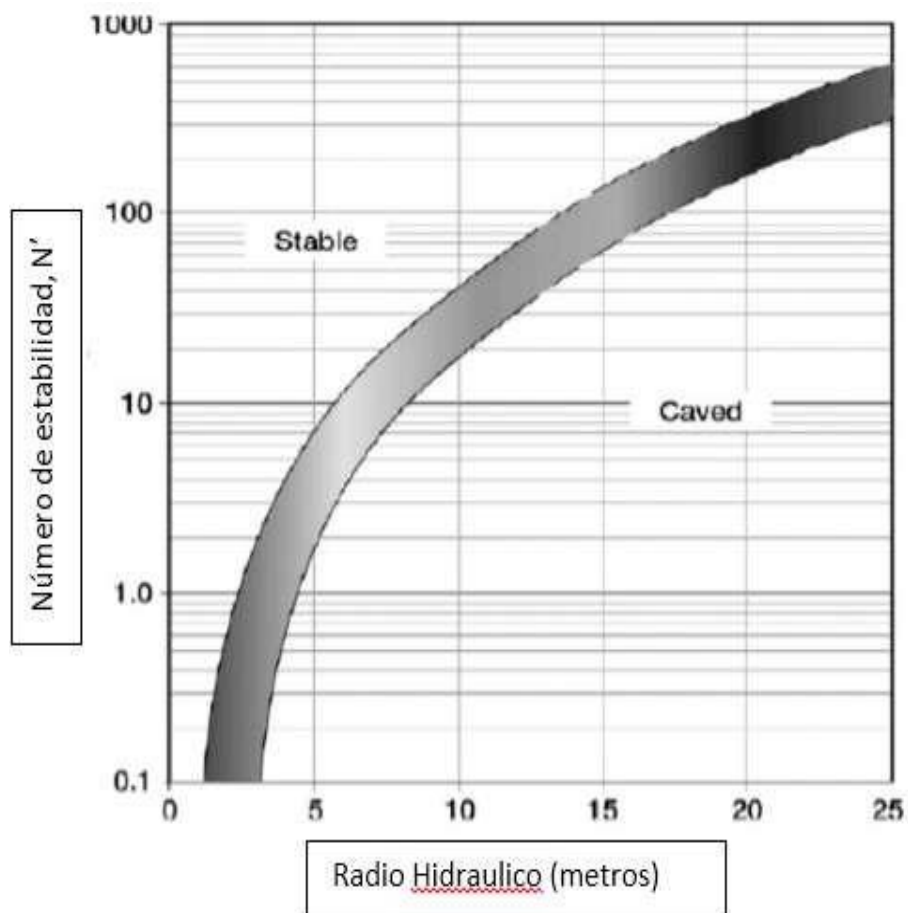
Gráfico 2 (Mathews, 1981)



Método Empírico de Potvin

Este método se trata de una modificación y mejora del método Mathews, usando datos Potvin expandió y propuso un nuevo gráfico de estabilidad. En este caso el sector de transición se redujo drásticamente, además los parámetros de ajuste difieren de los que inicialmente propuso Mathews. Pero, como en el caso de Mathews la denominación cavedno indica un sentido lateral debido a que hace referencia a un sector inestable y no en un hundimiento. (Potvin, 1988)

Gráfico 3 (Potvin ,1988)

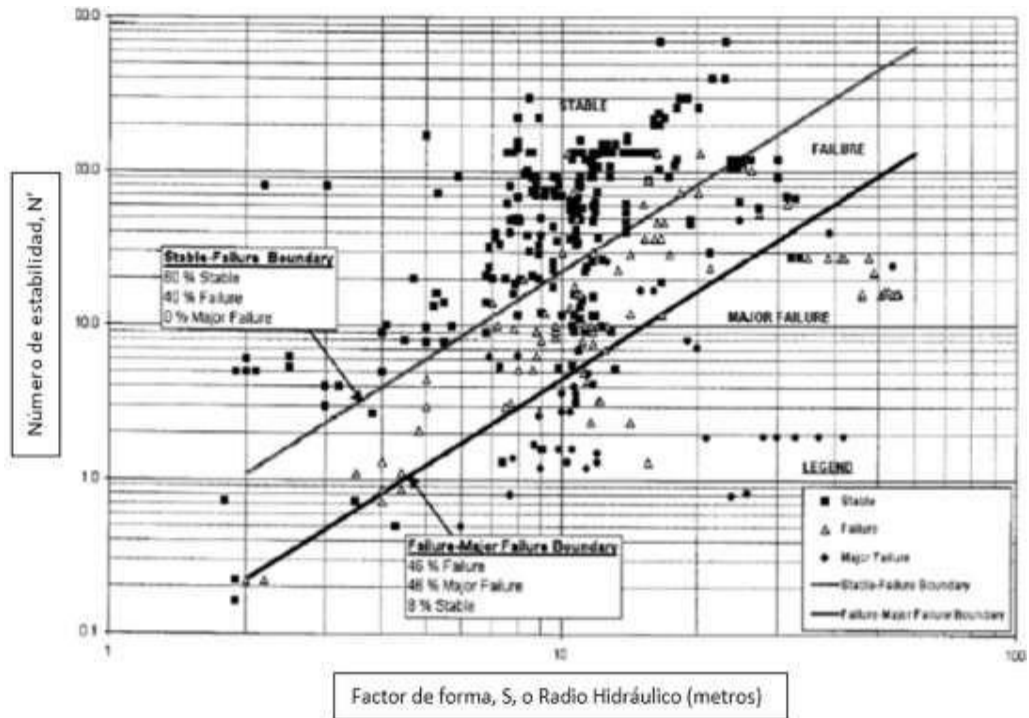


Método Empírico de Trueman

Finalmente tenemos a la modificación establecida por Trueman (2000). Se propone 3 zonas dentro del gráfico estable, de falla y de falla mayor. Además, los datos que se consideraron para la elaboración de este gráfico abarcaron 400 casos. A partir de estos datos adicionales el radio hidráulico se expande a 55 m

lo cual representa un incremento considerable en comparación con el anterior de 23 m. asimismo, se desarrollaron todos los casos en cuestión con base en los factores originalmente propuestos por Mathews.

Gráfico 4 (Mawdesley & Trueman, 2001)



Dilución

La Dilución es la porción de material no deseable al realizarse la voladura, debido a causas relacionadas con factores operativos o de diseño termina mezclándose con el mineral extraído. Arroyo (2011) menciona lo siguiente acerca de la dilución: “Se trata del material que presenta un nivel inferior a la ley mínima de corte o estéril que al entrar en contacto con el material con valor económico reduce su ley”.

En términos generales este fenómeno se define como el material contaminado por la presencia de mineral con ley menor, generalmente, se puede clasificar en dos categorías: planeado y no planeado. La Dilución planeada, también, se conoce como dilución primaria o interna, es

contaminación por material de baja ley dentro del bloque de mineral; Considerando que la dilución no planificada, también conocida como dilución secundaria o externa, es contaminación por material de menor grado exterior al bloque de mineral (Jang2015)

Debido a los problemas económicos que puede conllevar un mal control de la dilución, durante el planeamiento de las operaciones, las empresas desarrollan estudios previos y durante la operación acerca de la dilución, para así proponer procedimientos eficientes y eficaces con los cuales no hay una reducción del valor del mineral.

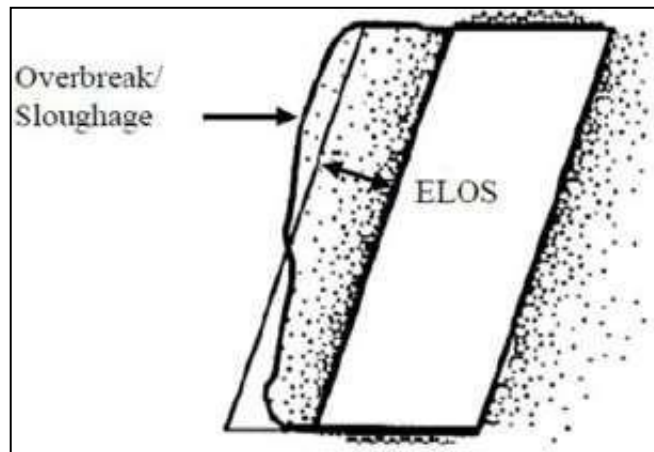
Las causas más comunes por las que se da la dilución son las siguientes:

- Naturaleza del material de tipo geológico, estructural y geomecánica que presentan problemas que no se pueden identificar o controlar
- El tipo del diseño de minado no favorece la naturaleza deficiente del material rocoso.
- Al perforar se ejecuta y opera sin revisar la factibilidad el diseño asumiendo su idoneidad
- Los taladros presentan una desviación debido a factores geológicos u operativos
- El equipamiento de perforaciones presenta deficiencia a nivel operativo o son inadecuados
- Un diseño poco eficiente para las perforaciones y voladuras específicamente en cuanto las dimensiones y posicionamientos de las mallas taladro diámetros explosivos y otros accesorios como la cantidad del material explosivo, el tipo, la secuencia de detonación o su ubicación.
- No hacer uso de la tecnología apropiada para este tipo de operaciones

Cálculo de la Dilución mediante Métodos Empíricos

El equivalente lineal de sobrerotura/Desprendimiento (ELOS) “Equivalent linear overbreak/slough” en dilución se trata de una medida que no es dependiente del ancho del minado. Esta característica responde a que en segmentos con vetas anchas existe la presencia de una dilución correspondiente al ancho del minado. En ese sentido ELOS proporciona una cuantificación aproximada de la dilución, de esta manera presenta una adecuada adaptabilidad a los análisis de estabilización en segmentos estrechos en los tajeos.

Gráfico 5 (Clark y Pakalnis 1997)



Clark y Pakalnis (1997) propusieron aplicar ELOS para establecer una definición de los sectores a diseñar gráficamente en sus diseños. Al diseñar estos sectores mostraron que si ELOS es menor a 0,5 metros se debería considerar solamente un daño de voladura; en cambio cuando un ELOS se ubica de 0,5 a 1,0 metros se puede interpretarlo como un desprendimiento menor; además ELOS alcanzando de 1,0 a 2,0 m se trata de desprendimientos moderados; y en ELOS superiores a 2,0 deben ser considerados como desprendimientos severos o directamente probables colapsos de las paredes. De acuerdo con esta definición, se pueden considerar condiciones de estabilidad

de un tajeo en el caso que ELOS se ubique por debajo 0,5 metros, un ELOS de características inestables se ubica de 0,5 a 5 metros y existe la posibilidad de un derrumbe cuando ELOS se encuentra por encima de 5 metros. En ese sentido, estos autores hacen la sugerencia de calcular la dilución con valores que consideren metros cúbicos de material a extraer en relación con metros cuadrados de segmento de pared a operar m^3/m^2 , en cambio de solo considerar la dilución porcentual.

$$\text{ELOS (m)} = \frac{\text{El volumen de desmonte medido desde la superficie tajeo (m}^3\text{)}}{\text{Área de la superficie de tajeo (m}^2\text{)}}$$

2.4. Enfoque filosófico – epistémico

Al realizar la presente investigación podemos desarrollar una aproximación de tipo científico desde una diversidad de puntos de análisis. A través de ello este método nos será posible abordar una problemática específica del campo minero concentrando nuestra atención. Por ello, los resultados que obtenidos de esta problemática nos podrán parecer distintos si realizamos su aplicación en otras circunstancias o desde otras especialidades. Este aspecto demuestra que nuestra actitud científica puede ser enfocada desde una perspectiva distinta desde la cual inicialmente la planteamos. En ese sentido deberemos considerar un juicio o una evaluación distinta a nuestra manera de abordar el problema inicialmente. Esto nos muestra que la labor científica puede resultar compleja si se la abarca desde un punto de vista restringido. Por ende, que en la siguiente investigación debemos ocupar el lugar del investigador científico más cercano al área del desarrollo de nuestro tema es decir al área minera.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El siguiente trabajo será aplicativo porque cumple con el propósito y la naturaleza específica de la investigación planteada. asimismo, el nivel en que se embarca esta propuesta es descriptivo con un alcance explicativo y con unas características correlacionales.

3.2. Nivel de investigación

El nivel en que se embarca esta propuesta es descriptivo con un alcance explicativo y con unas características correlacionales.

3.3. Característica de la investigación

La característica es Procedimental ya sigue un proceso determinado, comenzando con una idea principal, luego siguiendo la premisa y finalmente logrando el objetivo final.

3.4. Método de investigación

Para establecer la estrategia metodológica de este trabajo se tuvo como punto de referencialo propuesto por Rimas Pakalnis (2008), en ese estudio lo autores entienden que una caracterización de tipo geomecánico así como el diseño de tajeos deben responder a la condición estructural en que se encuentre el emplazamiento minero, evaluando para ello apartir de los distintos esfuerzos

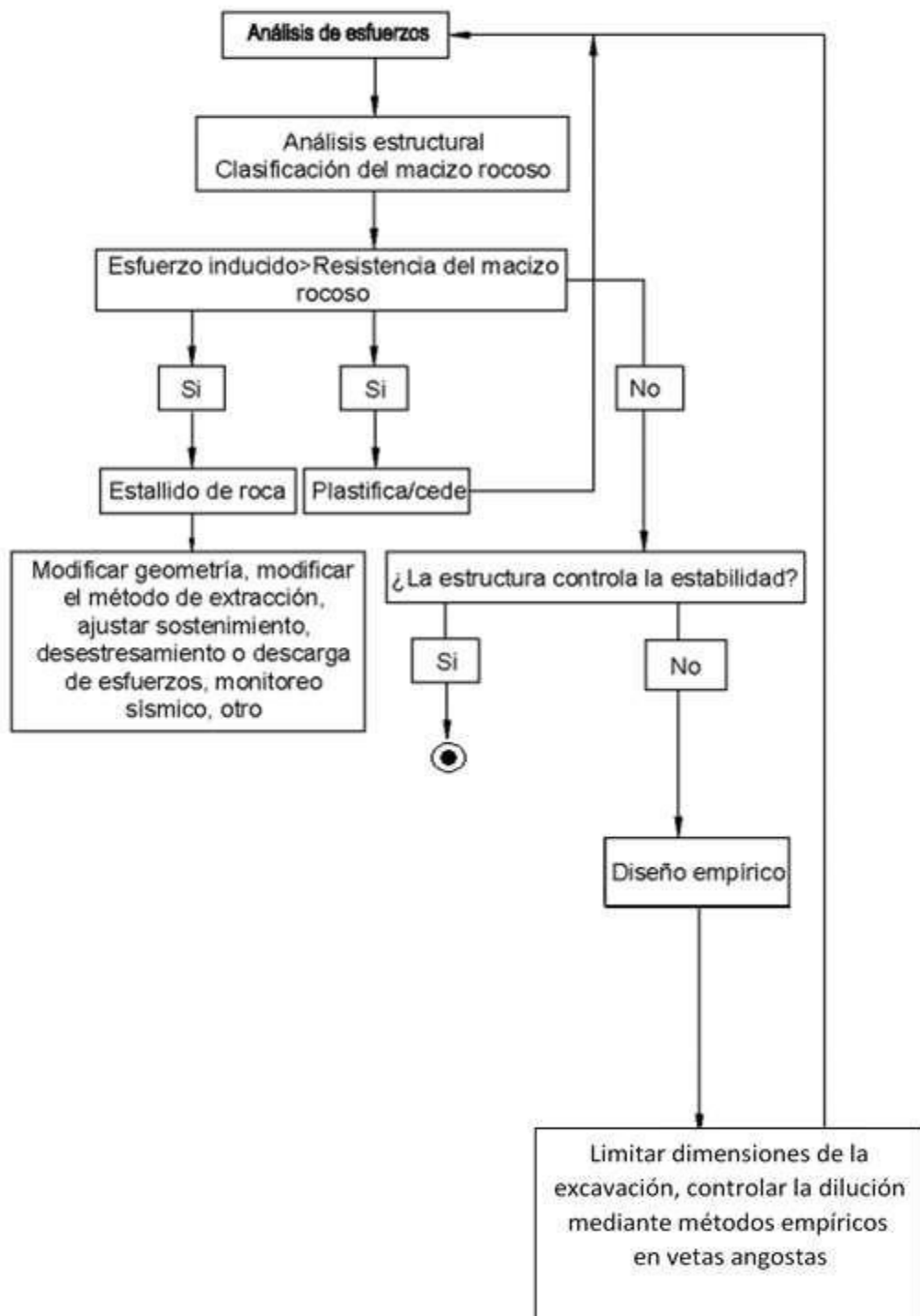
identificados en el sitio mismo de las operaciones, teniendo en cuenta para ello factores determinantes como el perfil estructural del macizo y su geología estructural.

Al contar con los datos referentes al comportamiento geomecánico y la caracterización geométrica de la veta aurora en sus distintos emplazamientos minados es posible realizar el análisis en conjunto de los parámetros que se emplearan en el método por estabilidad grafica. De esta manera se podrá establecer los radios de funcionamiento hidráulico, así como el número de estabilidad correspondiente a todos los tajeos minados. Este conjunto de informaciones y datos necesariamente debe ser procesada para establecer el perfil y los parámetros principales del macizo rocoso.

En el gráfico n°8: se puede observar el resumen de la metodología de diseño para excavaciones en minas que se consideró en esta propuesta.

el método científico es la que se usará apoyado en los métodos específicos: inductivo, deductivo, análisis.

Gráfico 6 Metodología de diseño de excavaciones (Nuñez y Salgado, 2018)



3.5. Diseño de investigación

El diseño para realizar el presente trabajo es no experimental

3.6. Procedimiento del muestreo

Población

El grupo poblacional lo constituyen las Vetas Angostas en Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Veta Esperanza II

Muestra

Se hará el análisis de los estudios geomecánicas que la empresa minera pueda proporcionar. Entre estos estudios se realizarán análisis de esfuerzos, clasificación del macizo rocoso y se limitará las dimensiones de la excavación, los sostenimientos por cuñas y un análisis ELOS de diluciones que se encuentre en Función del Equivalente Lineal de sobre rotura y Desprendimiento, estos estudios serán contemplados en las propuestas empíricas a usar.

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.

Se clasificarán la roca en campo según los tres sistemas de clasificación geomecánica más conocidos:

- Designación de la calidad de roca, RQD (Rock Quality Designation) Deere et al,(1967).
- Clasificación de la masa rocosa, RMR (Rock Mass Rating) Bieniawski (1973, 1989).
- Índice de la calidad del túnel, Q (Tunnel Quality Index) Barton et al (1974).

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Para el estudio geomecánico se usarán los parámetros geotécnicos que ayuden a determinar el nivel estabilización de las excavaciones en niveles subterráneos. Estos parámetros fueron estudiados extensamente y se identifican de la siguiente manera:

- Orientaciones de las discontinuidades en el cuerpo de rocas.

- Espaciamiento de dichas discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades como rugosidad, separación, persistencia, meteorización y relleno.
- Caracterización del agua en los niveles subterráneos.
- Estado de los esfuerzos en los emplazamientos operativos.
- Resistencia y deformación del material rocoso intacto.
- Todo esto contempla un estudio geomecánico, con estos datos se procederá a aplicar los métodos empíricos con el fin de controlar la dilución y diseñar un tajeo estable y seguro. Por otro lado, para que estos datos sean tomados como válidos se han establecido indicadores de logros que serán de suma importancia para desarrollar el proyecto de investigación:
- Tablas de caracterización geomecánica de RMR, Q, Q' en campo
- Ensayos en laboratorio de la roca intacta (axial, triaxial, compresión simple)
- Gráfico del RH (Radio Hidráulico) de Clark & Palkanis, Gráfico N' de Matthews (Número de Estabilidad Modificado)
- Deformaciones y esfuerzos producidos

Software a utilizar:

- **ROCKDATA**

Programa usado para analizar el factor envolvente de esfuerzos tanto en la roca como suelo, el cual establece los esfuerzos empleando los criterios de Hoek-Brown, Mohr- Coulomb, Barton, además de la información del ensayo triaxial o de resistencia de corte directo de laboratorio pueden ser analizados en este software e importados en programas de análisis numérico como el Phase2 y Slide.

- **DIPS**

Este criterio se diseñó para analizar de forma interactiva las orientaciones de las distintas estructuras tomando como base datos geológicos, en este caso de la zona Aurora en relación con la orientación de plano o estabilidad de la cuña.

- **EXAMINE 2D**

Es un programa que analiza rápidamente en dos dimensiones de elementos de contorno se emplea con el fin de hacer el cálculo de los esfuerzos y desplazamientos que conforman las excavaciones subterráneas.

- **ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS**

En los laboratorios se llevarán a cabo distintas evaluaciones orientadas a establecer las propiedades físicas y mecánicas del material rocoso intacto. Para ellos se recolectaron muestras directamente de los bloques rocosos anteriormente muestreados en los distintos niveles, y de varios testigos provenientes de una perforación con diamantina con una litología diferentes.

A continuación, se detallan los estudios de mecánica de rocas que serán realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas.

- Propiedades Físicas: absorción, porosidad aparente, densidad seca y saturada.
- Propiedades de Resistencia Mecánica: compresión triaxial, compresión uniaxial tracción indirecta y carga puntual
- Propiedades Elásticas: relación de Poisson y Módulo de Young

Gráfico 7 Método – Diagrama de Procesos

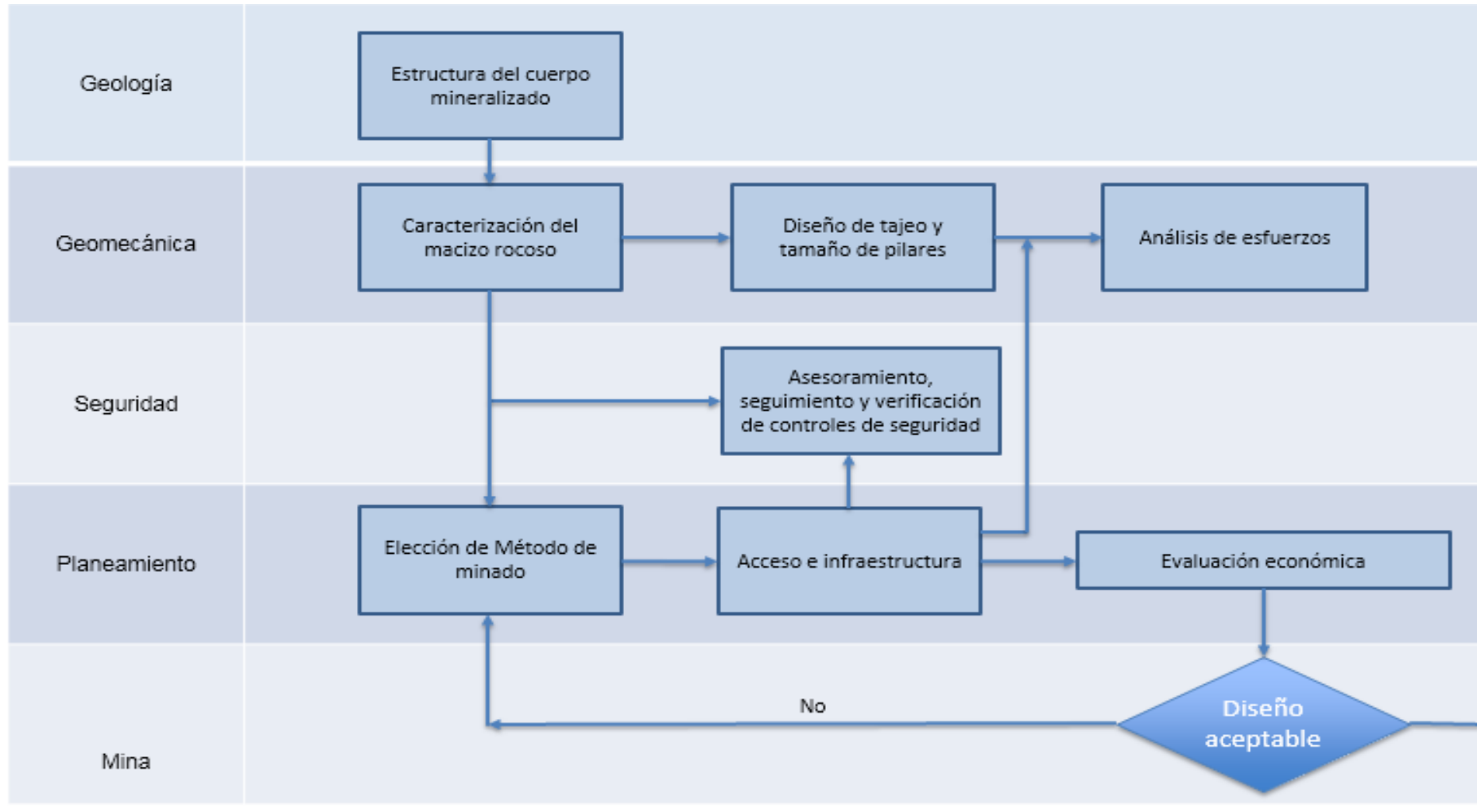
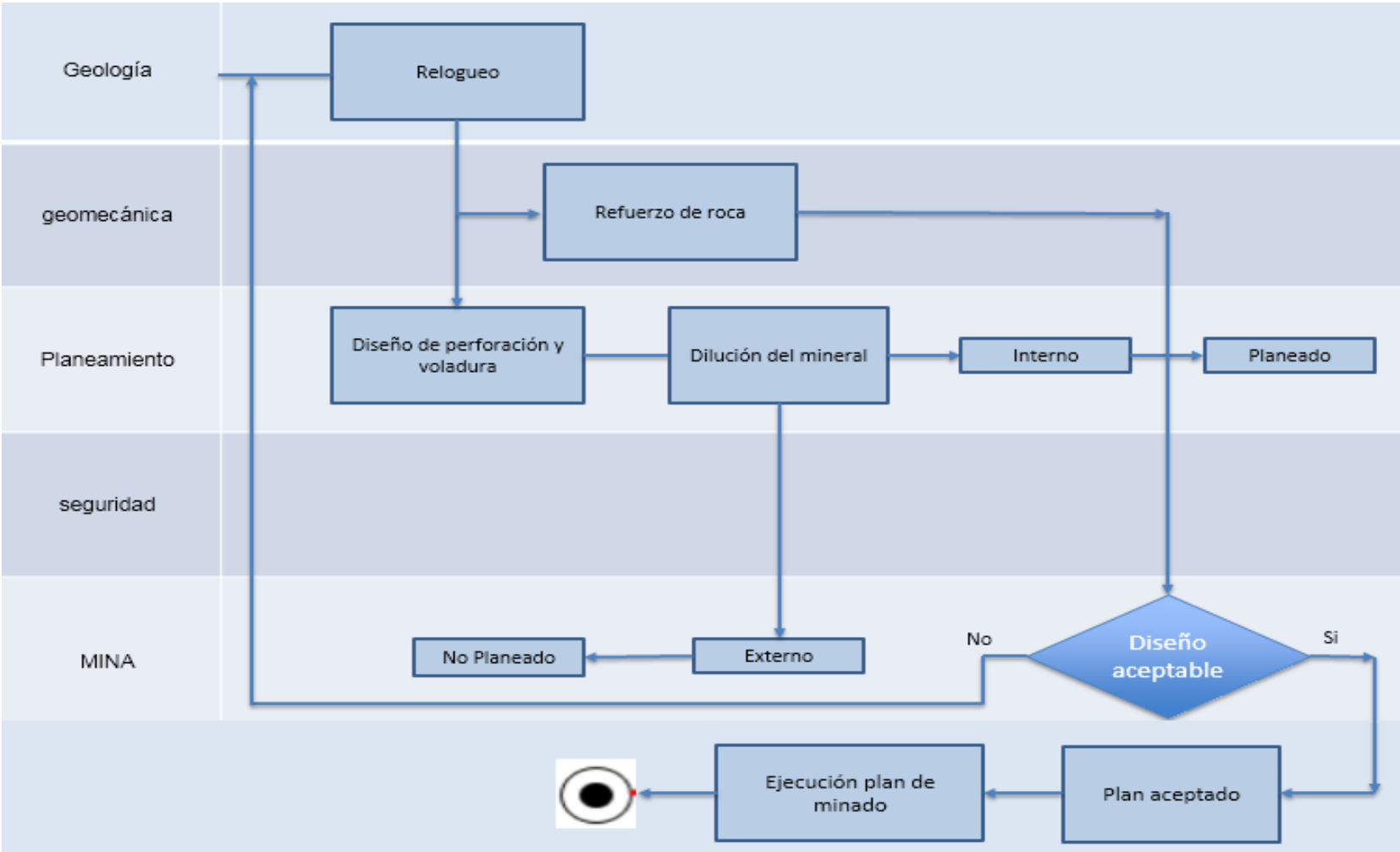


Gráfico 8 Método – Diagrama de Procesos



3.9. Orientación ética

En el presente trabajo, tomaremos conciencia de poder desarrollarlo en forma responsable, respetando los principios éticos basados en el respeto, honestidad, respetando al prójimo y las instituciones.

CAPÍTULO IV

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados.

En la Compañía Minera Caravelí S.A.C desde el año 1946 vienen realizando diversas explotaciones en yacimientos auríferos. En su origen las concesiones Capitana y otras eran arrendadas por medio de su empresa subsidiaria Capitana Gold Mines Co para la Empresa Norteamericana Cía. Administradora de Minas S.A. se operó de esta forma hasta el año de 1960. En 1978 caducan los derechos mineros cuando la Compañía Minera Chala S.A. toma el control operativo del yacimiento hasta marzo de 1990. En esa década es cuando la zonageográfica a la que pertenece el yacimiento comienza a ser parte del conflicto subversivo motivo por el cual la empresa decide detener sus operaciones hasta que las condiciones lo permitan, posteriormente se produjo el actual control operativo por parte de la Compañía Minera Caravelí S.A.C.

Ubicación y accesibilidad

Este yacimiento se encuentra situado en Huanuhuanu, que viene a ser un distrito perteneciente a la provincia de Caravelí en el Departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra ubicado a una altitud promedio de 2100 metros sobre el nivel de mar.

Existe una ruta de acceso principal partiendo de la ciudad de Lima. Se

debe partir en dirección al puerto de Chala tomando la carretera Panamericana hasta llegar al kilómetro 607, a partir de ese punto de debe acceder por el desvío en dirección NE por 35 kilómetros adicionales en dirección de la planta Tocota. Todo este recorrido totaliza unos 642 kilómetros desde Lima.

Relieve

El relieve geográfico de la región muestra como su principal elemento topográfico a la quebrada de Chala conformada por sus quebradas tributarias. Estas en cuanto a sus cotas pueden alcanzar fácilmente los 1000 metros. Esta composición geomorfológica tiene como consecuencia en general un rumbo NE-SW para la cuenca imbrífera que se produce.

Entre las características del valle podemos verificar que domina un ambiente es seco a lo largo del año, aunque se tiene la presencia de un cuerpo freático de una profundidad de aproximadamente de 10 metros lo que se puede considerar bajo. Así mismo, durante el verano como consecuencia de la temporada lluviosa en la zona alta se produce el fenómeno de agua discurriendo libremente en la superficie.

Clima

Se trata de un escenario predominantemente desértico. En la temporada invernal las variaciones de temperatura son drásticas entre el día y la noche, además hay presencia de cuerpos neblinosos de baja densidad. Durante el verano la densidad de nubosidades aumenta y se presentan lluvias ocasionalmente con una densidad fina.

Geología General

El emplazamiento que ocupa las operaciones de la empresa pertenece geoestructuralmente al distrito metalogénico de grandes dimensiones que se ubica en la costa en el batolito del sector Oeste. El cual se produjo como consecuencia de los procesos de diferenciación magmática en su

etapa hidrotermal que conformaron el distrito en su origen. Su extensión alcanza las regiones de Nazca en el norte y de Ocoña en el Sur.

La conformación estructural de este distrito metalogénico está determinada por una formación de vetas paralelas generalmente con rumbos NW-SE y E-W. En cuanto a sus longitudes se extienden de 400 y 1500 metros en sus mayores afloramientos, además se puede identificar ore shorts ubicados a diferentes distancias y dimensiones variables, los cuales fueron desplazados y bisectados vertical y horizontalmente como parte de los procesos tectónicos. Esta es la razón que explica que la mineralización se encuentre dispersada a lo largo de todo el cuerpo estructural en forma de pequeños lentes que pueden presentar una potencia de 0.10 a 2.00 metros.

Al igual que la mayoría de los yacimientos se pueden diferenciar las zonas oxidadas de las primarias.

En el sector de oxidación se puede observar las consecuencias de los fenómenos supergénicos de lixiviación en la pirita y arsenopirita auríferas al ser estos sulfuros primarios, y además estar constituidos por oxidaciones ferrosas como hematita y goethita, con presencia de cuarzo, y contenido de oro libre.

También es en este sector donde se concentran las labores y las estimaciones indican que su espesor es de 250 y 100 metros, dependiendo del área ubicada.

Por otro lado, observado la veta Disputada se puede tener una representación del sector primario y su conformación de pirita, arsenopirita y poca calcopirita en una ganga de cuarzo, es en este sector donde se alcanzaron los sulfuros primarios.

Así mismo en el área de explotación se puede observar el emplazamiento del conjunto de vetas formando fracturas de tensión entre las fallas Palomino y Médanos, ambas son los accidentes geológicos más importantes en la región. Dichas fracturas permitieron la creación de espacios

abiertos por la que en la fase hidrotermal se puedan emplazar los intrusitos más jóvenes, y es así como se produjo la presencia del cuarzo como ganga, con diseminaciones de pirita y arsenopirita con las que generalmente se asocia el oro en formaciones sólidas. De esta manera se produjo la formación de las vetas actuales.

En términos generales se las puede denominar como vetas generadas por fracturas de relleno con orígenes hidrotermales y mesotermiales.

La empresa tiene como parte sus áreas de operaciones unas 14,437 hectáreas, que totalizan 27 agrupaciones concesionadas, en ella se identificaron 50 vetas, lo que totalizan unas reservas de 400,000 TM prospectivas estimadas.

Geología estructural

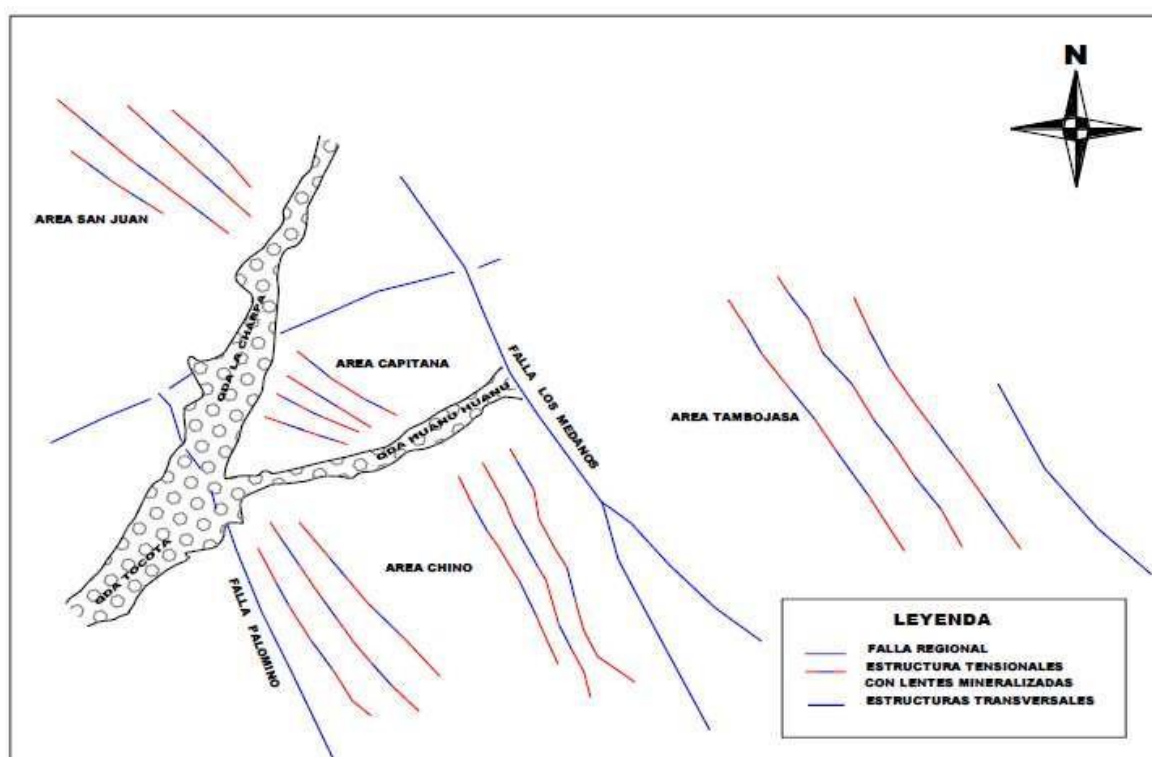
A nivel regional se identifican distintos accidentes geológicos posiblemente ocasionados por el efecto de la subducción entre las placas de Nazca y Sudamericana mayoritariamente el rumbo que presentan estas fallas es de NW-SE y NE -SW, fenómeno que facilitó que el batolito de la costa penetre y se produzcan posteriores reactivaciones posteriores que la atraviesan poniendo en contacto distintas estratigrafías.

Además, la dinámica tectónica que provoca la placa de Nazca ocasionó accidentes geográficos como las fallas Los médanos, Lagunillas, Cateador y Palomino.

Estos accidentes mayores también provocaron fallas de menor dimensión de orientación paralela que albergan el material mineral que contiene las vetas explotadas por la empresa.

En ese sentido es determinante la función que desempeña la Geología Estructural en la formación y emplazamiento actual de las distintas vetas que serán objeto de explotación.

Gráfico 9 Esquema Estructural- Esperanza II



Geología económica

Se estableció que el yacimiento está conformado por un depósito de mineralización que se origina en una formación hidrotermal y mesotermal, además su constitución está conformada por distintos rellenos de fracturas dispuestas en forma de vetas. Por otra parte, se distinguen alteraciones de tipo argílicas en las rocas de caja cuyas extensiones varían de 0.30 a 1.00 metros.

Mineralización en vetas

Este proceso lo constituyen óxidos ferrosos que contiene valores de oro que son consecuencia de la lixiviación de los sulfuros a nivel primario como la Pirita y Arsenopirita. Morfológicamente las vetas presentan un desarrollo angosto con una tipología de rosario de formación complicada y repleta, además sus estructuras presentan un rumbo de $n55^{\circ}w$ en promedio y un buzamiento de $45^{\circ}ne$ y con un sistema secundario de rumbo e-w y buzamiento de $58^{\circ}ne$ en promedio. Las asociaciones mineralógicas presentan distintas tipologías, por

ejemplo, se puede encontrar de forma libre el oro en el sector de oxidación además de la limonita y hematita que forman una textura cavernosa con aspectos brechosos y otras panizadas que también están asociadas con el cuarzo que podemos identificar, de tipo ferruginoso, blanco ahumado de perfil vidrioso a diferencia de otro blanco lechoso que mayormente presenta un contenido menor de oro hasta niveles muy estériles.

El sector ancho de la estructura mineralizada no presenta valores homogéneos, debido a que existe la presencia de vetas en determinadas bandas o zonas, esta es la característica de todo el sistema de vetas. Así mismo, el material con valor aurífero se encuentra diseminado en las distintas fracturas o fallas que se relacionan con la estructura principal. En el sector que se extiende de la semi oxidación hasta la fresca se puede identificar pirita y cuarzo cristalino en forma de bandeamiento.

Veta Esperanza II

Características geológicas de la veta esperanza

En esta estructura de mineralización se identificó predominantemente un rumbo con orientación S50°E - S60°E, cuyo buzamiento puede variar de 30° a 42° NE, y con una potencia con variaciones 0.10 a 2.00 m, además se idéntico una ley que oscila de 5 a 12 gr/ton. De Au. Los fenómenos de lixiviación supergénicos tuvieron como consecuencia esta zona de oxidación, en la que los sulfuros de origen primario se encuentran conformados por rellenos compuestos de cuarzo con óxidos de hierro (Jarosita, Goethita y Hematita) calcita marrón y contenido de oro libre, además de sectores estériles con presencia arcillosa como matriz y en ocasiones presencia de cuarzo. Así mismo, los sulfuros conforman una zona de arsenopirita, pirita, y en menor proporción calcopirita, que se encuentra en el interior de una ganga de cuarzo y calcita.

Se evidencia la reactivación que pudo sufrir esta veta, debido a que los lentes de mineralización están dispuestos en secciones estructuradas que

atraviesan las cajas de lado a lado.

4.2. Discusión de resultados

Cuando se zonifico la veta Esperanza se pudo identificar hasta tres tipos de calidad de roca distintas. En ese sentido se estableció la calificación (RMR) que son Buena, Regular Mala, también se consideró sus valores equiparables en el sistema GSI que son Moderadamente Fracturada / Regular (F/R), Muy Fracturada / Regular (MF/R) e Intensamente Fracturada / Muy Pobre (IF/P).

En cuanto a un nivel de calidad buena para la roca se estableció en 61 RMR lo que determina un material resiste a las compresiones de 100 Mpa, y un RQD que se encuentra el rango de 75 hasta 90%, con espaciamiento que alcance los 0.60mts, con paredes rugosas ligeramente alteradas y sin componentes líquidos.

Este tipo de caracterización del material rocoso constituye un segmento importante de la estructura del yacimiento en forma de banda mineralizada que se ubica en el sector central y en el lateral orientado al Este de la veta en la sección de la caja techo como se muestra en el Plano 01.

El sostenimiento que corresponde para este perfil de roca es por medio de puntales de seguridad ocasionales de acuerdo con la clasificación que se adjunta en la tabla siguiente.

En cuanto a un nivel de calidad Regular para la roca se estableció en 45 RMR, lo que determina un material con una resistencia menor a las compresiones de 100 Mpa y un RQD que se establece en el rango de 25 hasta 50%, con fracturas que presentan espaciamientos que alcanzan los 0.20 mts, con paredes con una rugosidad ligera, con una meteorización moderada y sin componentes líquidos.

Este tipo de caracterización del material rocoso constituye de modo paralelo al piso una banda de mineralización de la estructura, con presencia en los sectores centrales y oeste de la veta como se observa en el Plano 1. El sostenimiento que corresponde para este perfil de roca es por medio puntales de

seguridad a una distancia de 1.50 mts.

En cuanto a un nivel de calidad Mala para la roca se estableció en 28 RMR, lo que determina un material con una resistencia menor a las compresiones de 25 Mpa, y un RQD que se establece en un rango por debajo del 25%, con fracturas que presentan espaciamientos inferiores a los 0.06 mm, y con un nivel de alteración muy alto.

Esta estructura se ubica en forma de bandas paralelamente orientadas a las bandas de mineralización, siguiendo la orientación del piso, constituyen básicamente un hastial NW en sector Oeste y central de la veta. La otra banda la misma calidad de material se única en el sector del techo de la veta en el sector Oeste, en esa ubicación se presenta como falsa caja, es por ello por lo que en esta zona se encuentra la mayor inestabilidad y se convierte en el sector más proclive al deslizamiento de material como se indica en el Plano 01.

El sostenimiento que corresponde para este perfil de roca es por puntales de seguridad adicionalmente se debe disponer de plantillas de madera con un espaciamiento de 1 metro de distancia y su colocación debe ser inmediata.

A partir del perfil caracterizado del cuerpo de rocas podemos identificar los segmentos de la roca caja techo y piso y establecer que su nivel de RMR oscila de 30 hasta 62, con lo cual se puede tipificarla como un material de calidad con segmentos malos y buenos. Además, la veta cuenta con un RMR que se ubica en el rango de 20 hasta 45% con lo cual puede ser tipificada como un material de calidad con segmentos Malos a Regulares.

Habiendo establecido el perfil de las distintas calidades de este macizo rocoso se puede determinar que el método de explotación aplicable al caso es el de Corte y Relleno Ascendente, y adicionalmente se recomienda que en sectores del tajeo dónde se identifique un nivel de calidad de material malo el sostenimiento instalado corresponda al diagnóstico geomecánico pertinente.

Caracterizar y clasificar el macizo rocoso en la veta esperanza II

Los datos obtenidos en la veta Esperanza II han sido sacados de la tabla propuesta por el sistema RMR_{89} , se han obtenido tres 3 valores en las distintas zonas de la veta.

Tabla 5 *Valores obtenidos RMR 89*

Zona	RMR_{89}	Tipo de roca
1	61	Roca buena
2	45	Roca regular
3	28	Roca mala

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1989)

A. Parámetros de Clasificación y sus valores

Parametro		Rango de Valores										
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>10 Mpa		4-10 Mpa		2-4 Mpa		1-2 Mpa		Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresion simple	
		Resistencia a la compresion simple	>250 Mpa		100-250 Mpa		50-100 Mpa		25-50 Mpa		10-25 Mpa	3-10 Mpa
	Puntuacion	15		12		7		4		2	1	0
2	RQD calidad del testigo de perforación		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%	
	Puntuacion		20		17		13		8		3	
3	Espaciado entre discontinuidades		>2m		0,6 - 2 m		200 - 600 mm		60 - 200 mm		<60 mm	
	Puntuacion		20		15		10		8		5	
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1 - 5	1	>5	0
		Rugosidad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligeramente rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
		Alteraciones	Inalterada	6	Ligeramente alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0
5	Agua Subterranea	Condiciones generales	Totalmente seco		Húmedo		Mojado		Goteando		Fluyendo	
		Puntuacion	15		10		7		4		0	
6	Correccion por discontinuidades	Túneles	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaaciones	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorable	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60

Zona 1 61

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1989)

A. Parámetros de Clasificación y sus valores

Parametro		Rango de Valores										
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>10 Mpa	4-10 Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresion simple					
		Resistencia a la compresion simple	>250 Mpa	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	10-25 Mpa	3-10 Mpa	1-3 Mpa			
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1	0				
2	RQD calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%					
	Puntuacion		20	17	13	8	3					
3	Espaciado entre discontinuidades		>2m	0,6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	<60 mm					
	Puntuacion		20	15	10	8	5					
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1 - 5	1	>5	0
		Rugosidad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligeramente rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
Alteraciones		Inalterada	6	Ligeramente alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0	
5	Agua Subterranea	Condiciones generales	Totalmente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo					
	Puntuacion		15	10	7	4	0					
6	Correccion por discontinuidades	Túneles	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaciones	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorable	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60
				Zona 2	45							

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1989)

A. Parámetros de Clasificación y sus valores

Parametro		Rango de Valores										
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>10 Mpa		4-10 Mpa		2-4 Mpa		1-2 Mpa		Para este bajo rango es preferible un ensay de compresion simple	
		Resistencia a la compresion simple	>250 Mpa		100-250 Mpa		50-100 Mpa		25-50 Mpa		10-25 Mpa	3-10 Mpa
	Puntuacion	15		12		7		4		2	1	0
2	RQD calidad del testigo de perforación		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%	
	Puntuacion		20		17		13		8		3	
3	Espaciado entre discontinuidades		>2m		0,6 - 2 m		200 - 600 mm		60 - 200 mm		<60 mm	
	Puntuacion		20		15		10		8		5	
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1 - 5	1	>5	0
		Rugosidad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligeramente rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
	Alteraciones	Inalterada	6	Ligeramente alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0	
5	Agua Subterranea	Condiciones generales	Totalmente seco		Húmedo		Mojado		Goteando		Fluyendo	
		Puntuacion	15		10		7		4		0	
6	Correcion por discontinuidades	Túneles	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaciones	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorable	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60
			Zona 3		28							

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1976)												
A. Parámetros de Clasificación y sus valores												
Parametro			Rango de Valores									
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>8 Mpa		4-8 Mpa		2-4 Mpa		1-2 Mpa		Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresion simple	
		Resistencia a la compresion simple	>200 Mpa		100-200 Mpa		50-100 Mpa		25-50 Mpa		10-25 Mpa 1-3 Mpa	
	Puntuacion	15		12		7		4		2 1 0		
2	RQD calidad del testigo de perforación		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%	
	Puntuacion		20		17		13		8		3	
3	Espaciado entre discontinuidades		>3m		1 - 3 m		0,3 - 1 m		50 - 300 mm		<50 mm	
	Puntuacion		30		25		20		10		5	
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1 -5	1	>5	0
		Rugosiddad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligerament e rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
		Alteraciones	Inalterada	6	Ligerament e alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0
5	Agua Subterranea	Condiciones Generales	Completamente Seco			Solo húmedo			Agua bajo presion moderada			Problemas severos de agua
		Puntuacion	10			7			4			0
6	Correcion por discontinui	Túneles	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaaciones	Muy favorable	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorable	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60
			Zona 1			66						

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1976)

A. Parámetros de Clasificación y sus valores

Parametro		Rango de Valores										
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>8 Mpa		4-8 Mpa		2-4 Mpa		1-2 Mpa		Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresion simple	
		Resistencia a la compresion simple	>200 Mpa		100-200 Mpa		50-100 Mpa		25-50 Mpa		10-25 Mpa	1-3 Mpa
	Puntuacion	15		12		7		4		2	1	0
2	RQD calidad del testigo de perforación	90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%		
	Puntuacion	20		17		13		8		3		
3	Espaciado entre discontinuidades	>3m		1 - 3 m		0,3 - 1 m		50 - 300 mm		<50 mm		
	Puntuacion	30		25		20		10		5		
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1 - 5	1	>5	0
		Rugosiddad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligerament e rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
		Alteraciones	Inalterada	6	Ligerament e alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0
5	Agua Subterranea	Condiciones Generales	Completamente Seco			Solo húmedo			Agua bajo presion moderada		Problemas severos de agua	
		Puntuacion	10			7			4		0	
6	Correcion por discontinui	Túneles	Muy favorabl	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaaciones	Muy favorabl	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorabl	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60

Zona 3 23

SISTEMA DE RMR (Bieniawski 1976)												
A. Parámetros de Clasificación y sus valores												
Parametro			Rango de Valores									
1	Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>8 Mpa		4-8 Mpa		2-4 Mpa		1-2 Mpa		Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresion simple	
		Resistencia a la compresion simple	>200 Mpa		100-200 Mpa		50-100 Mpa		25-50 Mpa		10-25 Mpa	1-3 Mpa
	Puntuacion	15		12		7		4		2	1	0
2	RQD calidad del testigo de perforación		90%-100%		75%-90%		50%-75%		25%-50%		<25%	
	Puntuacion		20		17		13		8		3	
3	Espaciado entre discontinuidades		>3m		1 - 3 m		0,3 - 1 m		50 - 300 mm		<50 mm	
	Puntuacion		30		25		20		10		5	
4	Estado de las Discontinuidades	Long. De discontinuidad	<1	6	1 - 03	4	3 - 10	2	10 - 20	1	>20	0
		Abertura	Nada	6	<0,1	5	0,1 - 1,0	3	1-5	1	>5	0
		Rugosiddad	Muy Rugosa	6	Rugosa	5	Ligerament e rugosa	3	Ondulada	1	Suave	0
		Relleno	Ninguno	6	Relleno duro, <5mm	4	Rellno duro, >5mm	2	Relleno blando, <5mm	2	Relleno blando, >5mm	0
		Alteraciones	Inalterada	6	Ligerament e alterada	5	Moderada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta	0
5	Agua Subterranea	Condiciones Generales	Completamente Seco			Solo húmedo			Agua bajo presion moderada			Problemas severos de agua
		Puntuacion	10			7			4			0
6	Correcion por discontinui	Túneles	Muy favorabl	0	Favorable	-2	Medias	-5	Desfavorables	-10	Muy desfavorable	-12
		Cimentaaciones	Muy favorabl	0	Favorable	-2	Medias	-7	Desfavorables	-15	Muy desfavorable	-25
		Taludes	Muy favorabl	0	Favorable	-5	Medias	-25	Desfavorables	-50	Muy desfavorable	-60
				Zona 3		23						

Cabe aclarar que los métodos empíricos propuestos por Pakalnis es necesario que el valore sea en función al RMR₇₆, debido a esto se ha utilizado la equivalencia propuesta por el Osinergmin.

Tabla 6 Valores obtenidos RMR₇₆

$$RMR_{76} = RMR_{89} - 5$$

Zona	RMR89	RMR76	Tipo de Roca
1	61	66	Roca competente
2	45	42	Roca regular
3	28	23	Roca mala

Los resultados muestran que para cada Zona existen Rocas de distinta competencia: Roca buena, regular y mala.

Realizar estudio geomecánico de la veta angosta Esperanza II

Tabla 7 Valores obtenidos en campo

RMR76	RQD	Espaciamiento	Pared Rugosa
66	75 - 90 %	0,6 m	Ligeramente alterada
42	25 - 50 %	0,2 m	Ligeramente rugoso
23	< 25 %	< 0,06 cm	Muy alterado

Se utilizará la Q de Barton 1974 para clasificar el macizo rocoso








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

Q de Barton

Tabla 8 Parámetros de la Q de Barton

Variable	
RQD	Rock Quality Designation
Jn	Parámetro para el número de familias de discontinuidades
Jr	Parámetro para la rugosidad de la junta más desfavorable
Ja	Parámetro para la alteración de la junta más débil
Jw	Parámetro para presencia de agua
SRF	Factor asociado al estado tensional

ZONA 1






Gran Escala:	Jr (De la familia más crítica)	Planar	Ondulante	Discontinuo	DESCRIPCION TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)		Ja		
		Pequeña Escala:				Fuertemente ajustadas	0.75		
Espejo de falla		0.5	1.5	2.0	Superficies solo manchadas	1			
Suave Liso JRC<10		1.0	2.0 >2/100cm	3.0	Superficie puede ser rayada por una navaja	1,01 - 1,5			
Rugoso JRC>10		1.5	3.0	4.0	Paredes de diaclasas levemente alteradas	2,01 - 3,0			
Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto		1.0	1.0	1.5	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso	2			
					Recubrimiento de baja fricción <1mm de espesor	3 - 6			
					Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso	4			
					Sabanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor	6 - 10			
					Salband gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor	10 - 20			
					Jn	RQD	17		
					Familias	Valoracion	+ Aleatoria	Jn	6
					Intacta	0.5	1	Jr	1
					1 set	2	3	Ja	2.55
					2 set	4	6	Jw	1
					3 set	9	12	SRF	1
					> 4 set	15	20	Q =	1.1

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

$$Q = \frac{17}{6} * \frac{1}{2.55} * \frac{1}{1}$$

$$Q = 1.1$$

ZONA 2

Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo	DESCRIPCION TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)			Ja	
				Familias	Valoracion	+ Aleatoria		
Pequeña Escala:				Fuertemente ajustadas			0.75	
Espejo de falla				Superficies solo manchadas			1	
Suave Liso JRC<10		2.0 >2/100cm	3.0	Superficie puede ser rayada por una navaja			1,01 - 1,5	
				0.5	1.5	2.0	Paredes de diaclasas levemente alteradas	
Rugoso JRC>10		3.0	4.0	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso			2	
				1.0	2.0	3.0	Recubrimiento de baja fricción <1mm de espesor	
Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto		1.0	1.5	Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso			4	
				1.5	3.0	4.0	Sabanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor	
				Salband gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor			10 - 20	
				In		RQD	8	
				Intacta	0.5	1	Jn	6
				1 set	2	3	Jr	1.5
				2 set	4	6	Ja	2
				3 set	9	12	Jw	1
				>4 set	15	20	SRF	1
							Q=	1

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

$$Q = \frac{8}{6} * \frac{1.5}{2} * \frac{1}{1}$$

$$Q = 1$$

ZONA 3

Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo	DESCRIPCION TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)		Ja		
				Jr	RQD			
Pequeña Escala:				Fuertemente ajustadas		0.75		
Espejo de falla				Superficies solo manchadas		1		
Suave Liso JRC<10		2.0 >2/100cm	3.0	Superficie puede ser rayada por una navaja		1.01 - 1.5		
				Paredes de diaclasas levemente alteradas		2.01 - 3.0		
Rugoso JRC>10		3.0	4.0	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso		2		
				Recubrimiento de baja fricción <1mm de espesor		3 - 6		
Relleno Salbanda entre Paredes No hay Contacto		1.0	1.5	Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso		4		
				Sabanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor		6 - 10		
				Salband gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor		10 - 20		
				Jn	RQD	3		
				Familias	Valoración	+ Aleatoria		
				Intacta	0.5	1	Jn	6
				1 set	2	3	Jr	1
				2 set	4	6	Ja	4.5
				3 set	9	12	Jw	1
				>4 set	15	20	SRF	1
							Q =	0.11

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

$$Q = \frac{3}{6} * \frac{1}{4.5} * \frac{1}{1}$$

$$Q = 0.11$$

Tabla 9 Tipo de roca según parámetros de Barton

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0,001 - 0,01
Roca Extremadamente Mala	0,01 - 0,1
Roca Muy Mala	0,01 - 1
Roca Mala	1 - 4
Roca Regular	4 - 10
Roca Competente	10 - 40
Roca muy Competente	40 - 100
Roca Extremadamente Competente	100 - 400
Roca Excepcionalmente Competente	400 - 1000

Con los valores obtenidos y la tabla que se muestra a continuación sabremos las descripciones de las rocas según el sistema Q de Barton (1974)

- Zona 1: Roca mala
- Zona 2: Roca mala
- Zona 3: Roca no competente

Analizar el Equivalente Lineal de Sobre-Rotura/Desprendimiento (ELOS) Luego de caracterizar, clasificar y realizar el estudio geomecánico del macizo rocoso se hallará el Radio Hidráulico, además, se procederá a hallar el número de estabilidad (N) con los datos obtenidos en el objetivo anterior. Para el uso de los gráficos de Mathews(1981) y de Mawdesley y Trueman (2001).

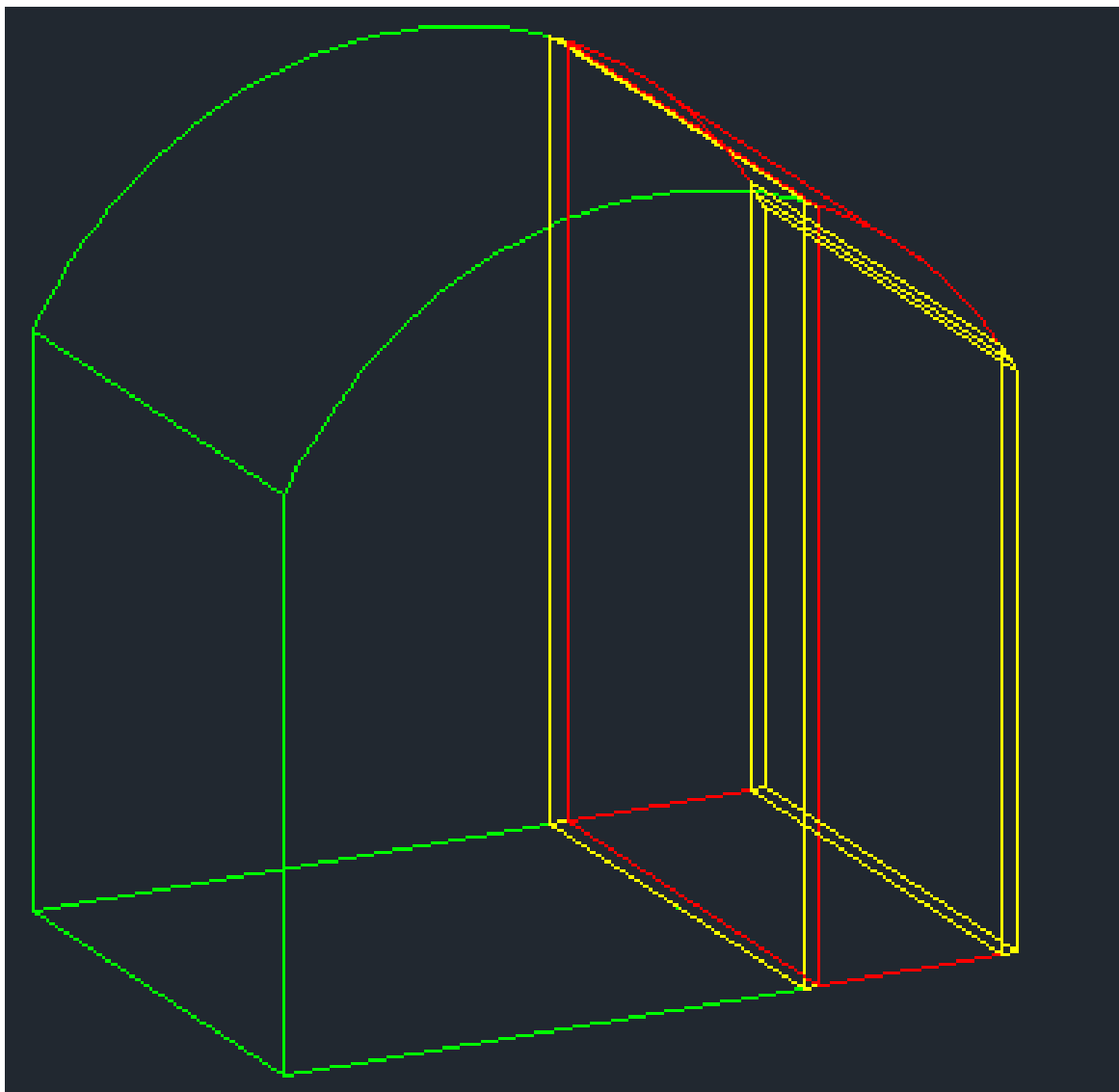
$$RH = \frac{A}{P}$$

RH: Radio Hidráulico A: Área P: Perímetro

Según los datos obtenidos en campo de las distintas zonas, se tienen las distintas medidas que van desde:

- 1.8 x 1.8 m
- 2.1 x 2.4 m
- 2.4 x 2.4 m

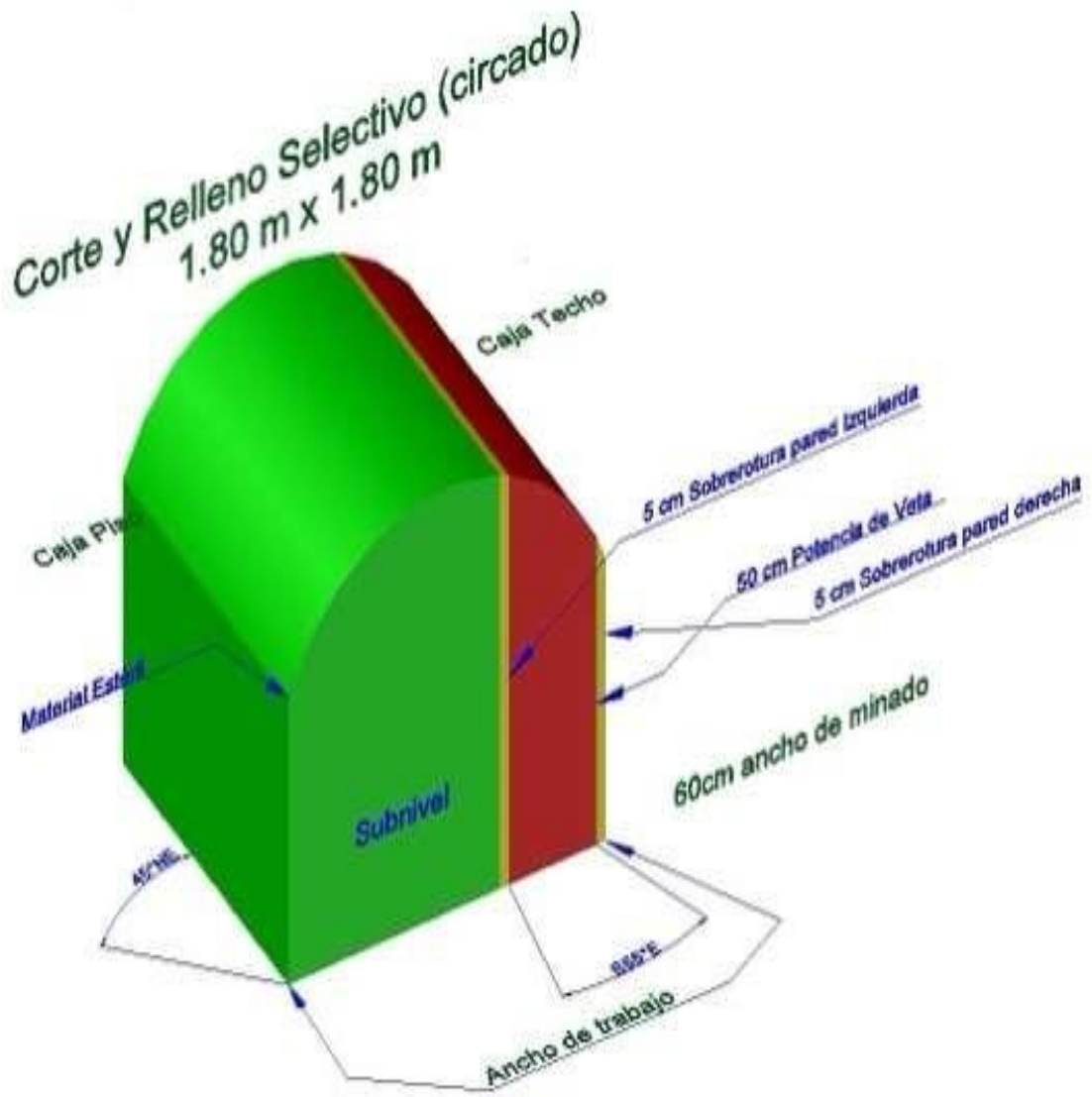
Gráfico 10 *Parámetros de la Sección 2.4 x 2.4 en metros*



Además, para cada sección existen distintas potencias que son las siguientes:

- Sección 1.8 x 1.8: 0.5m, 0.55m y 0.6m
- Sección 2.1 x 2.4: 0.6m, 0.7m y 0.8m
- Sección 2.4 x 2.4: 0.6m, 0.7m y 0.8m

Gráfico 11 Corte y Relleno Selectivo (Circado)



- Cálculos con la sección de 1.8 x 1.8

Potencia de veta (m)	Ancho de Minado (m)	Área de la potencia de veta (m ²)	Área dilución (izquierda)	Área dilución (derecha)	Área Total (m ²)	Perímetro (m)	Radio Hidráulico (m)
0,50	0,60	0,78	0,09	0,06	0,93	4,39	0,21
0,55	0,65	0,87	0,09	0,06	1,02	4,51	0,23
0,60	0,70	0,96	0,09	0,06	1,11	4,62	0,24

- Cálculos con la sección de 2.1 x 2.4

Potencia de veta (m)	Ancho de Minado (m)	Área de la potencia de veta (m ²)	Área dilución (izquierda)	Área dilución (derecha)	Área Total (m ²)	Perímetro (m)	Radio Hidráulico (m)
0,50	0,60	0,78	0,09	0,06	0,93	4,39	0,21
0,55	0,65	0,87	0,09	0,06	1,02	4,51	0,23
0,60	0,70	0,96	0,09	0,06	1,11	4,62	0,24

- Cálculos con la sección de 2.4 x 2.4

Potencia de veta (m)	Ancho de Minado (m)	Área de la potencia de veta (m ²)	Área dilución (izquierda)	Área dilución (derecha)	Área Total (m ²)	Perímetro (m)	Radio Hidráulico (m)
0,60	0,70	1,25	0,11	0,09	1,45	5,65	0,26
0,70	0,80	1,48	0,12	0,09	1,68	5,89	0,29
0,80	0,90	1,71	0,12	0,09	1,92	6,12	0,31

El método gráfico de estabilidad consiste en la determinación del número de estabilidad (N'), el cual se obtiene de la siguiente ecuación:

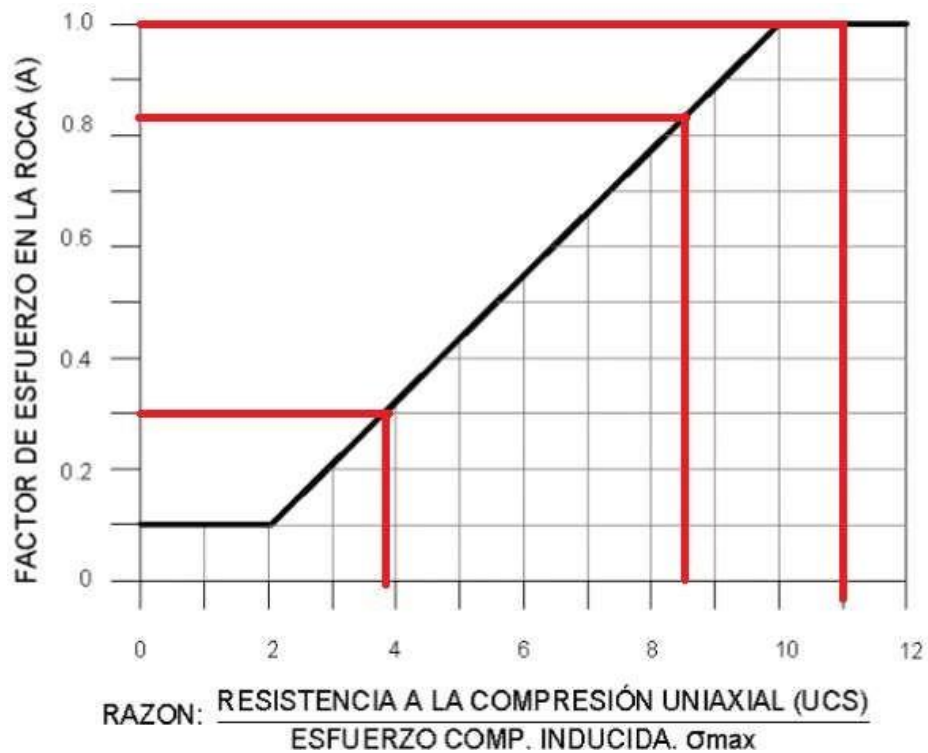
$$N' = A \times B \times C \times Q'$$

Se realizó los ensayos correspondientes de laboratorio y se halló las siguientes propiedades físicas y mecánicas de algunas rocas de la zona

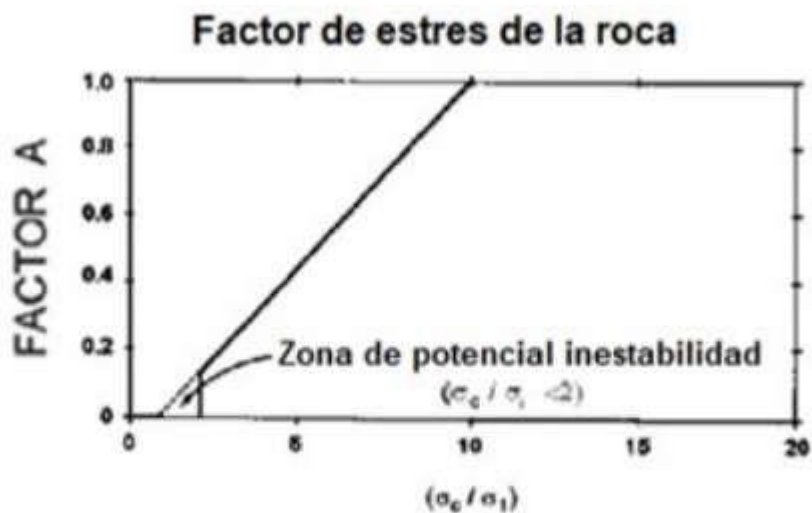
Tabla 10 propiedades físicas y mecánicas de las rocas

ROCAS	DENSIDAD (kg/m ³)	MÓDULO DE YOUNG (GPa)	COEFICIENTE DE POISSON	POROSIDAD %	RESISTENCIA A COMPRESIÓN (MPa)	RESISENCIA A TRACCIÓN (MPa)	RESISENCIA A FLEXIÓN (MPa)
Rocas batolíticas							
Granito granodiorita	2500-2750	30-70	0,12-0,25	0,1-2	120-280	4-7	10-20
Gabro	2920-3050	60-100	0,12-0,25	2-5	150-200	5-8	10-22
Rocas extrusivas							
Riolitas	2450-2600	10-20	0,1-0,2	0,4-4	80-160	5-9	10-22
Dacita	2500-2750	8-18	0,09-0,2	0,5-5	80-160	3-8	9-20
Andesita	2300-2750	12-35	0,11-0,2	0,2-8	40-320	5-11	13-25
Basalto	2750-3000	20-100	0,14-0,2	0,2-1,5	30-420	6-12	14-26
Diabasa	2900-3100	30-90	0,12-0,2	0,3-0,7	120-250	6-13	12-26
Tobas volcánicas	1300-2200	-----	0,1-0,2	8-35	5-60	0,5-4,5	3-8
Rocas sedimentarias							
Arenisca	2100-2500	15-17	0,07-0,12	1-8	10-120	1,5-6	4-16
Caliza de grano fino	2600-2850	50-80	0,1-0,2	0,1-0,8	50-200	4-7	5-15
Caliza de grano grueso	1550-2300	-----	0,12	2-16	4-60	1-3,5	2,5-7
Caliza	1550-2500	-----	0,07-0,12	1,5-6	49-200	1,5-5	3-9
Dolomita	2200-2700	20-30	0,08-0,2	0,2-4	15-200	2,5-6	4-16
Esquistos	2450-2750	-----	-----	0,2-0,4	-----	-----	20-30
Rocas metamórficas							
Mármol	2650-2750	60-90	0,11-0,2	0,1-0,5	50-180	5-8	8-12
Gneis	2600-2780	25-60	0,09-0,2	1-5	80-250	4-7	8-20

Con los gráficos de ajuste de Potvin (1988) se hallará los valores de A,B y C para cada una de las zonas halladas



Factor A



- σ_c Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta
- σ_i Estrés compresivo inducido

Gráfico 12 Gráfico N°12: Factor B

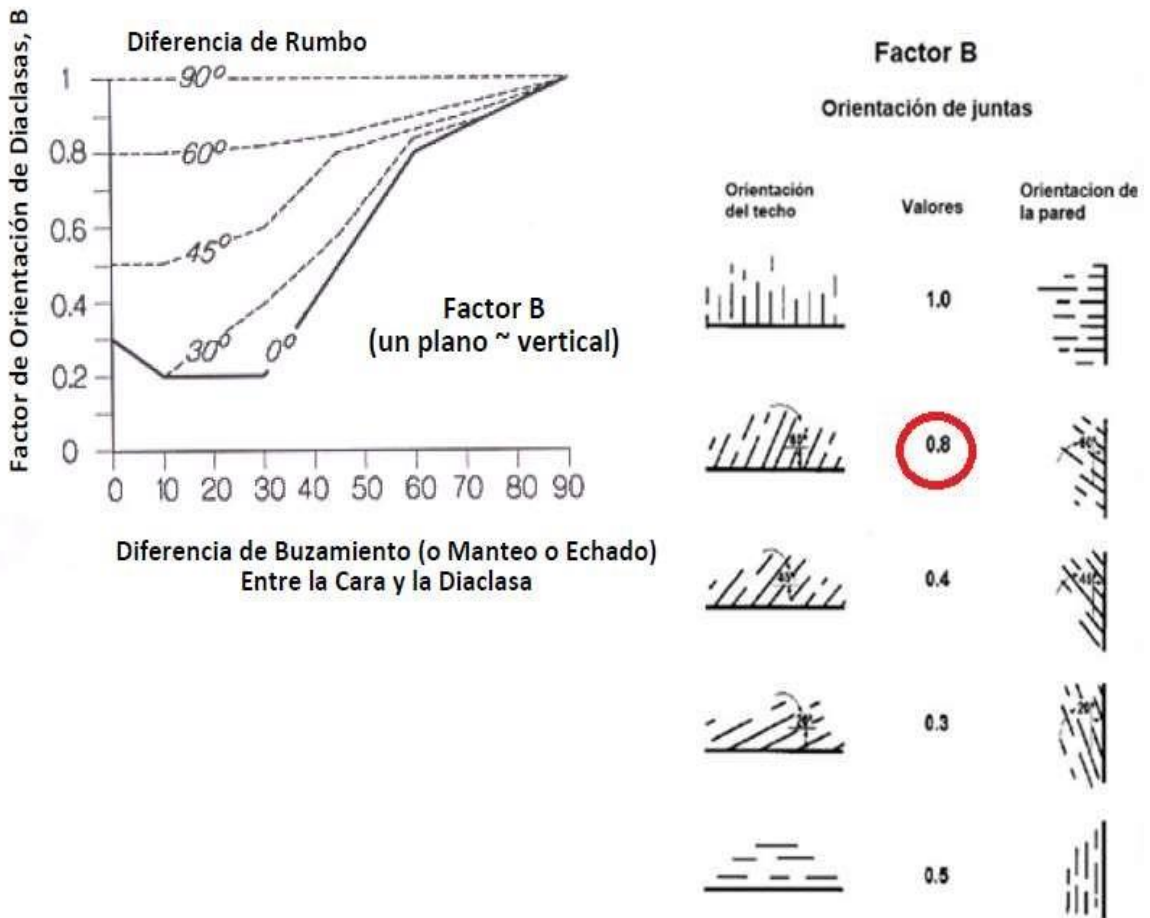
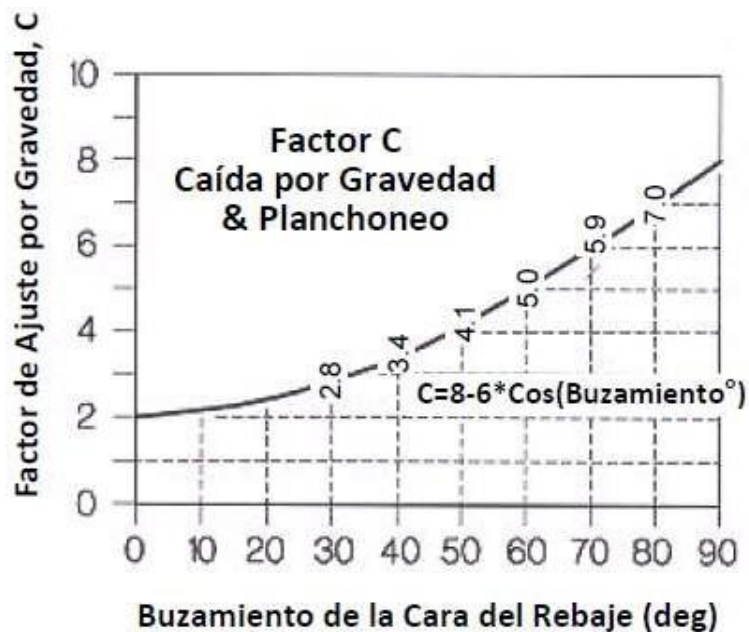


Gráfico 13 Gráfico N° 13: Factor C



Estos son los resultados hallados por zona:

Tabla 11 Valores por zona, en todas las secciones

Zona 1	Valor
Q de Barton	1,1
Factor A	1
Factor B	0,8
Factor C	3,76
Zona 2	Valor
Q de Barton	1
Factor A	0,83
Factor B	0,8
Factor C	3,76
Zona 3	Valor
Q de Barton	0,11
Factor A	0,3
Factor B	0,8
Factor C	3,76

Zona 1

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

$$N' = A \times B \times C \times 1.1$$

$$N' = 1 \times 0.8 \times 3.4 \times 1.1 = 2.992$$

Zona 2

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

$$N' = A \times B \times C \times 1$$

$$N' = 0.8 \times 0.8 \times 3.4 \times 1 = 2.2576$$

Zona 3

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

$$N' = A \times B \times C \times 0.11$$

$$N' = 0.45 \times 0.8 \times 3.4 \times 0.11 = 0.08976$$

N'	3,31
----	------

N'	2,50
----	------

N'	0,10
----	------

Luego de evaluar todos los resultados, se llegaron a los siguientes valores que serán utilizados en los gráficos de Mathews (1981) y de Mawdesley y Trueman (2001). El radio hidráulico varía dependiendo de los anchos de minado y de las secciones.

- Sección 1.8 x 1.8 m

Tabla 12 Resultados hallados para sección 1.8 x 1.8 m

Ancho de minado 0,7 m			Ancho de minado 0,6 m			Ancho de minado 0,65 m		
Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico (m)	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico (m)	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico (m)
Zona 1	3,31	0,24	Zona 1	3,31	0,23	Zona 1	3,31	0,21
Zona 2	2,50	0,24	Zona 2	2,50	0,23	Zona 2	2,50	0,21
Zona 3	0,10	0,24	Zona 3	0,10	0,23	Zona 3	0,10	0,21

- Sección 2.1 x 2.4 m

Tabla 13 Resultados hallados para sección 2.1 x 2.4 m

Ancho de minado 0,9 m			Ancho de minado 0,8 m			Ancho de minado 0,7 m		
Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico
Zona 1	3,31	0,32	Zona 1	3,31	0,29	Zona 1	3,31	0,26
Zona 2	2,50	0,32	Zona 2	2,50	0,29	Zona 2	2,50	0,26
Zona 3	0,10	0,32	Zona 3	0,10	0,29	Zona 3	0,10	0,26

- Sección 2.4 x 2.4 m

Tabla 14 Resultados hallados para sección 2.4 x 2.4 m

Ancho de minado 0,9 m			Ancho de minado 0,8 m			Ancho de minado 0,7 m		
Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico	Descripción	Número de estabilidad	Radio Hidráulico
Zona 1	3,31	0,31	Zona 1	3,31	0,29	Zona 1	3,31	0,26
Zona 2	2,50	0,31	Zona 2	2,50	0,29	Zona 2	2,50	0,26
Zona 3	0,10	0,31	Zona 3	0,10	0,29	Zona 3	0,10	0,26

Gráficos de Mathew

Gráfico 14 Gráfico N° 14: Sección 1.8x1.8

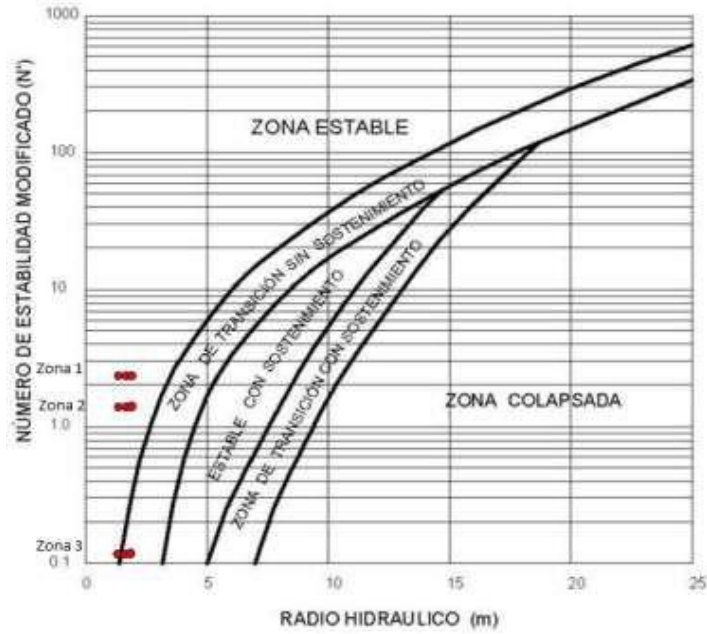


Gráfico 15 Sección 2.1x2.1

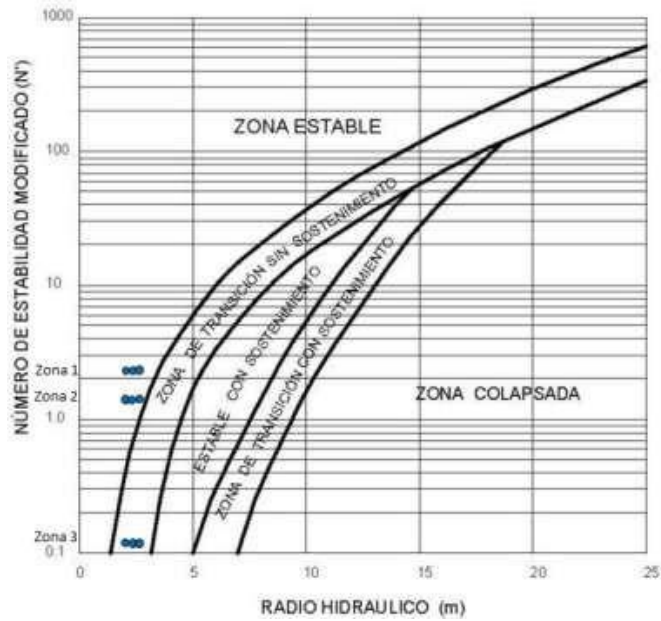
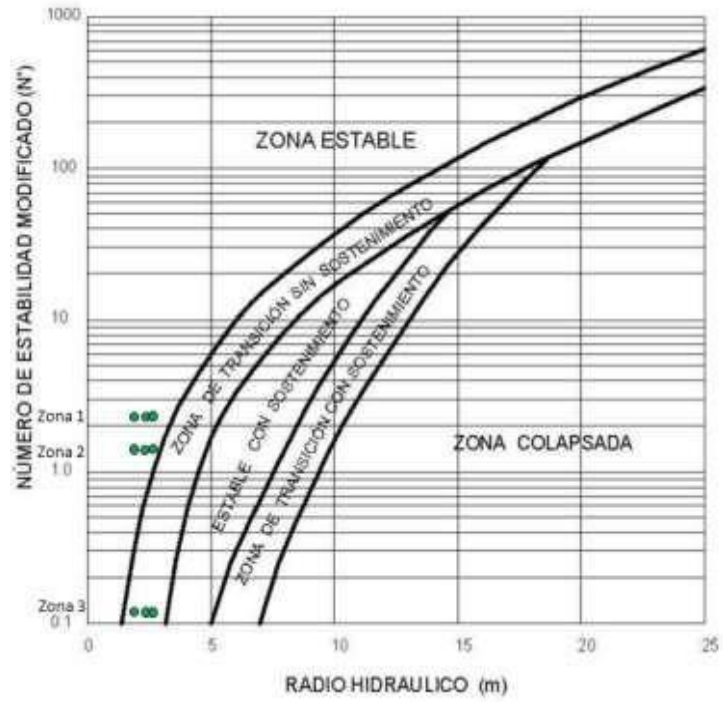


Gráfico 16 Sección 2.4x2.4



Gráficos de Mawdesley

Gráfico 17 Sección 1.8x1.8

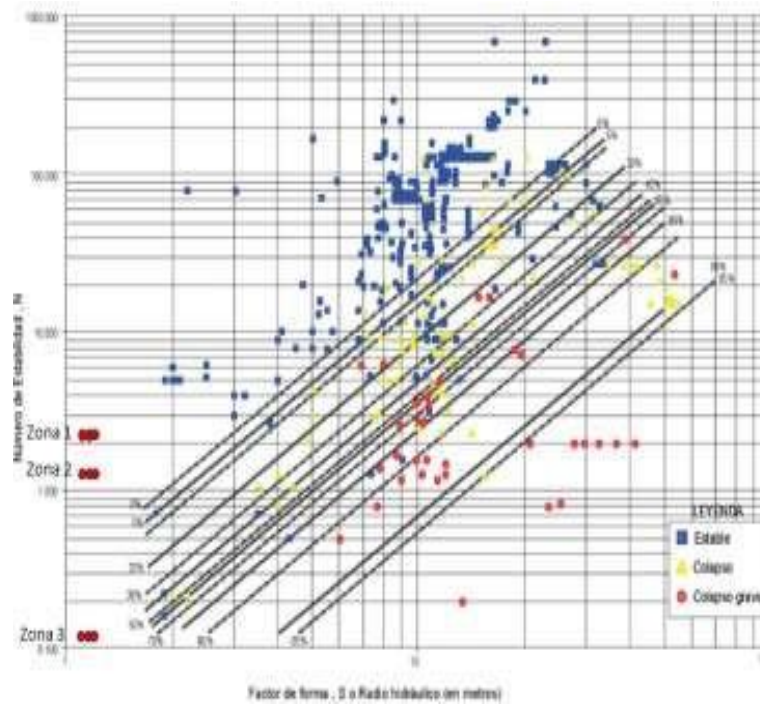


Gráfico 18 Sección 2.4x2.4

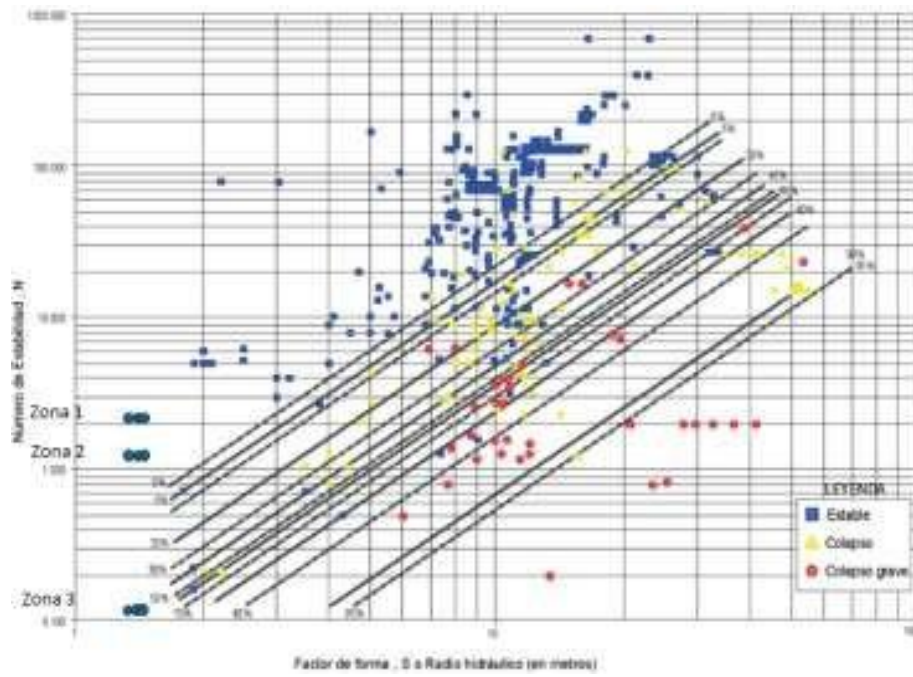
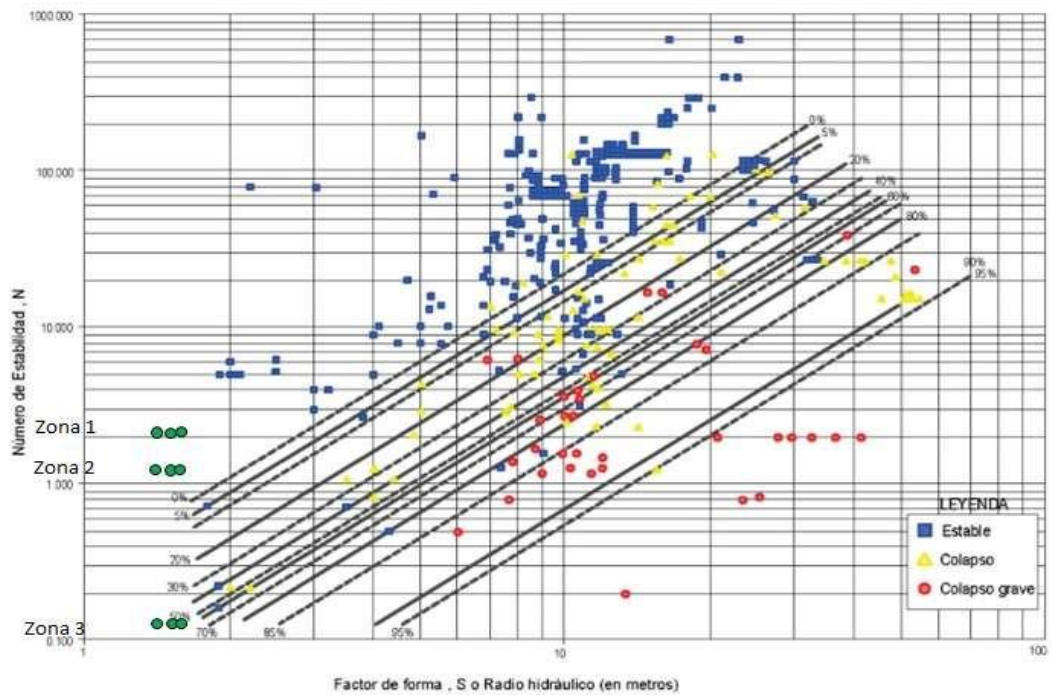


Gráfico 19 Sección 2.1x2.1



Gráficos de Pakalnis

Gráfico 20 Sección 1.8x1.8

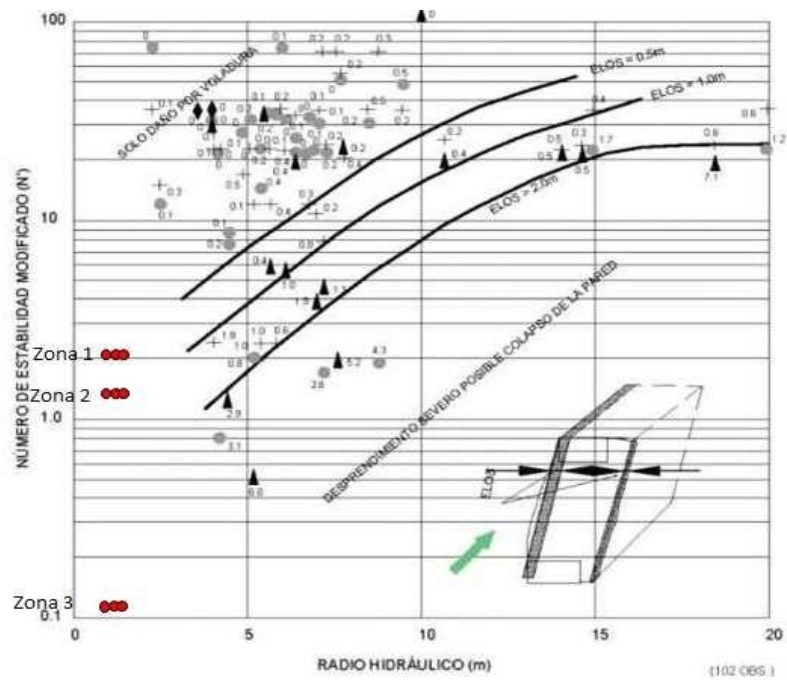


Gráfico 21 Sección 2.1x2.1

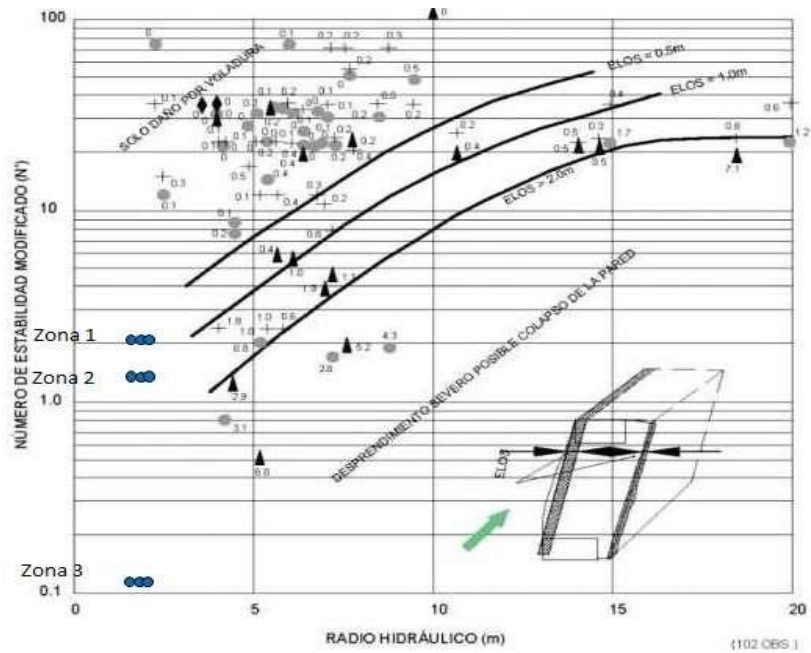
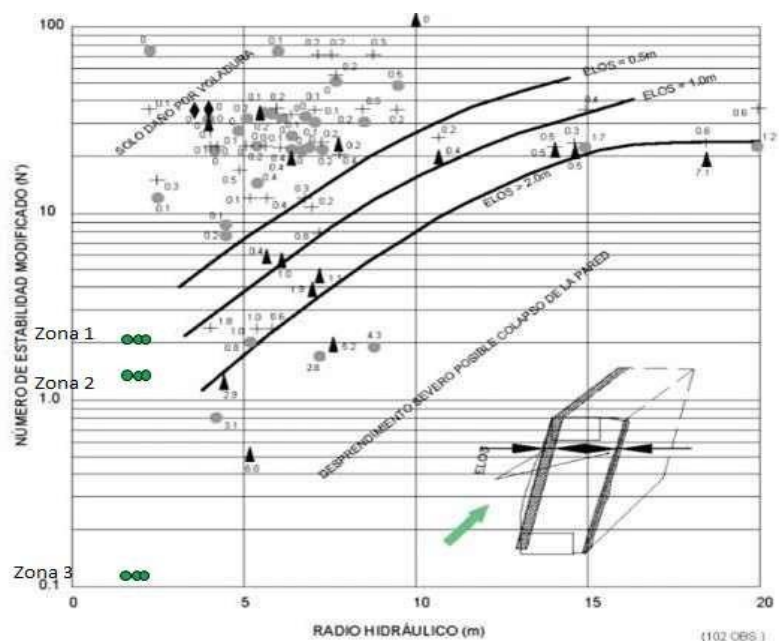


Gráfico 22 Sección 2.4x2.4



ELOS (m)= El volumen de desmonte medido desde la superficie tajeo (m3)

Área de la superficie de tajeo (m2)

Luego se halla el ELOS en dilución porcentual:

Tabla 15 ELOS en dilución porcentual sección 240 x 240

- Sección 180 x 180

Potencia de la Veta (m)	Volumen de depredimiento (m3)	Área de la pared (m2) (curvatura)	Área de la pared (m2)	Área total (m2)	ELOS (m)	ELOS en dilución porcentual
0,50	0,24	2,47	1,9494	4,42	0,06	11%
0,55	0,24	2,52	1,9494	4,47	0,05	10%
0,60	0,25	2,57	1,9494	4,52	0,05	9%

Longitud de arco (m)	Avance efectivo (m)	Área de la pared (m)(curvatura)
0,8416	1,62	2,47
0,8937	1,62	2,52
0,9452	1,62	2,57

- Sección 210 x 240

Tabla 16 ELOS en dilución porcentual sección 210 x 240

Potencia de la Veta (m)	Volumen de depredimiento (m3)	Área de la pared (m2) (curvatura)	Área de la pared (m2)	Área total (m2)	ELOS (m)	ELOS en dilución porcentual
0,60	0,33	2,61	2,76165	5,37	0,06	10%
0,70	0,33	2,71	2,76165	5,47	0,06	9%
0,80	0,34	2,81	2,76165	5,57	0,06	8%

Longitud de arco (m)	Avance efectivo (m)	Área de la pared (m)(curvatura)
0,98	1,62	2,61
1,09	1,62	2,71
1,19	1,62	2,81

- Sección 240 x 240

Tabla 17 ELOS en dilución porcentual sección 240 x 240

Potencia de la Veta (m)	Volumen de depredimiento (m3)	Área de la pared (m2) (curvatura)	Área de la pared (m2)	Área total (m2)	ELOS (m)	ELOS en dilución porcentual
0,60	0,33	2,57	2,76165	5,33	0,06	10%
0,70	0,33	2,67	2,76165	5,44	0,06	9%
0,80	0,33	2,78	2,76165	5,54	0,06	8%

Longitud de arco (m)	Avance efectivo (m)	Área de la pared (m)(curvatura)
0,94	1,62	2,57
1,05	1,62	2,67
1,15	1,62	2,78

Los siguientes gráficos contienen todos los puntos hallados por gráfico

Gráfico 23 Gráfico de Mathew

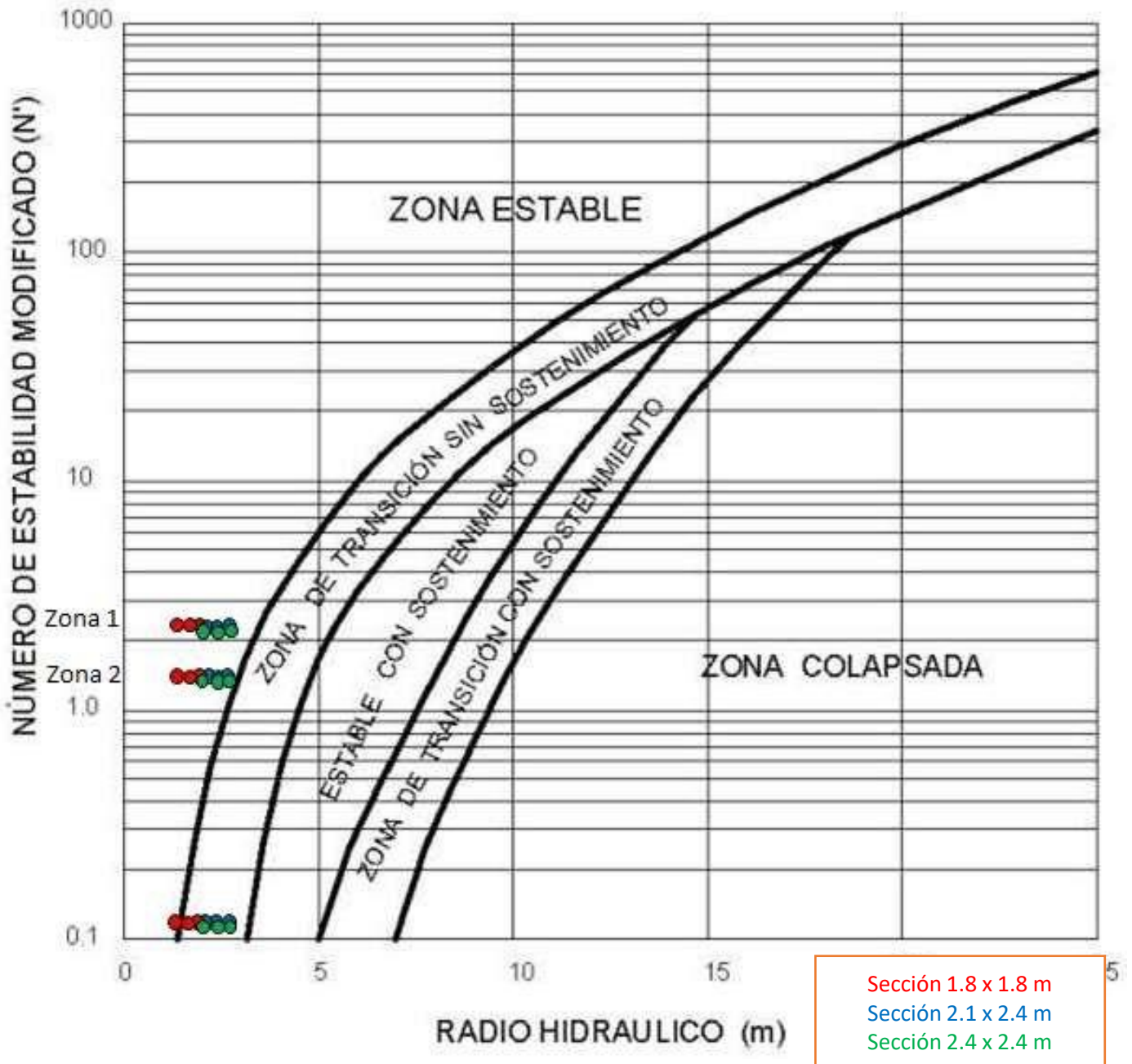


Gráfico 24 Gráfico de Mawdesley y Trueman

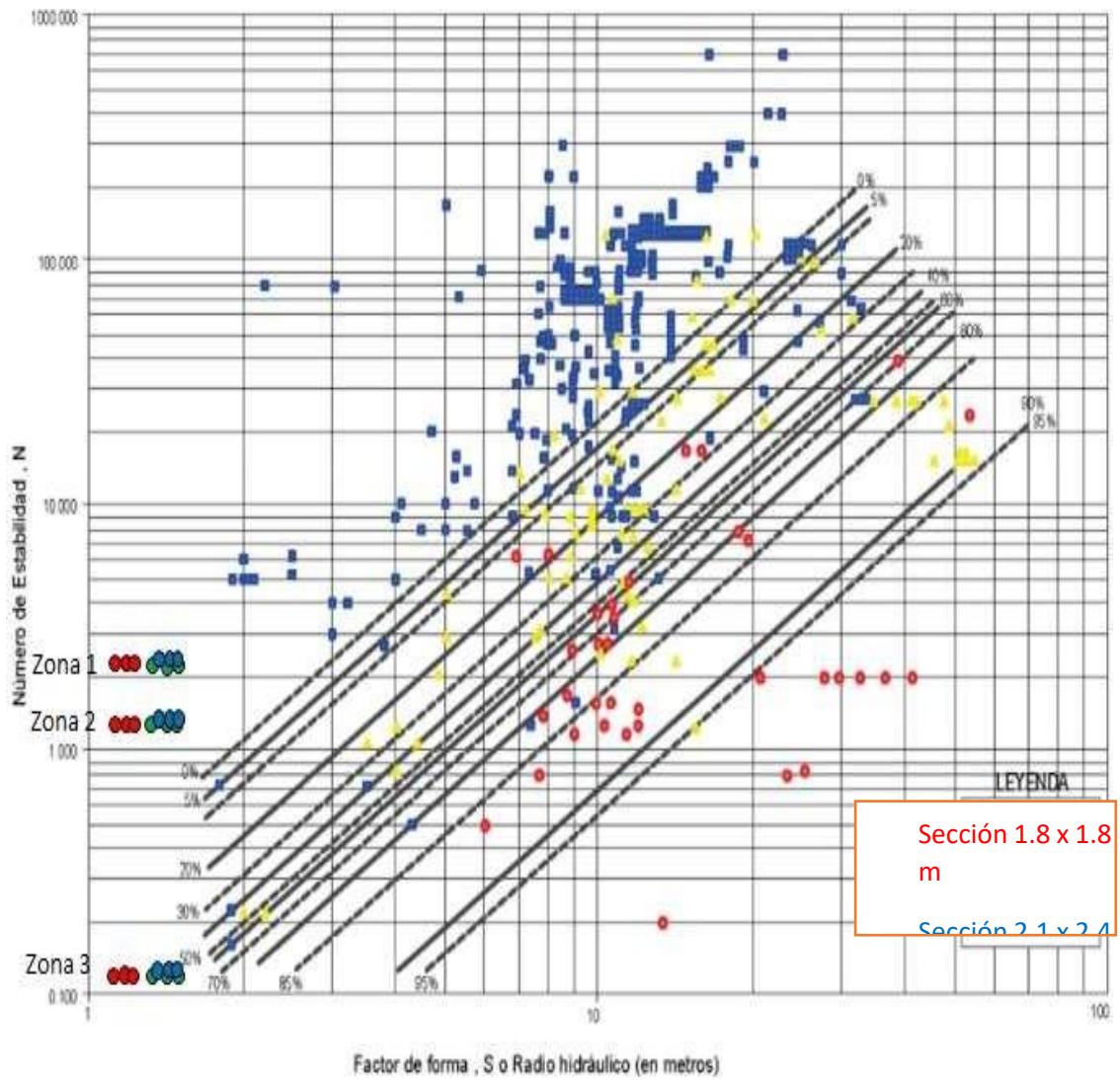
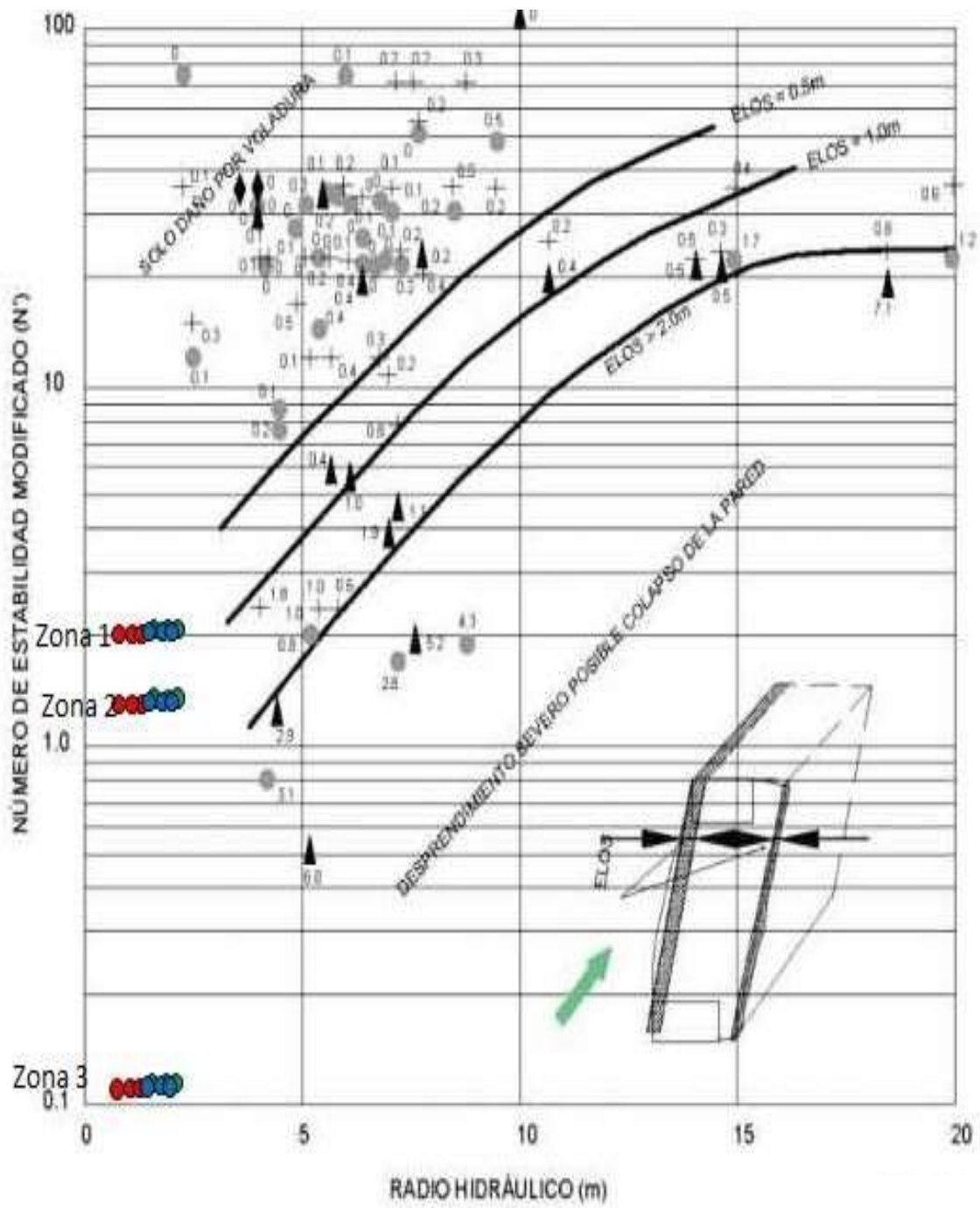


Gráfico 25 Gráfico de Pakalnis, Ploteo de todos los puntos



Sección 1.8 x 1.8 m
 Sección 2.1 x 2.4 m
 Sección 2.4 x 2.4 m

Además, se halla la dilución por otro método, según el **modelo de dilución del Ingeniero Luis Arauzo** de este modo poder comprar los resultados obtenidos con los anchos de minado utilizados.

Densidad desmote (Ton/m ³)	2,7
Densidad mineral (Ton/m ³)	3

- Sección 180 x 180

Tabla 18 Volúmenes en sección 1.8 x 1.8 m

Volumen de la Veta				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m ²)	Toneladas (Ton/m ³)
0,50	0,93	1,62	1,51	4,53
0,55	1,02	1,62	1,66	4,98
0,60	1,11	1,62	1,81	5,42
Volumen Desmote (sobrerotura pared izquierda)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m ²)	Toneladas (Ton/m ³)
0,50	0,09	1,6245	0,14	0,38
0,55	0,09	1,6245	0,14	0,39
0,60	0,09	1,6245	0,14	0,39
Volumen Desmote (sobrerotura pared derecha)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m ²)	Toneladas (Ton/m ³)
0,50	0,06	1,6245	0,10	0,27
0,55	0,06	1,6245	0,10	0,27
0,60	0,06	1,6245	0,10	0,27

Tabla 19 Factor de dilución sección 1.8 x 1.8 m

Factor de Dilución

Potencia de Veta (m)	Desmonte/ Mineral	% Dil.
0,50	0,145	13%
0,55	0,133	12%
0,60	0,122	11%

- Sección 210 x 240

Tabla 20 Factor de dilución sección 210 x 240

Volumen y tonelaje de la potencia (mineral)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	1,28	1,62	2,08	6,23
0,70	1,51	1,62	2,46	7,37
0,80	1,75	1,62	2,84	8,53
Volumen Desmonte (sobrerotura pared izquierda)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	0,12	1,62	0,19	0,51
0,70	0,12	1,62	0,19	0,52
0,80	0,12	1,62	0,19	0,52
Volumen Desmonte (sobrerotura pared derecha)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	0,09	1,6245	0,14	0,38
0,70	0,09	1,6245	0,14	0,38
0,80	0,09	1,6245	0,14	0,38
Potencia de Veta (m)	Desmonte/ Mineral	% Dil.		
0,60	0,144	13%		
0,70	0,122	11%		
0,80	0,106	10%		

- Sección 240 x 240

Tabla 21 Factor de dilución sección 2.4 x 2.4m

Volumen y tonelaje de la potencia (mineral)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	1,25	1,62	2,03	6,09
0,70	1,48	1,62	2,41	7,22
0,80	1,71	1,62	2,79	8,36
Volumen Desmonte (sobrerotura pared izquierda)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	0,11	1,62	0,19	0,50
0,70	0,12	1,62	0,19	0,51
0,80	0,12	1,62	0,19	0,52
Volumen Desmonte (sobrerotura pared derecha)				
Potencia de veta (m)	Área (m)	Avance (m)	Volumen (m2)	Toneladas (Ton/m3)
0,60	0,09	1,6245	0,14	0,38
0,70	0,09	1,6245	0,14	0,38
0,80	0,09	1,6245	0,14	0,38

Potencia de Veta	D/M	% Dil.
0,60	0,145	13%
0,70	0,124	11%
0,80	0,108	10%

4.2.1. Comparación dilución operativa con la obtenida por métodos empíricos

Tabla 22 Diluciones obtenidas sección 1.8 x 1.8m

Potencia de Veta (m)	Desmonte/ Mineral	% Dil.
0,50	0,145	13%
0,55	0,133	12%
0,60	0,122	11%

Tabla 23 Diluciones obtenidas sección 2.1 x 2.4m

Potencia de Veta (m)	Desmonte/ Mineral	% Dil.
0,60	0,144	13%
0,70	0,122	11%
0,80	0,106	10%

Tabla 24 Diluciones obtenidas sección 2.4 x 2.4m

Potencia de Veta	D/M	% Dil.
0,60	0,145	13%
0,70	0,124	11%
0,80	0,108	10%

4.2.2. Discusión

En las tres zonas de estudio se realizaron los estudios de RMR para saber su clasificación. La tabla utilizada para hallar los valores creadas por Bieniawski en 1976 y mejorada en 1989, en estas dos tablas el principal cambio es en los datos de espacio de discontinuidades y el agua subterránea. Cabe resaltar que para los métodos que se desean realizar debemos utilizar en la tabla

de RMR de 1976, pero los primeros valores obtenidos en la la Veta Esperanza II fueron los valores con la tabla de 1989:

- Zona 1 =61
- Zona 2 = 45
- Zona 3 = 28

Como se menciona anteriormente Osinergmin propone una fórmula donde $RMR_{1989} - 5 = RMR_{1976}$, por lo que, con los datos obtenidos en campo, se pasa a hallar la tabla de RMRde 1976 para de esta manera verificar la fórmula propuesta. Los valores obtenidos son lossiguientes:

Zona	$RMR_{1989} - 5 = RMR_{1976}$	RMR1976
1	56	66
2	40	42
3	23	23

Los valores son completamente distintos, solo la zona 3 es la única que sale igual, cabe resaltar que los valores utilizados han sido los mismos para las mismas tablas.

Se evidenció que al hallar las diluciones operativas mediante el método “experimental” propuesto por el Ingeniero Arauzo las diluciones en un frente de sección 1.8 x 18(tipo bóveda) con un avance de 1.8 (teniendo en cuenta una eficiencia de perforación 95% y eficiencia de disparo del 95%)al momento de aumentar el área la dilución obtenida es menor que las halladas con un menor ancho(se tomó un ancho de dilución de 10cm aproximadamente) Entonces se concluye que a menor área circada aplicando el método selectivo de corte y relleno ascendente se obtiene mayor dilución.

Para los diferentes radios hidráulicos tomados según el ancho de minado de 0.6, 0.65 y 0.7 m respectivamente ubicados en las zonas 1,2 y 3 (ya verificadas según calidad de la roca la ubicación de estos puntos según sus

zonas nos muestran que no están lejanos y se podrían tomar como promedio de estos mismos, dando así una mejor correlación. Sin embargo, las zonas según calidad de la roca si influyen en la ubicación de los puntos según el gráfico de estabilidad de Mathews y Trueman, por ello es necesario un buen mapeo geomecánico para así poder ubicar efectivamente los puntos en los cuales se evidencia las diferentes zonas entre estable y zona de transición.

- ✓ El gráfico de Trueman es mucho más exacto y se puede ubicar mejor los puntos, además brinda líneas de isoprobabilidad de fallas las cuales nos dan un mejor entendimiento del macizo rocoso y de su posible colapso en ciertas zonas previamente “evaluadas”.
- ✓ La evaluación entre las rocas de Diorita y Granodiorita evidenciadas en la zona estudiada no influye mucho, ya que poseen características físicas y mecánicas similares y no se evidencia diferencias mayores en la toma de datos que puedan afectar la ubicación de los puntos respectivos en el gráfico de estabilidad de Mathews o Trueman (hablando del número de estabilidad)
- ✓ Para los siguientes Radios hidráulicos hallados según las vetas angostas de 1.8x1.8m se podría proponer prolongar las líneas del gráfico de Clark Y Pakalnis para tener un mejor entendimiento y acercamiento de los Valores Exactos del ELOS.
- ✓ La dilución obtenida mediante el ELOS se asemeja a los valores obtenidos por la dilución operativa, es más los valores del ELOS en términos de % de dilución son menores entre porcentajes de error de +-1%

CONCLUSIONES

El uso de los métodos empíricos como método de control de la dilución mostró ser útil y aplicable en el escenario de vetas angostas. No obstante, Se debería tener más evaluaciones geomecánicas de diferentes minas con condiciones similares para, así, tener una data histórica y poder crear una gráfica correlacionada específica y no una general como la de Clark y Pakalnis en base al ELOS para este tipo de yacimiento hidrotermal vetiforme.

Operativamente la dilución encontrada en la veta Esperanza II alcanzaba el 15%, cuando se aplicó la metodología empírica de diseño de mina se pudo alcanzar una reducción de la dilución hasta un porcentaje inferior al 8%

Se evidenció que la medida cualitativa del ELOS puede ser tomada como porcentual en casos se requiera a través de la conversión propuesta por Suorineni (2015).

El enfoque hacia el diseño empírico resumido en este documento es uno por el cual las bases de datos existentes se irán calibrando para los siguientes enfoques analíticos y empíricos, se han modificado de acuerdo al comportamiento observado de la mina. Las herramientas se han utilizado con éxito para controlar los niveles de dilución, predecir la estabilidad de los tajeos y limitar sus dimensiones. La metodología hacia el diseño debe identificar el potencial de esfuerzos, la inestabilidad estructural y el macizo rocoso; por lo tanto, los gráficos de estabilidad y del ELOS en el diseño empírico presentan solo una parte del proceso de diseño general. Es fundamental que se empleen herramientas empíricas para predecir la respuesta de la roca mediante la interpolación y no la extrapolación cuando hay datos mínimos disponibles. Los enfoques presentados en este documento deben emplearse como una herramienta para el profesional para, así, aumentar la metodología con su propia base de datos y proceso de toma de decisiones con la cual se llegue a una solución viable. Las relaciones desarrolladas aquí ayudan al operador / ingeniero a identificar posibles inquietudes, desarrollando de esta manera un entorno de trabajo más seguro. Los métodos

empíricos han seguido directrices de diseño, las cuales han sido implementadas alrededor del mundo con la supervisión de especialistas en operaciones mineras, ingenieros de minas, operarios y con la legislación adecuada para elaborar metodologías de diseño que se basen en prácticas pasadas, futuras implementaciones y evaluaciones con el fin de garantizar una operación minera segura y rentable. Este trabajo sobre diseño empírico es el primero de muchos en venir y permite definir inquietudes, en nuestro caso peruano de vetas angostas, encontrar soluciones y discutir problemas similares

RECOMENDACIONES

Se recomienda aplicar el uso de los métodos empíricos como método de control de la dilución ya que mostró ser útil y aplicable en el escenario de vetas angostas

Se debería tener más evaluaciones geomecánicas de diferentes minas con condiciones similares para, así, tener una data histórica y poder crear una gráfica correlacionada específica y no una general como la de Clark y Pakalnis en base al ELOS para este tipo de yacimiento hidrotermal vetiforme.

Se recomienda usar herramientas empíricas para predecir la respuesta de la roca mediante la interpolación y no la extrapolación cuando hay datos mínimos disponibles.

Se recomienda tomar en cuenta Las relaciones desarrolladas aquí ya que ayudan al operador / ingeniero a identificar posibles inquietudes, desarrollando de esta manera un entorno de trabajo más seguro

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Azimian, A. (2016). A new method for improving the RQD determination of rock core in borehole. *Rock Mechanics and Rock Engineering*.
<https://doi.org/10.1007/s00603-015-0789-8>
- Barton, n., lien, r., lunde, j (1974) engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *rock mechanics*. v.6, n.4, p. 189-236
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Pennsylvania, USA: John Wiley & Sons
- Brady, t, martin, l & pakalnis, r (2005), 'empirical approaches for opening design in weak rock masses', *mining technology*, vol. 114, no. 2, pp. 13-20.
- Caceres, c (2011) 'quantifying the effect of rock mass quality on peak particle velocity for underground drift development phd thesis, university of british columbia.
- Cepuritis, P., Wheeler, A. F., & Villaescusa, E. (2012). A Reliability-Based Approach to Open Stope Span Design in Underground Mining A Reliability-Based Approach to Open Stope Span Design in Underground Mining, (June 2014).
- Fereidooni, D., Reza, G., & Heidari, M. (2015). Assessment of a Modified Rock Mass Classification System for Rock Slope Stability Analysis in the Q-system. *Earth Sciences Research Journal*, 19(2), 147–152.
<https://doi.org/10.15446/esrj.v19n2.49127>
- Godwin, W. H. (2017). *Encyclopedia of Engineering Geology*, (May).
<https://doi.org/10.1007/978-3-319-12127-7>
- Jang, H., Topal, E., & Kawamura, Y. (2015). Unplanned dilution and ore loss prediction in longhole stoping mines via multiple regression and artificial neural network analyses, 115(May), 449–456.
- Macciotta, r., parkinson, g., garcia, e., & bravo, o. (2015). managing uncertainty in underground excavation design associated with rock mass characterization using core drilled for mineral exploration. *bulletin of engineering geology and the environment*, 74(4), 1419-1434.

- Mawdesley, c., truman, r., whiten, w.(2001) extending the mathews stability graph for open- stope design, trans. imm (s ect. a: min. industry), n.110
- Mathews, k. e., hoek, e., wylie, d.c., stewart, s.b.v. (1981). prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 m in hard rock mines. canmet report dss serial no. osq80-00081
- Melo, M. (2014). Mining, 67(4), 413–419.
- Miguel Llorente. (2001). Geologia Historica, Precambrico. 21/10/2017, de USAL Sitio web: <http://campus.usal.es/~delcien/doc/GH-P.pdf>
- Montenegro p rez, manuel reynaldo. (2013). m todo gr fico de estabilidad para el dimesionamiento de tajeos. 28/08/2017, de universidad nacional mayor de san marcos sitio web: <https://es.scribd.com/doc/145040340/metodo-grefico-de-estabilidadc>
- Pakalnis, R. (2014). Empirical Design Methods. *1st International Conference on Applied Empirical Design Methods in Mining*. Lima
- Pakalnis, r (2015) 'empirical design methods in practice', in y potvin (ed.), proceedings of the international seminar on design methods in underground mining, australian centre for geomechanics, perth, pp. 37-56.
- Prieto Henry, sebastian molina, camilia remicio, diana chaparro. (2014). comportamiento de las rocas en tuneles y excavaciones., de universidad la gran colombia recuperado de: <https://prezi.com/8nrcmfkknzso/comportamiento-de-las-rocas-en-tuneles-y-excavaciones/>
- Papaioanou, A., & Suorineni, F. T. (2016). Development of a generalised dilution- based stability graph for open stope design, 125(2), 121–129. <https://doi.org/10.1080/14749009.2015.1131940>
- Potvin, Y., Grant, D., Mungur, G., Wesseloo, J., & Kim, Y. (2016). Practical Stope Reconciliation in Large-scale Operations Part 2, Olympic Dam, South Australia. *Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining (MassMin 2016)*, (May), 501–509. Retrieved from internal-pdf://213.83.73.27/Practical Stope

Reconciliation in Large-scale.pptx internal-pdf://4046801570/Potvin-2016-
Practical Stope Reconciliation in.pdf internal-pdf://3080998022/Potvin-2016-
Practical Stope Reconciliation in1.pdf

Roworth, m (2013) 'understanding the effect of freezing on rock mass behaviour as applied to the cigar lake mining method' master of science thesis, university of britishcolumbia.

Stewart, P. C., & Trueman, R. (2008). Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein Mines – The Narrow Vein Dilution Method NARROW VEIN MINES, (October), 14–15.

Stewart, s. and w. forsyth the mathew's method for open stope design. cim bulletin, 1995, 88(992), 45-53. suorineni, f. t. the stability,

Suorineni, f.t., henning, j.g., & kaiser, p.k. (2001a). narrow-vein mining experiences at ashanti: case study. international national symposium, mining techniques of narrow-vein deposits. val'dor, qc: canadian institute of mining, metallurgy and petroleum.

Suorineni, F. T. (2014). Reflections on Empirical Methods in Geomechanics – The Unmentionables and Hidden Risks. *Ausrock 2014: Third Australasian Ground Control in Mining Conference*, (November), 143–156.

Terzaghi, k., "rock defects and loads on tunneling supports", in rock tunneling with steel supportsk, r.v. proctor and t. white. eds., commercial shearing co., youngstown, ohio. 1946, p. 15-99.

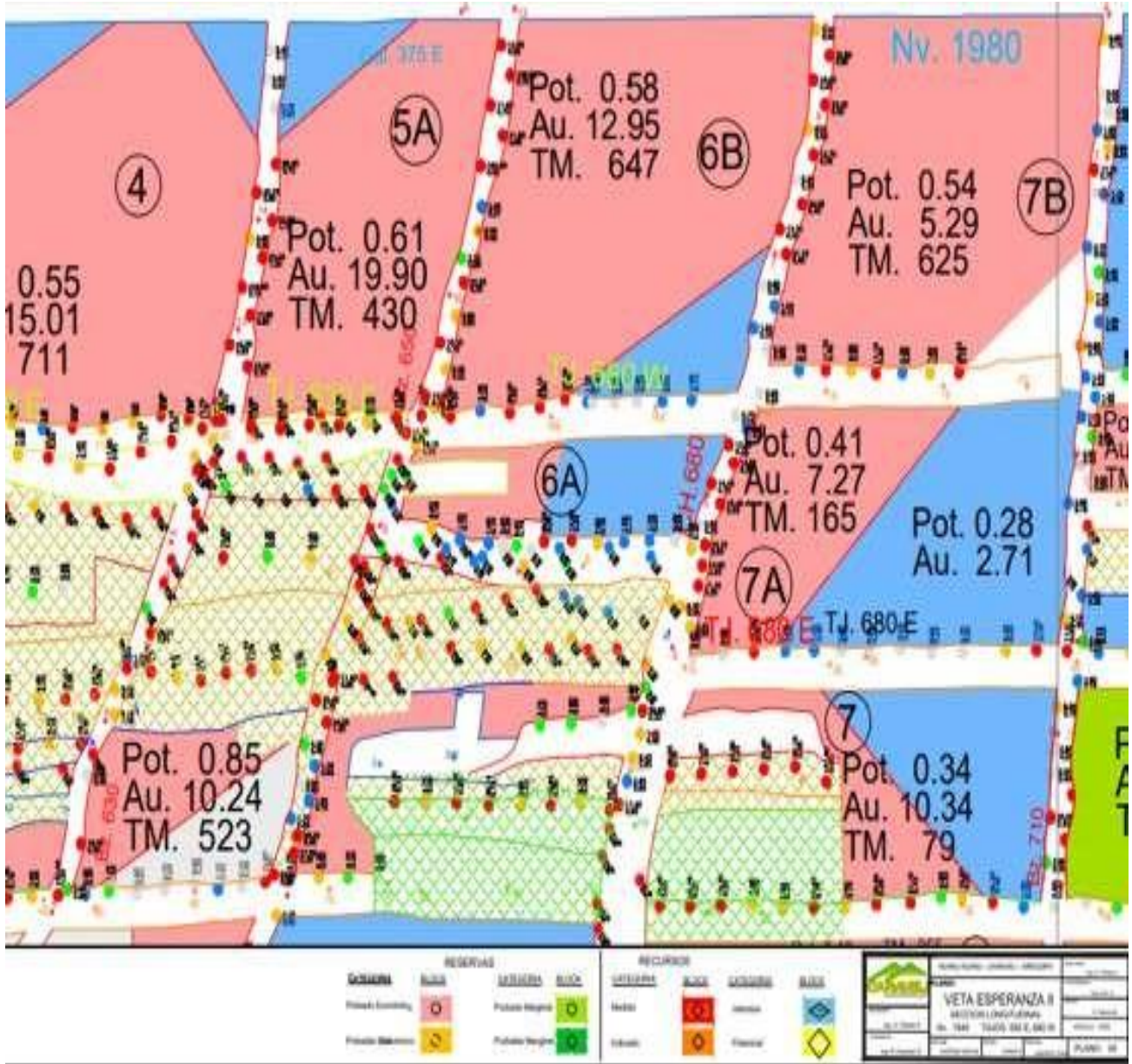
Zhang, L. (2016). Determination and applications of rock quality designation (RQD). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.008>

Zniber, H., & Mouhabbis, E. (2013). Effect of stope construction parameters on ore dilution in narrow vein mining By, (February).

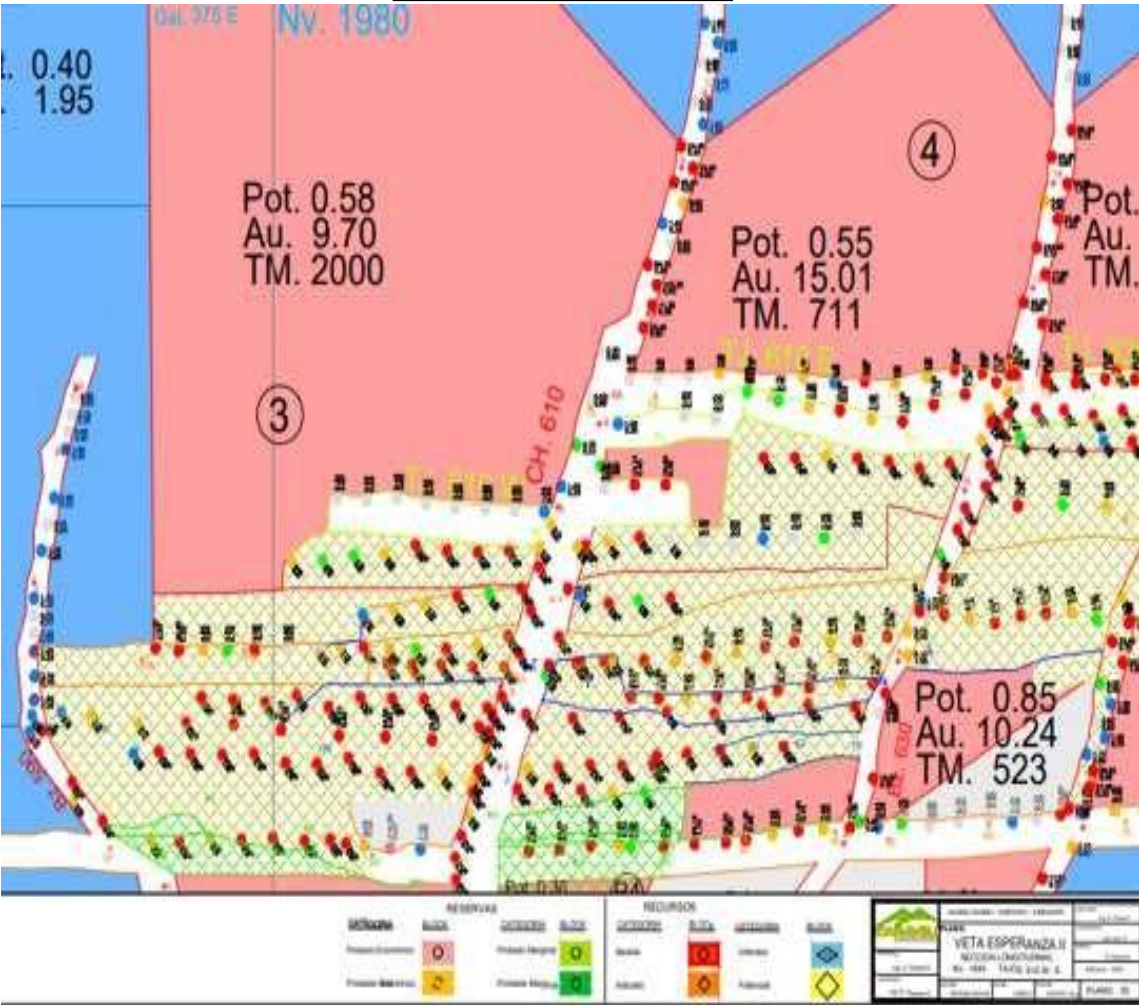
ANEXOS

INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

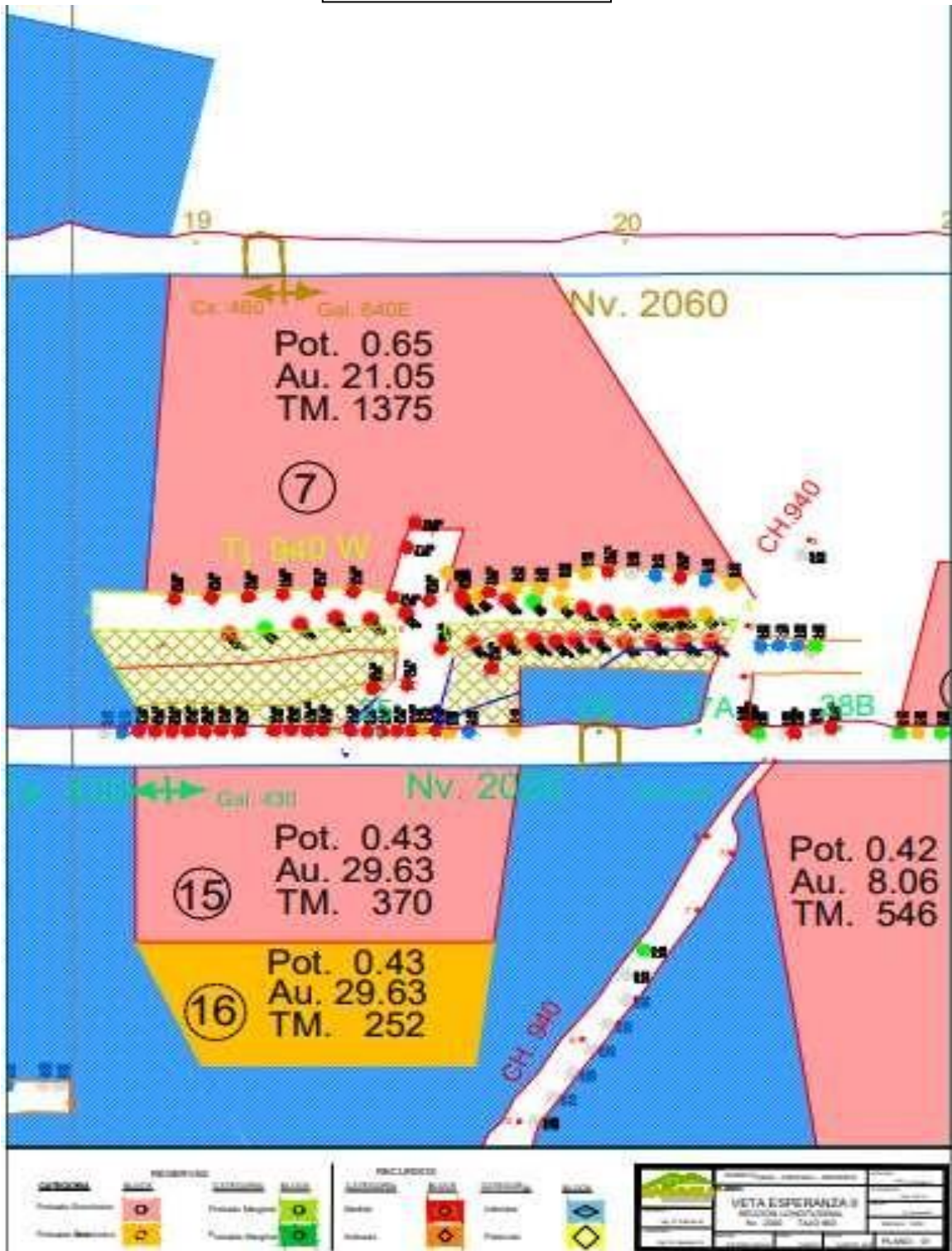
Anexo 1: Nivel 1980



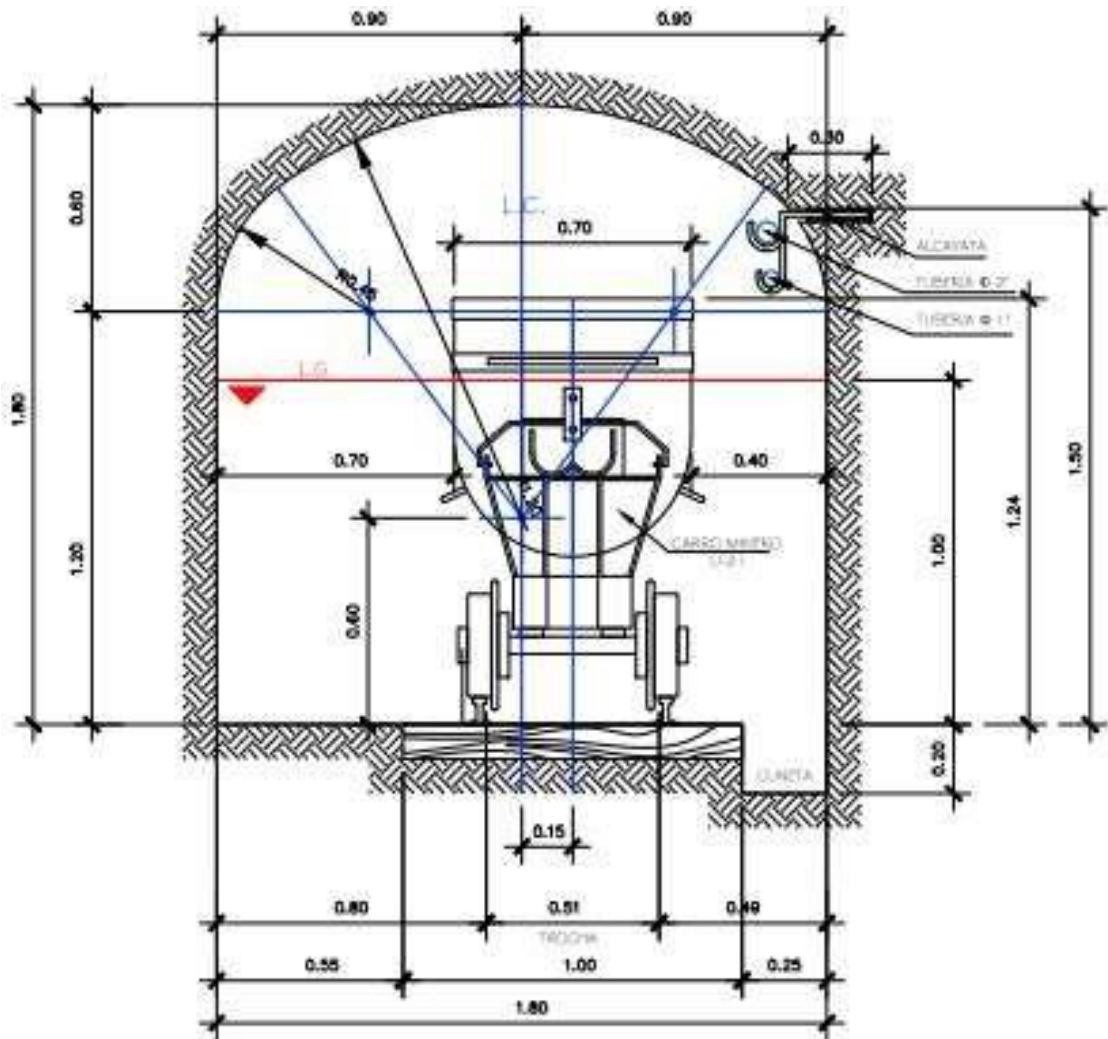
Anexo 2: Nivel 1980- B



Anexo 3: Nivel 1980-C



Anexo 4: Dimensionamiento labores –Galerías y cruceros
sección 1.8 x 1.8 m



Anexo 5: Dimensionamiento labores –Galerías y crucesos
sección 2.1 x 2.4 m

