

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE
EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Y TJ-120 E) DE LA COMPAÑÍA MINERA LAS
BRAVAS DISTRITO CHAPARRA-AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. MIRKO ORTIZ SOTO

**PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mgt. JOSE ALFREDO OLAVE APAZA

CUSCO-PERU
2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor JOSE ALFREDO OLAVE APAZA
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA
EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE
EXPLOTACIÓN (TJ-120W Y TJ-120E) DE LA COMPAÑIA
MINERA LAS BRAVAS DISTRITO CHAPARRA - AREQUIPA

Presentado por: MIRKO ORTIZ SOTO DNI N° 70099609 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO
DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 3 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 5 de AGOSTO de 2026


Firma

Post firma JOSE ALFREDO OLAVE APAZA

Nro. de DNI 23929435

ORCID del Asesor 0009-0001-3581-8959

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:612664309

ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Y TJ-120 E) DE LA COM...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:612664309

Fecha de entrega

5 ago 2026, 9:36 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

5 ago 2026, 10:09 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Ypdf

Tamaño del archivo

5.0 MB

146 páginas

22.970 palabras

141.250 caracteres

10% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A la persona más importante que me ha acompañado en mi vida y a quien le debo todo lo que hoy en día soy. A mi madre, quien me enseñó a nunca rendirme, quien me apoyó tanto en los buenos como en los malos momentos y quien guio mis pasos desde pequeño.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, quiero agradecer a Dios, por haberme bendecido con tantos logros y éxitos, a mis padres. Así como a mis hermanos, quienes me han inculcado el deseo de desarrollarme y siempre han estado a mi lado., a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a los docentes de la universidad pues en sus aulas me formé, tanto en lo académico como también en lo personal.

INDICE

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTO	III
INDICE	IV
INDICE DE TABLAS.....	VIII
INDICE DE FIGURAS	X
INTRODUCCION	XIII
RESUMEN	XIV
ABSTRAC.....	XV
CAPITULO I PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION	1
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	2
1.2.1. <i>Problema general</i>	2
1.2.2. <i>Problemas específicos</i>	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION	2
1.3.1. <i>Objetivo general</i>	2
1.3.2. <i>Objetivos específicos</i>	3
1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION.....	3
1.4.1. <i>Justificación</i>	3
1.4.2. <i>Alcances y limitaciones de la investigación</i>	4
1.4.3. <i>Delimitación de la investigación</i>	4
1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION	4
1.5.1. <i>Hipótesis general</i>	4
1.5.2. <i>Hipótesis específicas</i>	4

1.6.	VARIABLES E INDICADORES.....	5
1.6.1.	<i>Variables independientes</i>	5
1.6.2.	<i>Variables dependientes</i>	5
CAPITULO II MARCO TEORICO		7
2.1.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION	7
2.1.1.	<i>A nivel internacional</i>	7
2.1.2.	<i>A nivel nacional</i>	8
2.1.3.	<i>A nivel local</i>	11
2.2.	BASES TEORICAS	12
2.2.1.	<i>Minería Subterránea</i>	12
2.2.2.	<i>Tipos y diseño de labores mineras</i>	17
2.2.3.	<i>Criterios Geomecánicos</i>	18
2.2.4.	<i>Métodos de mapeo geomecanico</i>	19
2.2.5.	<i>Propiedades de la roca intacta y ensayos</i>	22
2.2.6.	<i>Clasificación geomecanica del macizo rocoso</i>	28
2.2.7.	<i>Diseño geomecánico de excavaciones</i>	32
2.2.8.	<i>Sostenimiento de labores subterráneas</i>	42
2.2.9.	<i>Ventilación de minas</i>	47
2.2.10.	<i>Definición de términos</i>	53
CAPITULO III METODOLOGIA DE INVESTIGACION.....		55
3.1.	TIPO DE INVESTIGACION	55
3.2.	NIVEL DE INVESTIGACION	55
3.3.	POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION	55
3.3.1.	<i>. Población</i>	55
3.3.2.	<i>Muestra</i>	55
3.4.	TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS	55

3.4.1.	<i>. Técnicas de recolección de datos</i>	55
3.4.2.	<i>Instrumentos de recolección de información.....</i>	57
3.5.	PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	57
3.6.	GEOMECAÁNICA	57
3.6.1.	<i>. Características geomecánicas de la zona.....</i>	57
3.7.	ANALISIS GEOMECANICO Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAGEOS TJ 120 E Y TJ 120W	58
3.7.1.	<i>Parámetros geotécnicos.....</i>	59
3.7.2.	<i>Aberturas máximas de las excavaciones</i>	62
3.7.2.	<i>Caracterizaciones del macizo rocoso</i>	68
3.7.3.	<i>Geomecanica de sondajes diamantinos.....</i>	74
3.7.4.	<i>Ensayos de laboratorio de muestras.....</i>	75
3.8.	CLASIFICACION Y ZONIFICACION DEL MACIZO ROCOSO	79
3.8.1.	<i>Índice de RQD.....</i>	80
3.8.2.	<i>Sistemas de clasificación RMR76 DE Bieniawski (1976).....</i>	81
3.8.3.	<i>Índice Q de Barton</i>	84
3.8.4.	<i>Clasificación geomecánica G.S.I.....</i>	85
3.9.	DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES	87
3.10.	3.10. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO	88
3.11.	MÉTODO SELECCIONADO	90
3.11.1.	<i>Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado (C&F).....</i>	90
3.11.2.	<i>Diseño y Proceso de minado</i>	91
3.11.3.	<i>Ventajas de este método.....</i>	92
3.11.4.	<i>Desventajas del método.....</i>	92
3.12.	DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO POR METODOS EMPIRICOS.	93
3.12.1.	<i>Construcción del tajeo.....</i>	93
3.12.2.	<i>Malla de perforación.....</i>	94
3.13.	CÁLCULO DEL DIMENSIONAMIENTO APLICADO AL MÉTODO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Y TJ-	

120 E)	99
3.13.1.	<i>Método gráfico de estabilidad Mathews</i> 100
3.13.2.	<i>Determinación del Número de estabilidad “N”</i> 101
3.13.3.	<i>Determinación Radio Hidráulico</i> 107
3.13.4.	<i>Método gráfico de estabilidad modificado (n’)</i> 108
CAPITULO IV	109
ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSION	109
4.1.	DIMENSIONAMIENTO FINAL DE LOS TAJEOS 109
DISCUSION DE RESULTADOS	112
CONCLUSIONES	114
RECOMENDACIONES	116
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	117
ANEXOS	119
ANEXO N°1. MATRIZ DE CONSISTENCIA	119
ANEXO N°2. FORMATO GEOMECANICO	120
ANEXO N°3: SISTEMA DE CLASIFICACIÓN RMR SEGÚN BIENIAWSKI-1989	121
ANEXO N°4. PLANO GEOMECANICO DE LOS TAGEOS TJ-120 W Y TJ-120 E	122
1.1.	<i>Ubicación</i> 123
1.2.	<i>Ruta de Accesibilidad</i> 124
1.3.	<i>Geología</i> 124
1.4.	<i>Recursos</i> 128
1.5.	<i>Mineralogía</i> 128
1.5.1	<i>Minería</i> 131

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Variables e indicadores</i>	5
Tabla 2	<i>Diseño geomecánico de excavaciones</i>	32
Tabla 3	<i>Volumen y Producción del Bloque.....</i>	32
Tabla 4	<i>Luz libre máxima en block de mineral</i>	42
Tabla 5	<i>Materiales para Recolección de Datos.....</i>	56
Tabla 6	<i>Características geomecánicas de los tajeos</i>	58
Tabla 7	<i>Valoración y nomenclatura para número de familias</i>	59
Tabla 8	<i>Valoración y nomenclatura para el coeficiente de Rugosidad</i>	60
Tabla 9	<i>Valoración y nomenclatura para el coeficiente de alteración.....</i>	60
Tabla 10	<i>Nomenclatura para discontinuidades</i>	62
Tabla 11	<i>Abertura maxima de las labores permanentes.....</i>	64
Tabla 12	<i>Taladros geomecánicos logueados.</i>	75
Tabla 13	<i>Relación del número de ensayos ejecutados por el Laboratorio de Mecánica de Rocas</i>	76
Tabla 14	<i>Resultados de propiedades físicas de muestras tomadas de los testigos.....</i>	77
Tabla 15	<i>Resumen de resultados de los ensayos de resistencia a la compresión simple.</i>	78
Tabla 16	<i>Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de compresión triaxial</i>	79
Tabla 17	<i>Criterio para la clasificación de la masa rocosa</i>	80
Tabla 18	<i>Parámetros usados en el sistema de clasificación geomecánica RMR76.</i>	82
Tabla 19	<i>Clasificación del macizo rocoso según sus índices RMR.</i>	82
Tabla 20	<i>Mapeo Geomecánico por celdas.....</i>	83
Tabla 21	<i>Sostenimiento recomendado para excavaciones de avanc</i>	86

Tabla 22	<i>Método de minar subterráneo en orden de costos de explotación</i>	89
Tabla 23	<i>Proceso de minado.....</i>	92
Tabla 24	<i>Rotura de desmonte tajo</i>	93
Tabla 25	<i>Factor de voladura</i>	94
Tabla 26	<i>Espaciamiento para diseño de malla.....</i>	94
Tabla 27	<i>Calculo de Burden rombos y cuadrados.....</i>	96
Tabla 28	<i>Factor de carga según Sección de labor</i>	98
Tabla 29	<i>Distribución de taladros y explosivo</i>	99
Tabla 30	<i>Cálculo de factor potencia.....</i>	99
Tabla 31	<i>Calculo del Factor A.....</i>	103
Tabla 32	<i>Dimensiones Máximas Recomendadas para Tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E</i>	109
Tabla 33	<i>Comparativo – Antes vs Después del Estudio Geotécnico</i>	110
Tabla 34	<i>Comparación Técnica por Aspectos Clave.....</i>	111
Tabla 35	<i>Acceso a la Mina las Bravas SAC.....</i>	123
Tabla 36	<i>Acceso a la Mina las Bravas SAC.....</i>	124
Tabla 37	<i>Recursos mina Las Bravas.....</i>	128

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1	<i>Secuencia de Minado SLS</i>	14
Figura N° 2	<i>Método de Minado SLS Vista Isométrica</i>	15
Figura N° 3	<i>Secuencia de Minado OCF</i>	16
Figura N° 4	<i>Mapeo geomecánico por celdas</i>	20
Figura N° 5	<i>Mapeo geomecánico por línea de detalle</i>	21
Figura N° 6	<i>Logueo geomecanico de testigos de perforación.....</i>	22
Figura N° 7	<i>Ensayo de la Resistencia a la Compresión Uniaxial-UCS</i>	24
Figura N° 8	<i>Envolvente de rotura del criterio de Hoek & Brown.....</i>	26
Figura N° 9	<i>Criterio de Hoek & Brown.....</i>	27
Figura N° 10	<i>Criterio de Ruptura- compresión Triaxial.....</i>	27
Figura N° 11	<i>Ensayo Corte Directo</i>	28
Figura N° 12	<i>Índice de Determinación Q de Barton</i>	30
Figura N° 13	<i>GSI Índice de Resistencia Geológica.....</i>	31
Figura N° 14	<i>Metodología de diseño que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo rocoso ...</i>	34
Figura N° 15	<i>Factor de Esfuerzo en la Roca, A</i>	36
Figura N° 16	<i>Factor de Orientación de Juntas, B.....</i>	37
Figura N° 17	<i>Factor de Reajuste Gravitatorio C</i>	38
Figura N° 18	<i>Radio Hidráulico (RH)</i>	39
Figura N° 19	<i>Factor de Radio</i>	39
Figura N° 20	<i>Gráfico de Estabilidad Modificado (N').....</i>	40
Figura N° 21	<i>Perno Split Set</i>	44
Figura N° 22	<i>Perno Swellex</i>	45

Figura N° 23 <i>Perno Helicoidal</i>	46
Figura N° 24 <i>Cuadro de madera</i>	47
Figura N° 25 <i>Ventilador centrifugo</i>	48
Figura N° 26 <i>Ventilador Axial</i>	49
Figura N° 27 <i>Esquema de Ventilación Natural</i>	50
Figura N° 28 <i>Sistema de ventilación impelente</i>	51
Figura N° 29 <i>Tajeo en operaciones mineras</i>	68
Figura N° 30 <i>Gráfico estereográfico de contorno de compósito de la Discontinuidad</i>	70
Figura N° 31 <i>Grafico estereográfico de los planos principalmente del compósito de la discontinuidad</i>	71
Figura N° 32 <i>Comportamiento del RQD.</i>	81
Figura N° 33 <i>Llenado del formato geomecanico del tajeo TJ-120 E</i>	84
Figura N° 34 <i>Estimación cuantitativa del índice geológico de resistencia G.S.I. (modificado) en el sistema RMR, en base al grado de fracturamiento y resistencia de la roca</i>	85
Figura N° 35 <i>Sección del tajeo 2.40 x 2.40</i>	95
Figura N° 36 <i>Malla de perforación del tajeo</i>	97
Figura N° 37 <i>Gráfico de estabilidad modificado (N').</i>	100
Figura N° 38 <i>Estimación de esfuerzo mayor Sigma 01 en zona de transición</i>	102
Figura N° 39 <i>Factor “A” de esfuerzo en la roca. (Potvin, 1998)</i>	102
Figura N° 40 <i>Cálculo de la diferencia de rumbos</i>	104
Figura N° 41 <i>Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para la caja techo del tajeo</i>	108
Figura N° 42 <i>Plano geológico regional</i>	125

Figura N° 43 *Ubicación de concesiones mineras y proyección de estructuras mineralizadas* 127

Figura N° 44 *Sección transversal de la veta.* 130

INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación denominado “ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Y TJ-120 E) DE LA COMPAÑÍA MINERA LAS BRAVAS DISTRITO CHAPARRA-AREQUIPA”, En este trabajo de investigación se aplicó una metodología estructurada que consideró aspectos técnicos y geomecánicos para el diseño de las cámaras de producción de los distintos yacimientos minerales en la mina Las Bravas. El estudio se inicia con la revisión y valoración de las condiciones naturales del sitio, incluyendo la geología, la forma de los cuerpos mineralizados y la hidrogeología, complementado con un análisis geomecánico detallado.

Capítulo I: “PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION” en esta sección se exponen las problemáticas abordadas, detallando la justificación, los propósitos del estudio y las conjeturas iniciales. Asimismo, se operacionalizan los conceptos clave mediante variables y métricas, fijando el alcance, la profundidad del análisis, los sujetos de estudio y la representatividad muestral, además de precisar las fronteras y restricciones del trabajo.

Capítulo II: “MARCO TEORICO”, en este apartado se abordan los trabajos previos en el área y los fundamentos conceptuales en los que se apoya el estudio.

Capítulo III: “METODOLOGIA DE INVESTIGACION”, e exponen en esta sección los aspectos geológicos, las propiedades geomecánicas del terreno, la localización geográfica y la técnica de extracción empleada de la mina Las Bravas. Y desarrolla el método de minado en la compañía minera las bravas, así como la evaluación geomecanica y características de los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E

Capítulo IV: “ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN”, en este capítulo se dará a conocer los resultados obtenidos por métodos empíricos, método grafico de estabilidad y dimensionamiento de tajeos TJ-120 W Y TJ-120 y las discusiones.

RESUMEN

La investigación tiene como objetivo determinar las dimensiones optimas de los tajeos de explotación en función del análisis geomecanico donde se garanticen la estabilidad del macizo rocoso en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.

A través de la recolección de información sobre el terreno y su posterior procesamiento interpretativo, este estudio de naturaleza cuantitativa y carácter básico-aplicado busca detallar y fundamentar las propiedades geomecánicas de los sectores analizados, aplicando el sistema de explotación subterránea por corte y rellenado (C&F).

Como resultado, se sugirieron dimensiones ideales para los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E los cuales son de 3 metros de altura, 2.5 metros de ancho y 30 metros de longitud para el tajeo TJ-120 W. En cuanto al tajeo TJ-120 E, según el área de Geomecánica, se recomienda aplicar tajeos de dimensiones de 3.5 metros de altura, 3 metros de ancho y 40 metros de longitud. Para alcanzar los objetivos planteados, fue necesario desarrollar actividades de campo, trabajos de laboratorio y análisis en gabinete. Así de esta forma se determinó una calidad de macizo rocoso del tipo Mala IVA con una valoración de RMR de 40. Posteriormente, se integró la información proveniente de los testigos de perforación, esto facilita la evaluación del trazado de las galerías y la firmeza del terreno apoyándose en las metodologías visuales desarrolladas por Nickson y Potvin.

Palabras Clave: Tajeos, Dimensiones, Geomecanica, Sostenimiento.

ABSTRACT

The research aims to determine the optimal dimensions of the mining stopes based on geomechanical analysis, ensuring the stability of the rock mass at Compañía Minera las Bravas S.A.C.

The C&F cut and fill mining method, the research has a quantitative approach, of the basic-applied type, where from a collection of field data the geomechanical characterization of the study areas will be described and explained, through data collection and interpretation analysis.

As a result, ideal dimensions were suggested for stopes TJ-120 W and TJ-120 E: 3 meters high, 2.5 meters wide, and 30 meters long for stope TJ-120 W. For stope TJ-120 E, the Geomechanics department recommended stopes with dimensions of 3.5 meters high, 3 meters wide, and 40 meters long. To achieve the stated objectives, fieldwork, laboratory analysis, and office work were carried out. This process determined the rock mass quality to be Poor IVA with an RMR rating of 40. Subsequently, information from drill core samples was integrated, allowing for the design of the excavations and the consideration of mine stability conditions using the graphical methods proposed by Potvin and Nickson.

Keywords: Stopping, Dimensions, Geomechanics, Design and Stability

CAPITULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Ingeniería del macizo rocoso en el minado, preparación de labores de explotación en mina subterránea conlleva un alto estudio de profesionales geomecánicos quienes determinan el diseño y viabilidad técnica-geomecanica, para establecer condiciones favorables de trabajos sin tener accidentes de trabajo por la inestabilidad de las diferentes labores, estos estudios tienen como objetivo garantizar que las dimensiones de las labores (ancho y alto) permanezcan dentro de los límites establecidos en los análisis geomecánicos de cada unidad operativa.

Por el Ministerio de Energia de Minas-Minem, (2023) en el Reglamento de seguridad y salud ocupacional en mineria aprobado por el decreto supremo N° 034-2023 indica en el Articulo N° 214 lo siguiente: “El estudio geomecánico efectuado, el plan de minado debe considerar las condiciones más desfavorables de la masa rocosa del depósito mineralizado, para elegir el método de explotación de menor riesgo que permita la seguridad de los trabajadores y maquinarias, así como: una alta recuperación del mineral, la estabilidad de las excavaciones y la buena productividad”.

En Compañía Minera las Bravas S.A.C para garantizar su producción continua en la estructura mineralizada de la Veta Cambio, requiere realizar el dimensionamiento de los tajeos para su explotación entre los niveles operativos Nv-2025 y Nv-1963, dado que en algunas zonas se presentan estructuras falladas, Por ello, se cumplen estrictamente los parámetros de diseño geomecánico, garantizando la estabilidad del terreno y la seguridad del personal durante un proceso de extracción mineral óptimo y continuo.

El presente estudio contempla el análisis a partir de la investigación de campo para el dimensionamiento de los tajeos mencionados, mediante modelos empíricos aproximados y análisis geomecánico a través del registro de mapeo geomecánico en estructuras mineralizadas y macizo rocoso en diferentes estaciones, logueo geomecánico de testigos rocosos de sondajes diamantinos y ensayos de campo.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo diseñar las dimensiones optimas de los tajeos de explotación en función del análisis geomecánico donde se garanticen la estabilidad del macizo rocoso en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influyen los parámetros geomecánicos del macizo rocoso en la estabilidad de los tajeos de explotación de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?
- ¿Cuáles son los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos de explotación en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?
- ¿Cuál es el diseño de sostenimiento optimo que garantice las condiciones de estabilidad de los tajeos de explotación en la Compañía Minera las Bravas SAC?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1. Objetivo general

Determinar las dimensiones optimas de los tajeos de explotación en función del

análisis geomecanico donde se garanticen la estabilidad del macizo rocoso en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.

1.3.2. Objetivos específicos

- Caracterizar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso para la estabilidad de los tajeos de explotación en la mina las bravas de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.
- Determinar los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos explotación de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.
- Determinar el diseño de sostenimiento optimo que garantice las condiciones de estabilidad de los tajeos de explotación en la Compañía Minera las Bravas SAC

1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION

1.4.1. Justificación

La presente investigación para el diseño de tajeos (stopes) se enmarca en el análisis del método grafico de estabilidad de Potvin-Mathews o metodología de Laubscher, quienes integran la interacción entre la estabilidad del macizo rocoso y la geometría (tamaño y forma) de la excavación proyectada.

La viabilidad geomecanica es fundamental para tener un óptimo proceso de explotación de un cuerpo mineral por ello el dimensionamiento de los tajeos de explotación cumplen un rol fundamental el ciclo extractivo continuo del mineral y las condiciones de seguridad que se debe brindar a los trabajadores, lo cual hace que para tomar decisiones es importante realizar el estudio geomecánico y geológico de las estructuras que componen el yacimiento de mineral.

1.4.2. Alcances y limitaciones de la investigación

El alcance de la presente investigación será fuente de consulta y apoyo para investigaciones próximas de parte del alumnado y docentes interesados en querer ampliar sus conocimientos en la materia de investigación que se propone.

Entre las limitaciones del estudio, destacan el acceso restringido a la información proporcionada por la Compañía Minera las Bravas y la escasez de antecedentes de investigación desarrollados a nivel local.

1.4.3. Delimitación de la investigación

1.4.3.1. Delimitación Temporal.

El presente tema de investigación tendrá desarrollo para el periodo del 2024-2025

1.4.3.2. Delimitación Espacial.

Los tajeos de Explotación a estudiar son las que se encuentran entre los niveles operativos Nv 2025 y 1963, Estos se ubican en la Unidad de Minera las bravas de la Compañía Minera las Bravas del distrito de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa

1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION

1.5.1. Hipótesis general

Las dimensiones de los tajeos dependen directamente del análisis geomecanico y ello garantizara la estabilidad del macizo rocoso en la Mina las Bravas de la compañía minera Bravas S.A.C.

1.5.2. Hipótesis específicas

- La caracterización del macizo rocoso nos permitirá dimensionar de manera adecuada las dimensiones de los tajeos (ancho, altura y profundidad) de la

Compañía Minera las Bravas S.A.C.

- Los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos de explotación permitirán determinar la viabilidad técnica del proceso de producción del mineral en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.
- El tipo de diseño de sostenimiento seleccionado garantizara la seguridad del personal y equipos durante las operaciones en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. Variables independientes

Análisis geomecanico del macizo rocoso utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa), Q de Barton y GSI.

1.6.2. Variables dependientes

Dimensionamiento de tajeos.

Tabla 1

Variables e indicadores

Variable dependiente	Dimensión	Indicadores	Unidades
Dimensionamiento de Tajeos	Parámetros de Diseño	Ancho de explotación (A)	m
		Altura (H)	m
		Longitud (L)	m
	Diseño de Sostenimiento	Costo de Sostenimiento	\$/ml

Variable Independiente	Dimensión	Indicadores	Unidades
Análisis Geomecánica	Caracterización geomecánica del macizo rocoso (RMR)	Condiciones del macizo rocoso (presencia de agua, meteorización, presencia de discontinuidades, apertura de las discontinuidades, rugosidad y relleno)	—
		Índice de la resistencia a la compresión uniaxial (RCU)	Mpas
		Índice de calidad de roca (RQD)	%
	Número de Estabilidad (N) Q de Barton	A, B, C Y Q	—
	GSI	LF, F, MF, IF, T	—

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1. A nivel internacional

Maldonado Rogel (2022) cuyo proyecto de investigación lleva por título “Propuesta de Diseño de Explotación Subterránea Para la Extracción de Oro en el Area Minera Patricia, el Guabo – el Oro”; Universidad del Azuay, Cuenca, Ecuador.

En una de sus conclusiones menciona: “Para el análisis del tipo de roca, se utilizó la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989, determinando que la roca presente es de tipo II, que la describe como roca buena con una valorización de 61 puntos; por lo que definió un sostenimiento de pernos de anclaje en el techo de 3m de largo, con un espaciamiento de 2.5m con malla ocasional.” Maldonado Rogel, (2022). Así mismo el autor destaca la importancia del análisis del tipo de roca para determinar diseños de sostenimiento.

Cartaya Pire (2006) con su Tesis Doctoral “Caracterización Geomecánica de Macizos Rocosos en Obras Subterráneas de la Región Oriental del País”, Universidad de Moa, Cuba.

En una de sus conclusiones que: “Los resultados del estudio del agrietamiento de los macizos rocosos muestran que un gran porcentaje de ellos se presentan agrietados, lo que se relaciona a las formas preponderantes en que se manifiesta la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión” y “Como resultado de la evaluación de la estabilidad de los macizos rocosos según su calidad y estabilidad se obtiene que predominan los macizos de calidad regular, aunque en diferentes sectores y obras se presentan macizos en mal estado, lo que es condicionado además, de por los problemas estructurales, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua, la erosión y la atmósfera subterránea” Cartaya Pire, (2001).

2.1.2. A nivel nacional

Barreto Barrantes (2018) Tesis titulada “Diseño geomecánico de la labor subterránea pozos ricos aplicando el método gráfico de estabilidad de Mathews, Hualgayoc – Perú 2018”.

La investigación tuvo como objetivo general desarrollar el diseño geomecánico de la labor subterránea Pozos Ricos mediante la aplicación del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, con la finalidad de establecer un modelo que permita su extrapolación a otras zonas del distrito minero de Hualgayoc.

Con el fin de concretar dicha meta, la ruta de trabajo incluye llevar a cabo un mapeo geomecánico con la técnica de arco rebatido y desarrollar la topografía de la labor. Del mismo modo, se contempla la proyección de la cartografía geomecánica del área y la medición del peso específico medio tanto de las rocas encajonantes como de la zona mineralizada.

La investigación condujo a las siguientes conclusiones: se utilizó el método de estabilidad de Mathews para analizar la estabilidad de los tajos en la mina Pozos Ricos. Los resultados indican que los hastiales norte y sur, así como el muro y el techo, presentan una estabilidad suficiente, mientras que la bóveda (techo del tajo) carece de la estabilidad necesaria, lo cual resulta favorable para una técnica de explotación por hundimiento. A partir de los parámetros geomecánicos de las labores, se determinó el valor ajustado Q' de Barton, obteniéndose una cifra de 9,37. Se estableció que el cuerpo mineralizado y la unidad litológica presentaban una densidad promedio de 26,2 kN/m³. Con el fin de obtener una topografía detallada a lo largo de un eje este-oeste, Con el propósito de corroborar las dimensiones cada 25 metros mediante flexómetro, se tomaron datos topográficos en el yacimiento Pozos Ricos. El procedimiento consistió en registrar las características del piso, la bóveda y las paredes laterales a lo largo de un tramo de 50 metros, realizando lecturas a intervalos regulares de 2 metros. La calidad del macizo rocoso se clasificó como moderada mediante un mapeo

geomecánico, realizado a través de observación directa y mediciones con esclerómetro (martillo Schmidt) y peine de Barton.

Sanchez Ponce (2022) Tesis titulada “Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.”.

El objetivo general de la investigación fue efectuar la evaluación geomecánica orientada al dimensionamiento de los tajos aplicados al sistema de explotación mediante taladros largos en la Unidad Minera Untuca Cori Puno S.A.C.

Los objetivos específicos estuvieron enfocados en realizar la caracterización y evaluación geomecánica de los tajos correspondientes al método de explotación por taladros largos, así como determinar las dimensiones óptimas de los tajos considerando las condiciones geomecánicas presentes en la unidad minera Untuca Cori Puno S.A.C.

Como resultado de la investigación, se concluyó que la evaluación geomecánica permite dimensionar adecuadamente las excavaciones subterráneas destinadas a la explotación mediante tajos y pilares corridos con taladros largos. El macizo rocoso presenta tres sistemas estructurales principales, entre los cuales destaca una estratificación subhorizontal que determina un diseño rectangular de las excavaciones, en lugar de una geometría abovedada. Asimismo, el esfuerzo vertical in situ alcanza los 5,6 MPa a 210 metros de una profundidad máxima. El análisis del macizo rocoso se basó en el levantamiento de datos en las frentes en avance, evidenciando un claro dominio del material clasificado como IIIA. Además, se efectuaron ensayos con martillo Schmidt, obteniéndose una resistencia promedio de 42 MPa; pruebas de carga puntual, con un índice I_s de 8,11 MPa; y ensayos de compresión triaxial, estos análisis arrojaron un ángulo de rozamiento interno de $31,64^\circ$ y una cohesión de 6,76 MPa, además de un peso específico seco de $2,8 \text{ g/cm}^3$ y una capacidad resistente en pilares de 0,026. Dichas variables constituyeron el insumo principal para el

diseño geotécnico de caserones y pilares continuos, combinando el enfoque empírico-analítico del Método Gráfico de Estabilidad y el cálculo por área tributaria. De forma complementaria, el modelamiento computacional se llevó a cabo utilizando el programa PHASE2 (Rocscience, 2010)

El estudio actual sirve de fundamento para la secuencia de extracción y la geometría planteada, la cual incluye el avance de niveles intermedios (superior e inferior) con galerías proyectadas en secciones de 4×4 m. Posteriormente, los tajos serán ampliados, tanto en el nivel superior como en el inferior, hasta alcanzar un ancho de 10 m. Estos quedarán dispuestos de manera superpuesta, lo que permitirá ejecutar la perforación descendente con una inclinación de 90° . Las dimensiones recomendadas para el sistema de explotación mediante tajos y pilares corridos son las siguientes: los tajos tendrán un ancho de 10 m y una longitud de 60 m, determinada mediante el Método Gráfico de Estabilidad. Asimismo, presentarán un radio hidráulico de 4,29, por lo que serán considerados estables con sostenimiento obligatorio (ECS). Por su parte, los pilares corridos tendrán 6 m de ancho, 14 m de altura y una longitud de 80 m, definida también mediante el Método Gráfico de Estabilidad. Su radio hidráulico será de 6,32, clasificándose igualmente como estructuras estables con sostenimiento obligatorio (ECS). El factor de seguridad obtenido será de 1,26 mediante el modelamiento numérico y de 2,26 mediante el método analítico. Ambos resultados indican que las dimensiones propuestas garantizan condiciones de estabilidad adecuadas para la explotación. Conforme a los cálculos del modelo analítico aplicado, el diseño geométrico determinado en este estudio hará posible obtener una tasa de extracción de mineral del 63 %.

José Luis Huamán Ramos (2018) Tesis titulada: “Aplicación del método gráfico de estabilidad para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en unidad Islay – Volcán compañía minera S.A.A. 2018”

El propósito central de este estudio radicó en calcular la geometría límite de las excavaciones

subterráneas para un minado por taladros largos (entre las cotas 395 y 370), empleando la metodología gráfica de estabilidad en la Unidad Islay de Volcan Compañía Minera S.A.A. durante el año 2018.

Se fijaron las siguientes metas particulares: evaluar el estado geotécnico de la veta Islay Piso utilizando el parámetro Q de Barton; estimar los coeficientes A, B y C indispensables para definir el número de estabilidad (N'); y fijar la geometría idónea de los caserones para viabilizar el minado por taladros largos bajo márgenes de seguridad adecuados.

Los datos del análisis geomecánico en la veta Islay Piso arrojaron una calidad de roca regular, respaldada por un RMR medio de 60, lo cual viabiliza el uso del Método Gráfico de Estabilidad. En este contexto, la obtención de un factor A equivalente a 1,0 pone de manifiesto que las presiones inducidas por el minado no afectarán de forma crítica la firmeza de la excavación. En cambio, el factor B presentó un valor de 0,2, evidenciando condiciones desfavorables asociadas al posible deslizamiento de bloques de roca. Respecto al factor C, se determinó que en el techo y la caja techo los mecanismos predominantes de falla estarían relacionados con desprendimientos por efecto de la gravedad. En lo que respecta al hastial inferior (caja piso), la disposición e inclinación de las familias de juntas favorecen principalmente el colapso por deslizamiento de bloques. Por último, al evaluar el área de estabilidad no soportada mediante la metodología gráfica, se ratifica la factibilidad técnica de implementar el sistema de minado por taladros largos en la estructura mineralizada.

2.1.3. A nivel local

Velarde Llamoca (2019) cuyo título es: “Perfil Técnico Económico del Diseño y Construcción del Pique Inclinado 310 Niveles 1820 al 1700, para la Explotación de Reservas veta Cambio – Mina las Bravas”, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, Perú.

Donde en su conclusión menciona: “Se calculó los costos de operación entre los niveles 1820 al 1700, a raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina, con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible el mineral generado, es que surge la necesidad de realizar un pique inclinado cuyo costo por metro de ejecución asciende a US\$/m 753.34. con un costo total de minado de 126 US\$/TM.” Velarde Llamoca, (2019).

2.2. BASES TEORICAS

2.2.1. Minería Subterránea

2.2.1.1. Métodos de explotación subterránea

Los métodos de explotación que se aplican en Mina Las Bravas son:

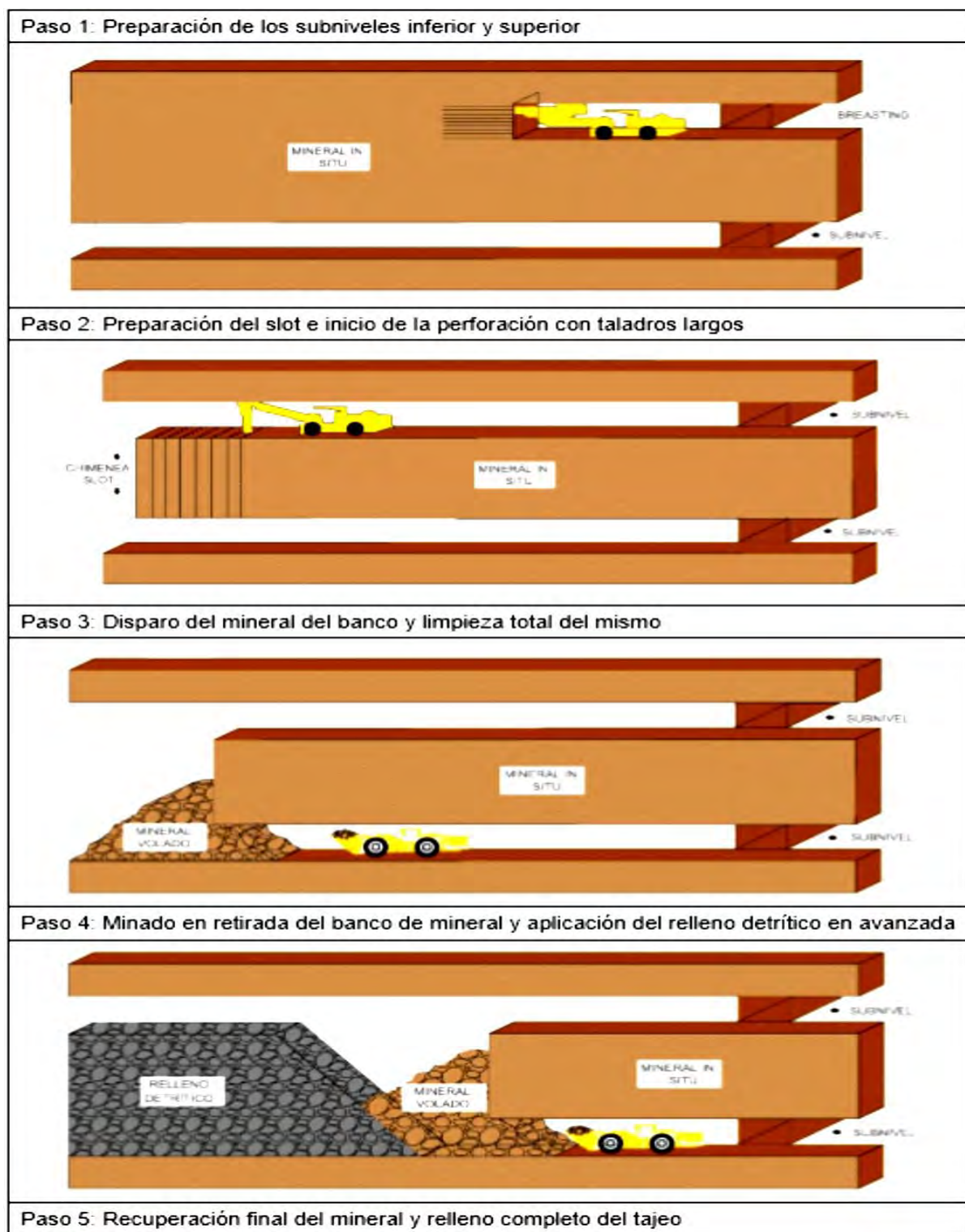
a). Sub Level Stopping (Bench and Fill)

Según **López Jimeno** “El método de explotación por hundimientos de subniveles implica una serie de fases operativas diseñadas para garantizar una extracción eficiente del mineral. Comienza con la perforación de taladros largos, seguida de la limpieza del mineral en retirada para preparar el terreno. Luego, se procede con el relleno detrítico, una práctica para estabilizar las cajas y mantener la integridad estructural del área de trabajo”, El esquema *Avoca Back Fill* destaca por armonizar un rendimiento óptimo con condiciones de trabajo seguras. Esta metodología fue aplicada con excelentes resultados en el yacimiento Las Bravas (ver figura N°1). Esta técnica conlleva la explotación ascendente, seguida de la inyección vertical de relleno detrítico, lo cual asegura una utilización del espacio en su máxima expresión. El sistema de acceso minero se diseñó paralelo al cuerpo mineralizado, conectándose mediante labores transversales dispuestas en intervalos regulares cada 100 metros. Del mismo modo, el descenso del yacimiento se lleva a cabo mediante un declive primario emplazado en el hastial inferior, optimizando así la logística de acarreo y el ingreso al yacimiento. En cuanto a la progresión del minado, esta se programó en

sentido longitudinal, fragmentando cuidadosamente la estructura en bloques de 100 metros de largo. Este enfoque viabiliza un avance ascendente dividido en 3 bancos de minado de 15 metros de potencia cada uno. Dichos bloques se comunican mediante tres subniveles destinados al arranque y acarreo, sumados a un nivel principal. Respecto al ciclo productivo, se aplica el arranque en retirada combinado con relleno detrítico mecanizado. La longitud máxima de abertura (LMA) puede llegar a ser de hasta 30 metros horizontalmente, aunque esta cifra puede fluctuar en función de la clasificación rocosa según el Índice de Resistencia a la Rotura (RMR). (Las Bravas, 2022)

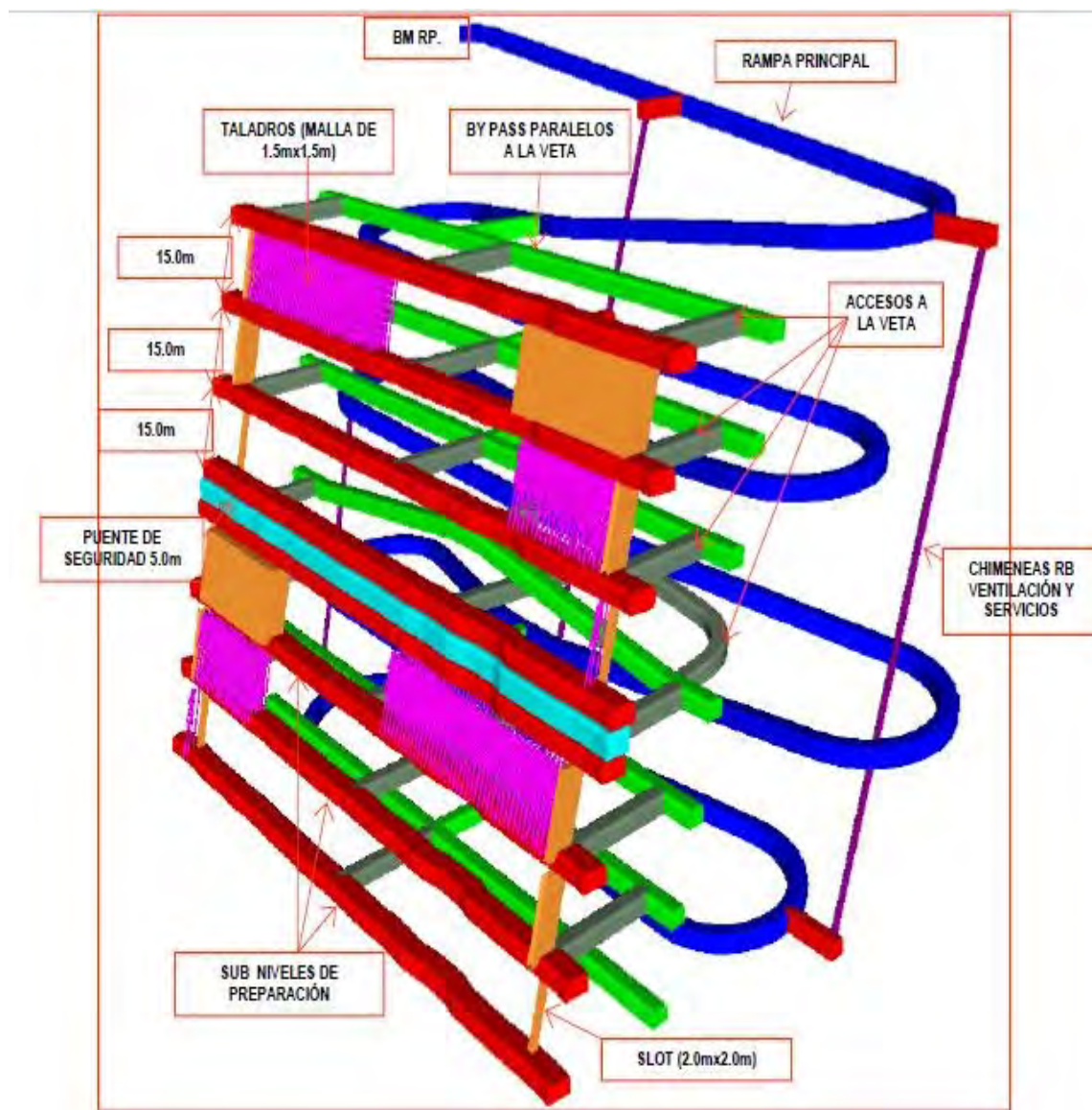
La explotación se inicia en el primer banco, avanzando desde la zona central de la estructura mineralizada, la cual se mantiene como reserva de mineral, con un desarrollo en dirección este-oeste. Para ello, se considera un corte básico de explotación conformado por un bloque mineral de 67,50 m de altura, equipado con tres subniveles intermedios destinados a las labores de perforación y un nivel principal para la extracción. Las galerías se diseñan con una sección de 3,80 m × 4,00 m y una pendiente de +1 %. Con bancos de 12 metros. Para optimizar la operación, los accesos se implementan en forma de rombo. Esta implementación se lleva a cabo en Melissa y Veta ML. (Las Bravas, 2022)

Figura N° 1
Secuencia de Minado SLS



Fuente: Área de Operaciones Mina Las Bravas

Figura N° 2
Método de Minado SLS Vista Isométrica



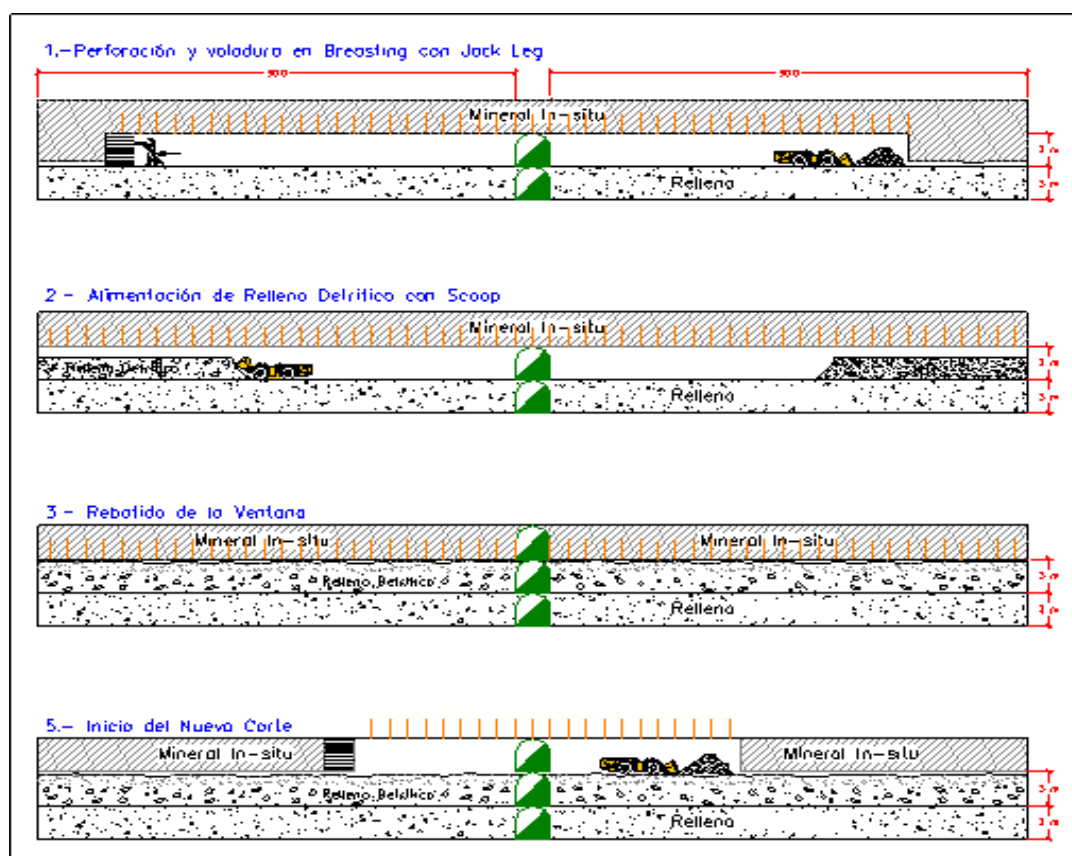
Fuente: Área de Operaciones Mina Las Bravas

b). Over Cut and Fill (Breasting).

Según López Jimeno, “Como condición general para la aplicación de este método es buzamiento menor a 50° así como en zonas de intermitencia de mineral - desmonte condición que requiere de mayor selectividad. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso 0 de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan accesos de -15% gradiente hacia la estructura, una

vez cortada la estructura se desarrollan galerías este – oeste, de longitudes de 50m en promedio (límite del tajeo); con objetivo de control de estabilidad en corona la perforación se realiza de forma horizontal (breasting), para el cambio de piso es utilizado relleno mecánico y posterior uniformizado y sellado de cajas mediante relleno y se hace el desquinche de la corona del acceso (rebatido) e inicia el nuevo corte en ascenso”, tal como se puede ver en la imagen número 3. Con una altura de 4.0 m (corte real: 3.5 m). En la mina Las Bravas, este proceso se utiliza principalmente en el cuerpo Huaripampa y Veta Cambio. Se utiliza en una veta de mayor potencia y en terrenos que van de regulares a malos. (Las Bravas, 2022)

Figura N° 3
Secuencia de Minado OCF



Fuente: Área de Operaciones Mina Las Bravas

2.2.2. Tipos y diseño de labores mineras

En las operaciones, se han estado llevando a cabo actividades mineras con secciones de 4.5 m x 4.5 m (Rampas), 4.0 m x 4.0 m (Piques, Niveles y Galería) y 3.8 m x 4.0 m (Subniveles).

Se tendrá que tomar en cuenta un máximo de 10% de sobre rotura para las tareas de avances.

2.2.2.1. Galería y subnivel.

Siguiendo los planteamientos de Casas Martínez, las galerías se disponen de forma paralela a los cruceros (bypass) y se desarrollan dentro de la propia veta. Estas labores presentan una sección transversal de 3.8 m por 4.0 m con una pendiente promedio del 1%. Los subniveles son trabajos de nivel intermedio que vienen después de las ventanas intermedias, con una sección de 3.8 m x 4.0 m y que se ejecutan sobre la estructura. (Casas Martinez, 2019)

2.2.2.2. Chimeneas slot.

De acuerdo con Casas Martínez, las tareas verticales y perpendiculares a la galería de 1.5 x 1.5 metros son útiles para la cara libre durante la detonación.

2.2.2.3. Bypass.

De acuerdo con los criterios geomecánicos, los bypass deben desarrollarse en forma paralela a las galerías, conservando una separación mínima de 30 m entre ambas labores. Según Casas Martínez (2019), estas excavaciones se ejecutan de manera perpendicular a las ventanas y siguiendo el rumbo del cuerpo mineralizado. Su diseño contempla una sección transversal de 4,5 m x 4,5 m y un pendiente promedio del 1 %.

2.2.2.4. Tajeo.

En minería subterránea, un tajeo o "stopping" (en inglés) es un espacio o volumen de roca que se ha excavado para extraer minerales. Es una zona preparada para la voladura, excavación, y extracción del mineral, formando parte integral del proceso de explotación minera subterránea, la

sección es de 2.1 m x 2.1 m

2.2.2.5. Accesos

Los accesos corresponden a cruceros desarrollados de forma perpendicular a la estructura mineralizada, cuya finalidad es facilitar el ingreso a las zonas de explotación para la extracción del mineral fragmentado. De acuerdo con Casas Martínez, estas labores comprenden excavaciones horizontales, así como rampas ascendentes y descendentes con pendientes de $\pm 13\%$. Su diseño contempla una sección transversal de 4,0 m $\times$ 4,0 m.

2.2.3. Criterios Geomecánicos

Según Osinergmin a través de sus autores; Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017); indican que los criterios geomecánicos son necesarios para “cumplir las necesidades esenciales de seguridad, recuperación de mineral, retorno de capital, medio ambiente y responsabilidad social. Por ello, los criterios geomecánicos que se adopten para el desarrollo de una explotación subterránea cumplirán un papel importante, y sus necesidades deben reflejarse en la política corporativa. Es decir, antes de la aceptación de un diseño de explotación, estas deben estar alineadas con los criterios geomecánicos específicos de diseño, operación y cierre.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco (2017).

También indica que; “Los criterios geomecánicos a tomar en cuenta en el desarrollo de un proyecto minero son los que mencionan a continuación: Criterios geomecánicos para el diseño, Uso de la excavación minera, Factor de seguridad y/o probabilidad de falla, Área de influencia, Normas técnicas aplicables, Criterios geomecánicos durante la construcción y operación, Estándares constructivo, Especificaciones técnicas, Técnicas de construcción y explotación, Mapeo, instrumentación y monitoreo, Criterios geomecánicos para el cierre de minas, Durabilidad, monitoreo y mantenimiento.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco (2017).

2.2.4. Métodos de mapeo geomecánico

2.2.4.1. Mapeo geomecánico por celdas.

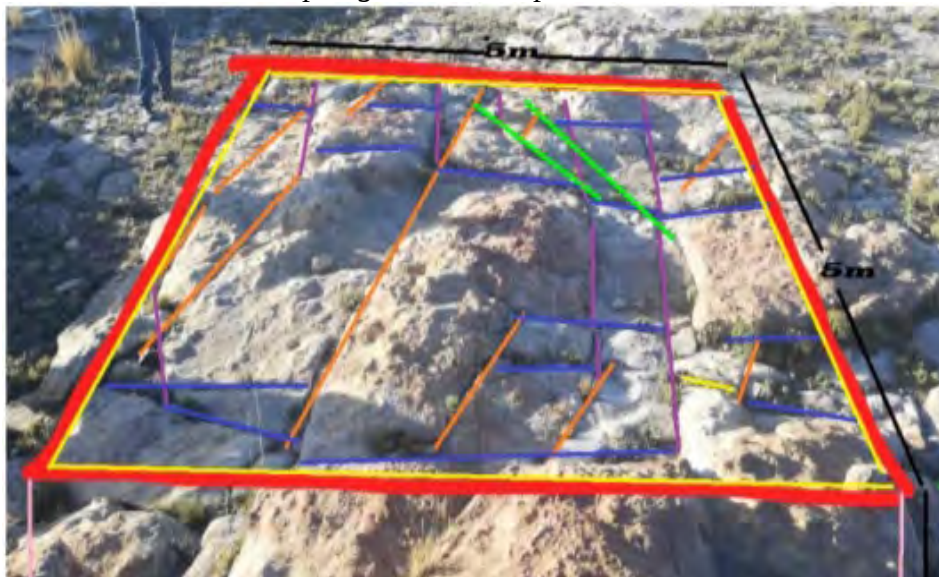
Según (Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017); “El mapeo geomecánico por celdas se desarrolla a través de la ejecución de estaciones geomecánicas, las cuales deben abarcar un área aproximada de 3m x 3m.”

“Mediante el mapeo geomecánico por celdas se identifican y cuantifican características del macizo rocoso, las características de las principales familias de discontinuidades. Para cada familia se determina el tipo de discontinuidad, orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), resistencia de la pared de la discontinuidad, espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, rugosidad presente y grado de alteración o meteorización.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco (2017).

“Todo ello, para definir los parámetros que permitirán clasificar el macizo rocoso mediante el sistema RMR (Rock Mass Rating) y GSI (Índice de Resistencia Geológica). Asimismo, permitirá la clasificación del macizo rocoso en el Sistema Q mediante la definición de parámetros como RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco. (2017).

“Es importante determinar los casos en los cuales conviene realizar el mapeo geomecánico por celdas en lugar de cualquier otra técnica propuesta en la presente guía. Ello dependerá, en última instancia, del tipo de evaluación a realizarse y de la magnitud de la misma. En caso de requerirse la caracterización de todo un nivel de una mina para elaborar la zonificación geomecánica, será necesario abarcar un área más extensa; dicha zonificación podrá desarrollarse mediante la realización de estaciones geomecánicas distribuidas a lo largo de todo el nivel, abarcando los distintos tipos litológicos y también deberán registrarse todas las estructuras geológicas principales.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco (2017).

Figura N° 4
Mapeo geomecánico por celdas



Fuente: Propia

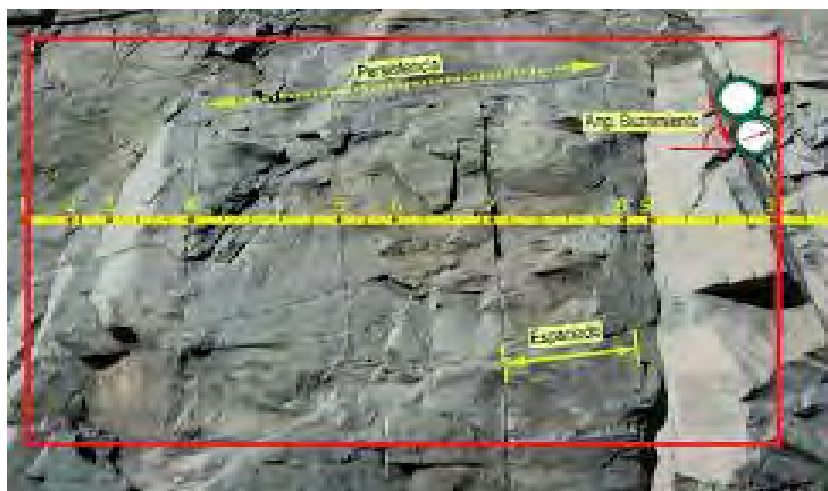
2.2.4.2. Mapeo geomecánico por línea de detalle.

“El mapeo geomecánico por línea de detalle registra las discontinuidades expuestas en las paredes de rocas de afloramientos superficiales o labores subterráneas. El mapeo consiste en establecer una línea, para lo cual se emplea una cinta de medición sobre la que se identifican todas las estructuras o discontinuidades que interceptan o cortan dicha línea, se toma la orientación de la cara de medición, luego la orientación de la línea o cinta y se procede a registrar cada discontinuidad empezando por la distancia de intersección al origen, continuando con el registro de la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), tipo de terminación, tipo de discontinuidad, persistencia (longitud de semi traza), apertura, relleno, rugosidad, resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad, meteorización y presencia de agua.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

“La información recopilada debe ser registrada en una hoja estándar cuyo formato permita almacenar la información de manera ordenada y sencilla. De igual manera, es importante acotar los criterios que determinan cuándo debe desarrollarse el mapeo por línea de detalle en lugar de

las otras técnicas, básicamente esto radica en el tipo evaluación a realizar y el grado de detalle. Puede presentarse el caso de requerir evaluar una excavación permanente, como una cámara de chancado, por ejemplo. Lo recomendable para un estudio de ingeniería de detalle, sería realizar el mapeo por línea de detalle debido a que permitirá obtener mayor información estructural.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017).

Figura N° 5
Mapeo geomecánico por línea de detalle



Fuente: Propia

2.2.4.3. Logueo geomecánico de testigos de perforación

“El logueo geotécnico permite obtener información geotécnica, características y propiedades del macizo rocoso a partir de testigos de perforación diamantina, los que pueden ser testigos de exploración geológica o taladros orientados (en una fase posterior). La información que se recopilará a partir del logueo geotécnico de testigos será empleada básicamente para realizar la caracterización y clasificación del macizo rocoso mediante los sistemas RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

“Los parámetros que se registran en el logueo geotécnico de taladros de exploración geológica son básicamente los relacionados a las coordenadas del collar y orientación de la perforación diamantina. Posteriormente se registran o loguean los siguientes datos en cada tramo

o corrida de perforación: Profundidad de la corrida (desde–hasta), litología, recuperación, RQD, número de fractura del tramo, resistencia (a carga puntual), rugosidad, relleno, meteorización y las observaciones que se consideren convenientes de acotar referentes a la perforación como son presencia de agua subterránea, interrupción de la perforación, etc.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

“La información a recolectar dependerá, en gran medida, de lo que se desea analizar o evaluar. Por ejemplo, para la caracterización y evaluación de la estabilidad y dilución de las paredes laterales de los tajeos en vetas, se recomienda loguear geotécnicamente al menos 20 metros desde el tajeo proyectado hacia la caja techo, 50 metros hacia la caja piso y toda la estructura mineralizada. Por su parte, para la evaluación de la estabilidad de piques y/o labores verticales, se necesita mayor detalle para la evaluación de las estructuras, por ello es recomendable el logueo geotécnico de taladros orientados en los alrededores del eje de la excavación vertical.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017).

Figura N° 6

Logueo geomecanico de testigos de perforación



Fuente: Propia

2.2.5. Propiedades de la roca intacta y ensayos

“El macizo rocoso está compuesto por roca intacta y estructuras geológicas. La respuesta

de la roca intacta bajo condiciones de esfuerzos especialmente si se trata de roca masiva y rígida de alta resistencia sujeta a altos esfuerzos (in situ o inducidos) puede conducir a condiciones de estallido de roca; mientras que una roca suave y altamente deformable puede conducir a un comportamiento elastoplástico de altas deformaciones que con el tiempo pueden cerrar la excavación o abertura.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

El análisis de la matriz rocosa abarca el cálculo de sus parámetros mecánicos, donde sobresalen las resistencias a tracción, cizallamiento, compresión uniaxial y mediante pruebas triaxiales. De igual forma, se estiman las constantes elásticas (módulo de Young y coeficiente de Poisson) junto con los atributos físicos del material, tales como masa volumétrica, peso específico, grado de saturación, porcentaje de poros y capacidad de absorción. La determinación de estos parámetros se encuentra estandarizada conforme a las normas establecidas por la American Society for Testing and Materials (ASTM) y por los procedimientos propuestos por la International Society for Rock Mechanics (ISRM). (Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, 2017)

2.2.5.1. Ensayo de compresión simple.

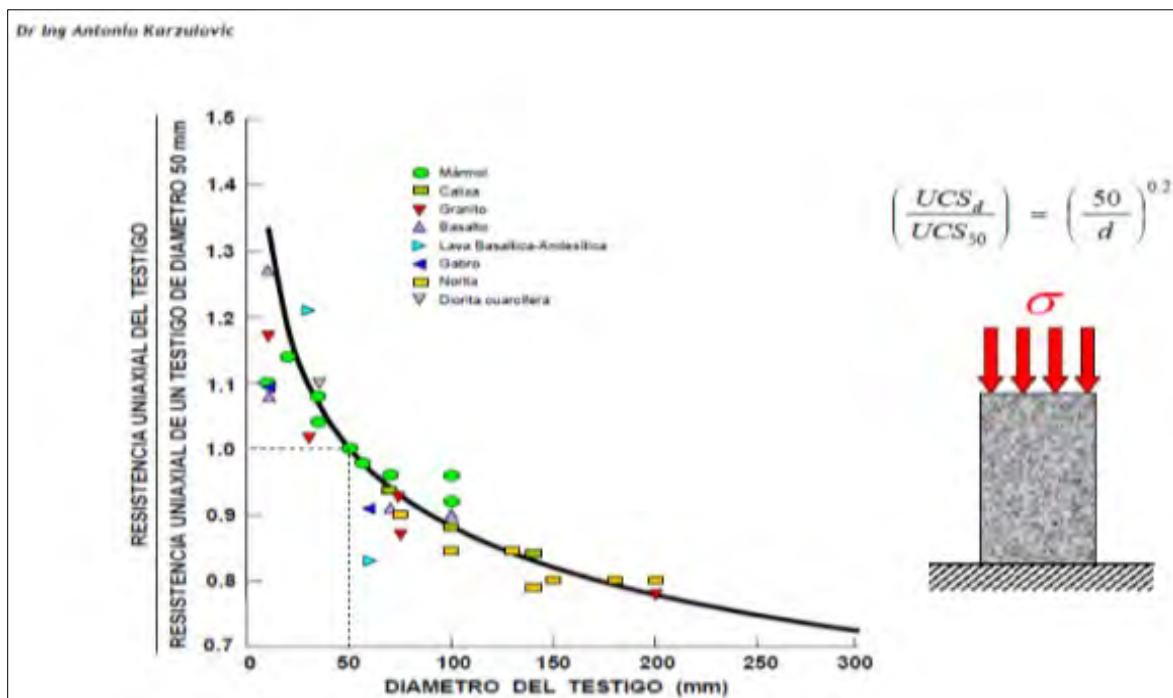
“El ensayo de compresión simple tiene como objetivo determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica de testigo, la cual es sometida a una carga axial sin ninguna carga de confinamiento, que debe ser aplicada de manera continua e incrementada gradualmente hasta que la muestra falle. El esfuerzo normal vertical sobre el espécimen, cuando la falla ocurre, es conocido como la resistencia a la compresión simple o resistencia a la compresión no confinada.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

2.2.5.2. Ensayo de carga puntual.

“El ensayo de carga puntual tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión simple de manera indirecta, mediante la obtención del índice IS (50) en muestras de rocas regulares

e irregulares. Es un ensayo muy sencillo de ejecución rápida y bajo costo.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Figura N° 7
Ensayo de la Resistencia a la Compresión Uniaxial-UCS



Fuente: Dr. Ing. Antonio K. / AKL Ingeniería & Geomecánica Ltda. (Chile)

2.2.5.3. Ensayo con esclerómetro.

El objetivo de la prueba con martillo Schmidt es estimar de forma aproximada la resistencia a la compresión uniaxial, vinculando la densidad del espécimen con la orientación del impacto y el índice de rebote obtenido. Es aplicable a las discontinuidades y también a la roca intacta.

Antes de utilizar el martillo, es necesario determinar la densidad de la muestra que se va a ensayar. Es aconsejable efectuar el impacto en ángulo recto con respecto a la cara del espécimen, procurando dejar una distancia mínima equivalente al grosor de la punta del instrumento.

En segundo lugar, se verifica que la superficie sea lisa y esté libre de discontinuidades, y asegúrese de que la muestra esté firmemente sujeta. A continuación, realice al menos 20

mediciones, descarte la mitad de ellas (las que presenten los valores más bajos) y utilice las mediciones restantes para determinar la media.

Como tercer paso, se emplea el gráfico de “Dispersión media de resistencia en rocas habituales”. En este nomograma, se localiza el promedio del índice de rebote sobre el eje horizontal (ajustado a la inclinación del impacto) y se proyecta una perpendicular hacia arriba hasta cruzar la curva del peso específico del espécimen. Desde ese punto de empalme, se extiende una recta horizontal hacia el eje vertical, el cual señalará la resistencia no confinada aproximada expresada en MPa. (Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, 2017)

2.2.5.4. Ensayo de tracción indirecta

“El ensayo de tracción indirecta tiene como objetivo determinar la resistencia a la tracción de una muestra de roca, dada a través de la aplicación de una carga lineal de compresión diametral en un disco de roca. Este ensayo también es conocido como Ensayo Brasileiro. La carga es aplicada de forma continua para generar una carga o deformación constante sobre la muestra. En general, es un ensayo sencillo que permite obtener de manera indirecta la resistencia a la tracción de una muestra” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

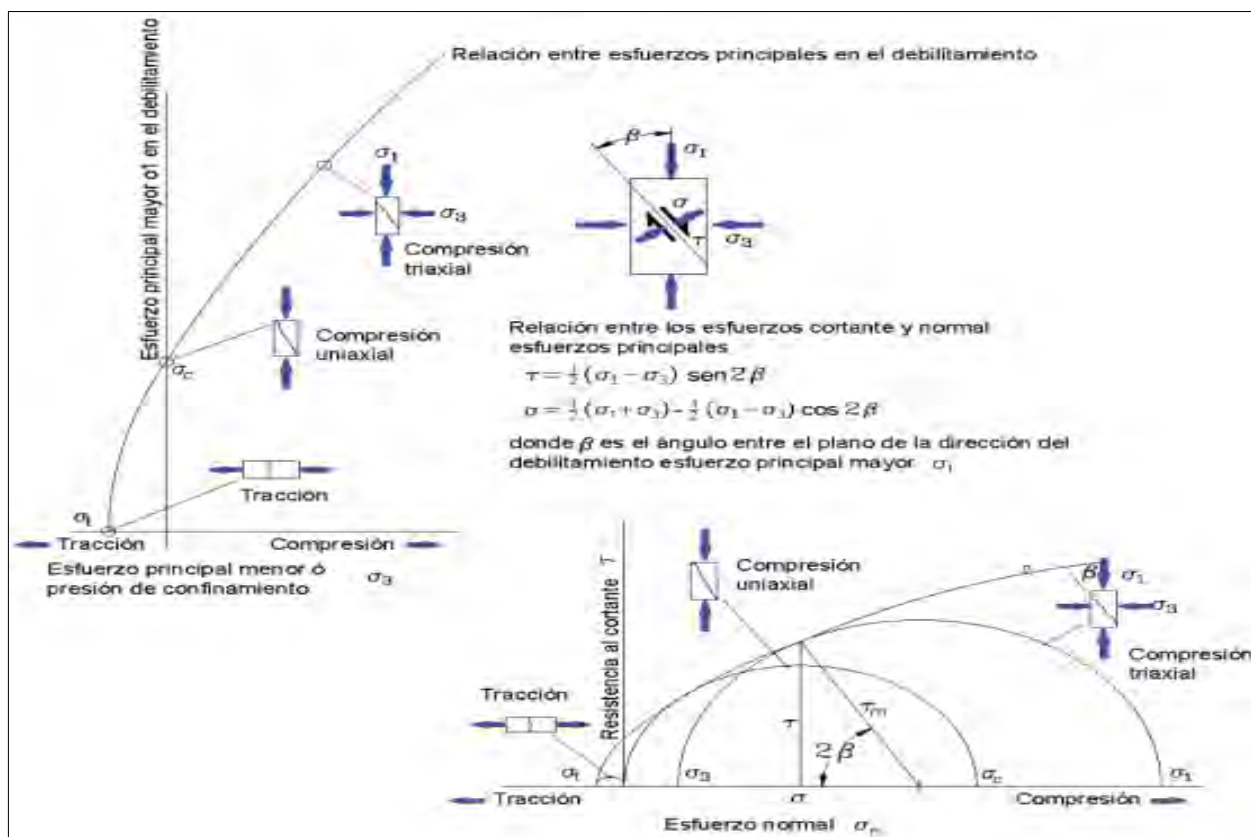
2.2.5.5. Ensayo triaxial

“Este ensayo tiene como objetivo determinar la resistencia a la compresión de una muestra cilíndrica de roca (testigo), que es sometida a una presión de confinamiento constante mientras se le aplica una carga axial de manera continua y gradual. Este escenario permite reproducir en el laboratorio los esfuerzos de confinamiento que experimenta el macizo rocoso in situ.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

“En el ensayo, la carga axial aplicada representa el esfuerzo principal mayor (σ_1) correspondiente, mientras que la tensión radial producida por la presión hidráulica representa el

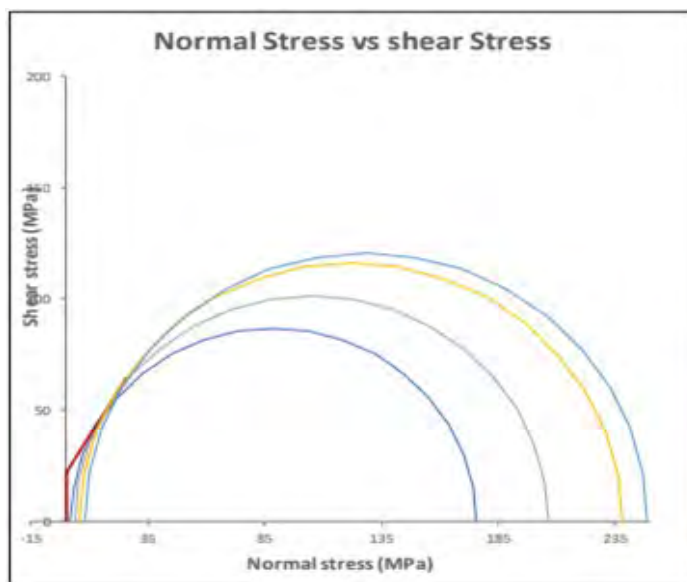
esfuerzo principal menor (σ_3). A partir de cada par de valores σ_1 y σ_3 se podrá construir la envolvente de esfuerzos (criterio de falla de Hoek & Brown) desde la cual se puede obtener la constante de roca intacta m_i u otros. La gráfica a continuación representa las diferentes condiciones de esfuerzos para rotura de la roca intacta.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017).

Figura N° 8
Envolvente de rotura del criterio de Hoek & Brown



Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Figura N° 9
Criterio de Hoek & Brown



Fuente: Dr. Ing. Antonio K. / AKL Ingeniería & Geomecánica Ltda. (Chile)

Figura N° 10
Criterio de Ruptura- compresión Triaxial



Fuente: Compañía Minera las Bravas S.A.C

2.2.5.6. Ensayo de corte directo.

“El ensayo de corte directo tiene como objetivo determinar la resistencia al corte de una discontinuidad expresada con el valor del ángulo de fricción residual (ϕ_r) en muestras de roca previamente fracturadas. Este ensayo se puede aplicar en muestras de roca dura o blanda, y en muestras que contengan planos de falla o discontinuidades naturales o artificiales (interface concreto-roca). La determinación del esfuerzo cortante de una muestra de roca es importante en el diseño de estructuras tales como: taludes de roca, cimentaciones, túneles, labores subterráneas y otros.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Figura N° 11
Ensayo Corte Directo



Fuente: Compañía Minera las Bravas-Geomecanica

2.2.6. Clasificación geomecanica del macizo rocoso

“Los sistemas de clasificación del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI y los sistemas RMR y Q, son parámetros de entrada para muchos métodos de diseño, así como parámetro de entrada de muchos programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica son un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. El macizo rocoso es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser

representado por más de un sistema de clasificación.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

2.2.6.1.Sistema RMR de Bieniawsky.

“El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena, Las versiones más usadas son el RMR76 y el RMR89. Ambas incorporan la valoración de parámetros como: Resistencia de la Roca Intacta, RQD, Espaciamiento de discontinuidades, Condición de discontinuidades, Agua subterránea.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

A continuacion Se muestra el formato de mapeo geomecanico junto a los parametros de evaluacion.

2.2.6.2.Sistema Q de Barton.

“Sistema Q fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía del concreto lanzado. El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

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

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

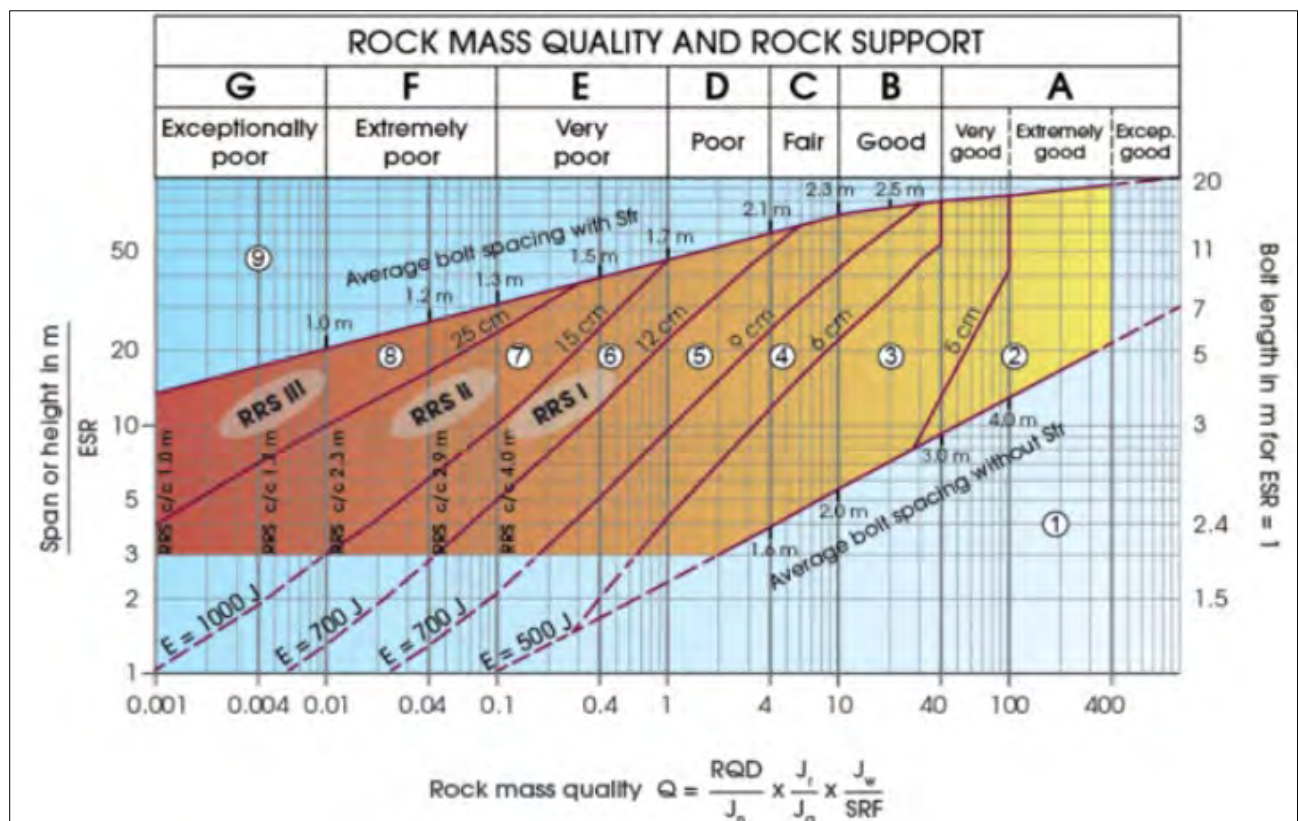
J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_w = Parámetro basado en la presencia de agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

Figura N° 12

Índice de Determinación Q de Barton



Fuente: Grimstad y Bargon, (1993)

2.2.6.3. Sistema RMR y Q

“Un enfoque que se ha tomado en cuenta para los sistemas de clasificación que se aplican a condiciones de minado, es el de simplificar estos sistemas de clasificación para incluir solo factores dependientes del macizo rocoso e ignorar las condiciones externas del entorno como son los esfuerzos y la orientación de la excavación. El valor resultante solo dependerá del macizo rocoso y dará la misma evaluación para las mismas condiciones de roca a diferentes profundidades y diferentes orientaciones de galerías dentro de la mina. Este enfoque simplificado de clasificación ha sido aplicado a ambos sistemas RMR y Q.” Milne, D. J. Pakalnis, R., (1998).

2.2.6.4. Índice de resistencia geológica-GSI.

Un sistema de clasificación de la resistencia y deformación de masas rocosas, utilizado en ingeniería geotécnica para el diseño y construcción de obras subterráneas.

Figura N° 13
GSI Índice de Resistencia Geológica

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizado, superficies con óxido	REGULAR Litas moderadamente meteorizadas y superficies allanadas	MALA Espejo de falla altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arena suave o rellenos
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masiva in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades.	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades.		60			
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Folada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad.			40		
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas.				20	
	Foliado/Laminado/Gizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte.	N/A	N/A			10

Fuente: GSI Hoek, Marinos (2000)

2.2.7. Diseño geomecánico de excavaciones

“Las buenas prácticas de diseño, para ambos tipos de excavaciones serán aquellas que minimicen el riesgo de caídas de rocas. Existen varios métodos de diseño de excavaciones subterráneas reconocidos que se usan con frecuencia en la industria minera. Dado que es difícil no asociar el diseño de una excavación con el diseño del refuerzo o sostenimiento, muchos de estos métodos integran ambos aspectos.

Se tiene alcances de algunos parámetros de diseño geomecánico para los tajeos TJ-120 W y TJ-120 E.

Tabla 2
Diseño geomecánico de excavaciones

Parametro	Valor
Método de explotación	Corte y Relleno Ascendente
Tipo de roca	Mala calidad (RMR 21–40)
Tamaño del bloque	30m (largo) × 20m (profundidad) × 2.4m (ancho)
Relleno	Detritico

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 3
Volumen y Producción del Bloque

Cálculo	Valor
Dimensiones del bloque	30 m × 20 m × 2.4 m
Volumen total	1,440 m ³
Densidad estimada	2.7 t/m ³
Tonelaje por bloque	3,888 toneladas
Producción diaria estimada	35 toneladas

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 4
Costos Estimados por Tonelada

Componente	Costo (USD/t)
Preparación y desarrollo	2.00
Perforación y voladura	1.00
Carguío y acarreo subterráneo	1.50
Sostenimiento	1.25
Relleno (material + colocación)	2.50
Ventilación y servicios	0.50
Total estimado	8.75

Fuente: Elaboración Propia

Los métodos de diseño que presentaremos en esta guía se clasifican en los siguientes:

- Métodos empíricos, que evalúan la estabilidad basada en prácticas o experiencia previa junto con el comportamiento existente de la mina para una predicción futura.
- Métodos analíticos en forma de códigos numéricos, soluciones cerradas, física clásica y modelos de resistencia.
- Métodos observacionales que se basan en el monitoreo del macizo rocoso y la verificación de su comportamiento (este método no se incluye en la guía dado que su aplicación es principalmente en obras subterráneas de infraestructura civil).” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

2.2.7.1.Método empírico-Pakalnis

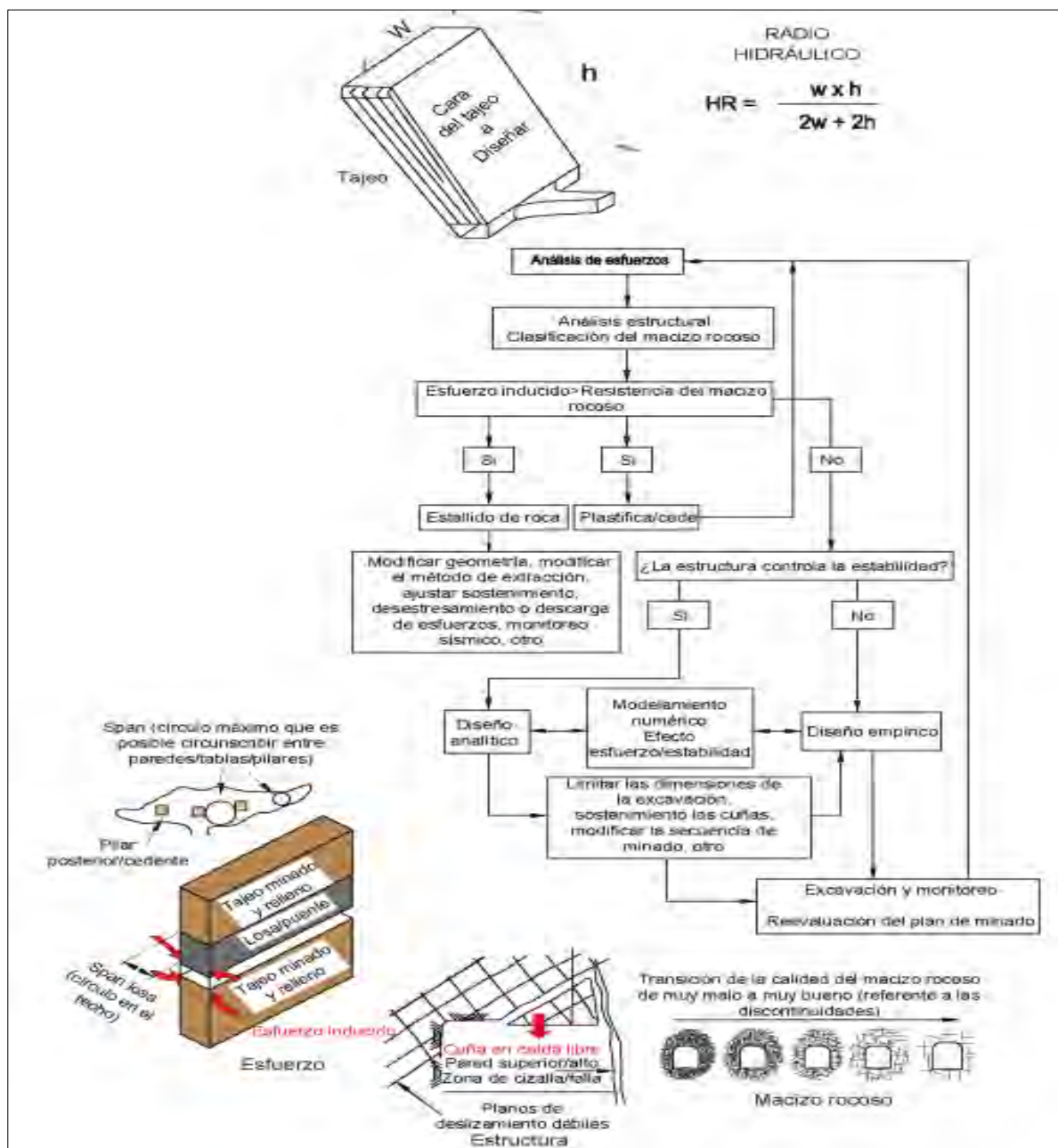
Dada su utilidad operativa en la infraestructura subterránea, los enfoques empíricos gozan de gran popularidad en la ingeniería de minas. Si bien constituyen herramientas valiosas para el modelado geomecánico, deben considerarse únicamente como un marco orientativo que requiere una calibración constante según el comportamiento particular del yacimiento. En este sentido, Pakalnis recalca que cualquier dimensionamiento definitivo debe corroborarse de manera obligatoria mediante análisis numéricos o formulaciones analíticas.

“Los métodos empíricos han ganado aceptación en los últimos años debido a su capacidad

predictiva. Los métodos convencionales de evaluación tienen dificultad para identificar la naturaleza fracturada de la roca como material, asignarle propiedades y establecer parámetros de entrada para una posterior evaluación numérica.” Pakalnis, (2014)

Figura N° 14

Metodología de diseño que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo rocoso



Fuente: Pakalnis, (2014)

2.2.7.2. Método gráfico de estabilidad Mathews.

El Método Gráfico de Estabilidad Modificado tiene su origen en la propuesta desarrollada por Mathews (1981), la cual fue posteriormente perfeccionada por Potvin (1988) y Nickson (1992), sentando así las bases del esquema procedimental que se emplea hoy en día con el fin de diagnosticar el comportamiento estructural en labores bajo tierra.

El principio de esta metodología radica en la obtención del número de estabilidad (N'), un índice cuantitativo del comportamiento geomecánico del terreno que se calcula mediante la fórmula:

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

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

El parámetro Q' corresponde al Índice de Calidad de la Roca propuesto por Barton (1974), calculado considerando iguales a la unidad (1) tanto el Factor de Reducción de Esfuerzos (SRF) como el Factor de Reducción por Agua (Jw). Esta simplificación se adopta debido a que la base de datos empleada para el desarrollo del Método Gráfico de Estabilidad proviene, en su mayoría, de explotaciones mineras realizadas en condiciones geomecánicas secas.

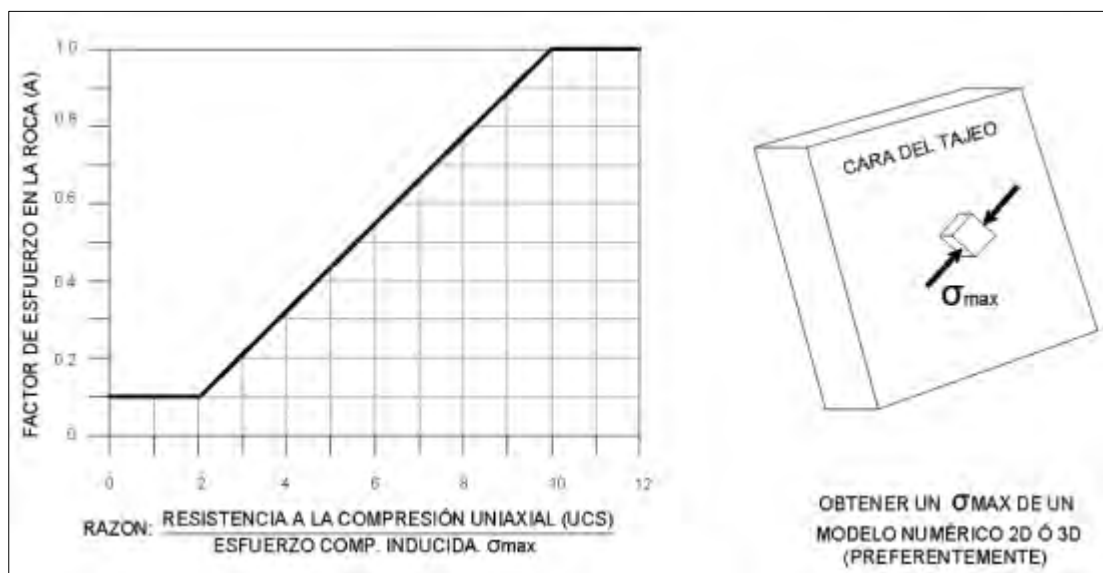
A: Factor de condición de esfuerzos

“Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

La magnitud del parámetro A queda determinada por la proporción existente entre la resistencia no confinada de la roca matriz y las tensiones generadas alrededor del minado. Si la capacidad de la matriz rocosa supera o iguala diez (10) veces el esfuerzo inducido, se toma un

valor de 1.0, descartando así que el campo de presiones suponga una amenaza para el sostenimiento del tajo. Por el contrario, cuando la resistencia apenas duplica (≤ 2) dicha tensión, el factor A desciende a 0.1, evidenciando un impacto desfavorable sobre la estabilidad de la labor, tal como se aprecia en el gráfico adyacente.

Figura N° 15
Factor de Esfuerzo en la Roca, A



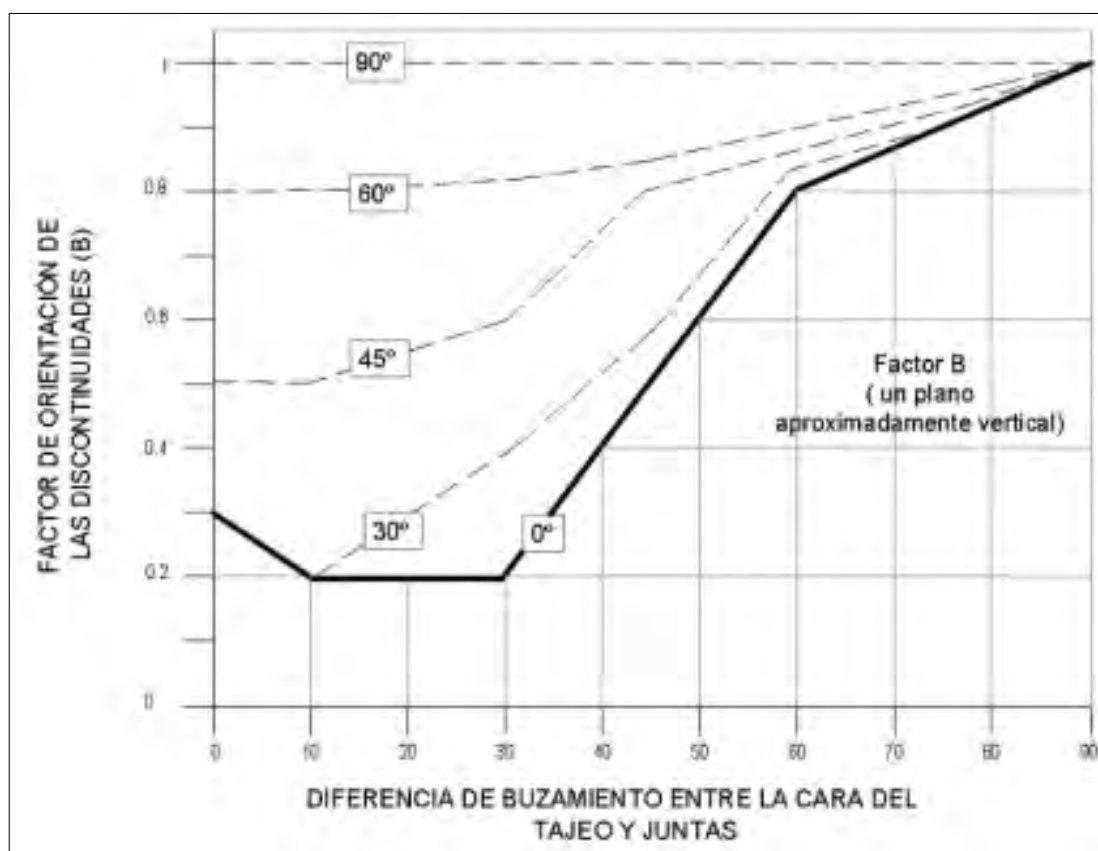
Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

B: Factor de orientación de estructuras

“Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor en la cara de un tajeo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo. En un segundo paso se determina el valor de la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación “B”

en el eje vertical. Este factor indica que las discontinuidades principales orientadas a 90° de una cara de un tajeo no serían un problema para la estabilidad y el factor B tendría un valor de 1.0 (Favorable). Caso contrario, las discontinuidades orientadas a menos de 20° de la cara serán inestables, lo que significaría la falla por deslizamiento de los bloques o caída de bloques dentro del tajeo, en esta condición se daría un valor de $B = 0.2$ (Desfavorable)” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Figura N° 16
Factor de Orientación de Juntas, B



Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

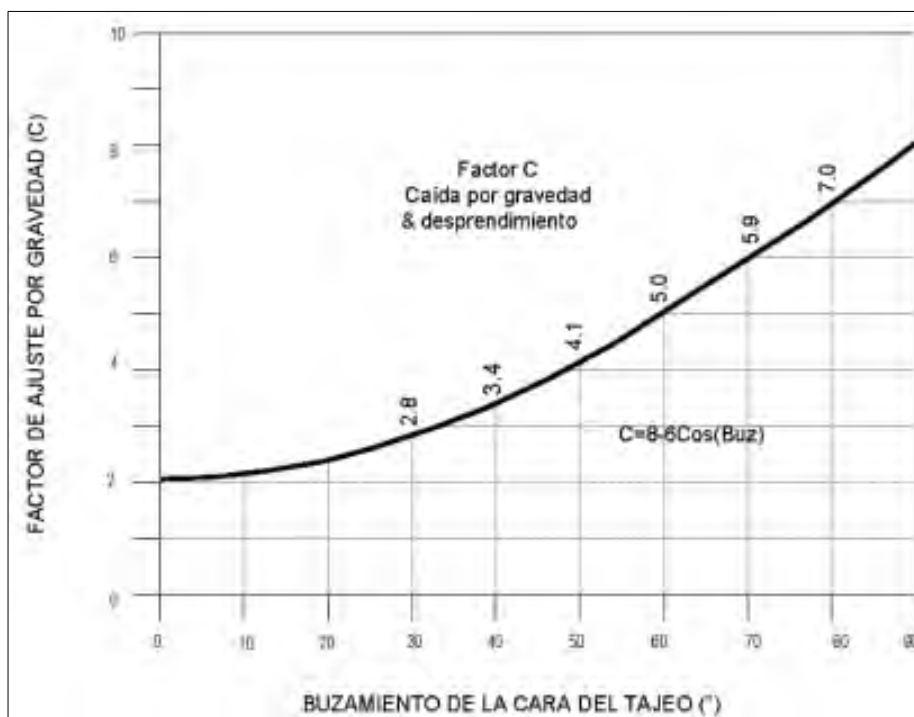
C: Factor de componente gravitacional

Mathews (1981); “Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una

pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal.”

Tal como lo planteó inicialmente Mathews (1981), se asignó un valor de $C = 8$ al parámetro de gravedad en la totalidad de los paramentos del yacimiento adyacente al piso, obteniendo como resultado el trazado expuesto en la figura N° 17.

Figura N° 17
Factor de Reajuste Gravitatorio C



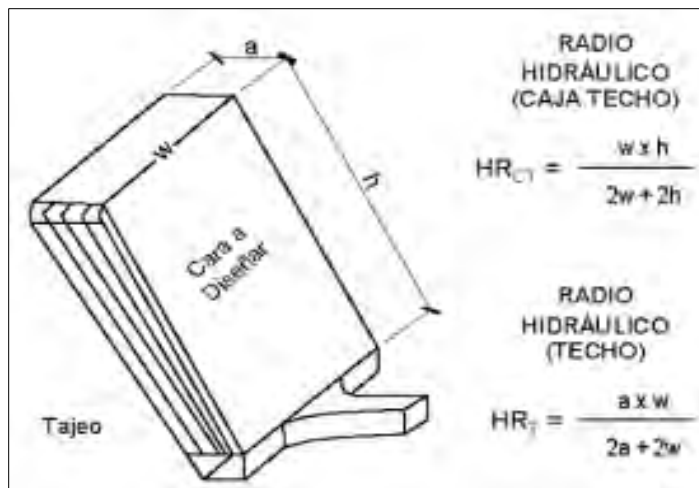
Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Radio Hidráulico

El radio hidráulico se calcula como el cociente entre la superficie expuesta de la cavidad y el perímetro del plano analizado. Cabe destacar que este valor experimenta un crecimiento proporcional a la expansión de la superficie del caserón. En consecuencia, valores más elevados del radio hidráulico se asocian con una menor estabilidad de la excavación, debido a que el

aumento de las dimensiones de la superficie expuesta favorece la posibilidad de inestabilidad.

Figura N° 18
Radio Hidráulico (RH)

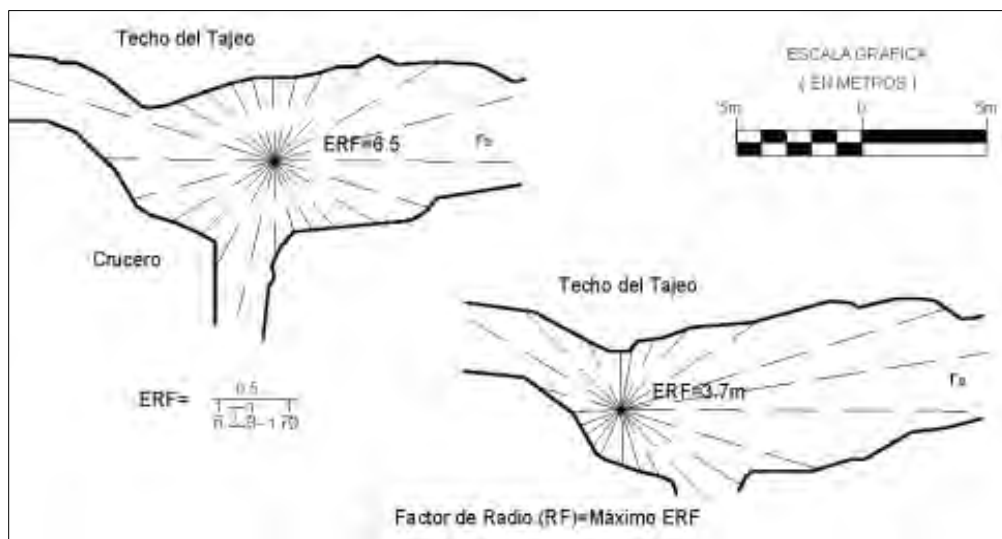


Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Factor de Radio (RF)

Milne (1997) “desarrolló el Factor de Radio (RF) y Factor de Radio Efectivo (ERF) para abordar el problema de evaluar el Radio Hidráulico para geometrías que no tienen formas cuadradas o rectangulares, tal como se muestra en la figura.”

Figura N° 19
Factor de Radio



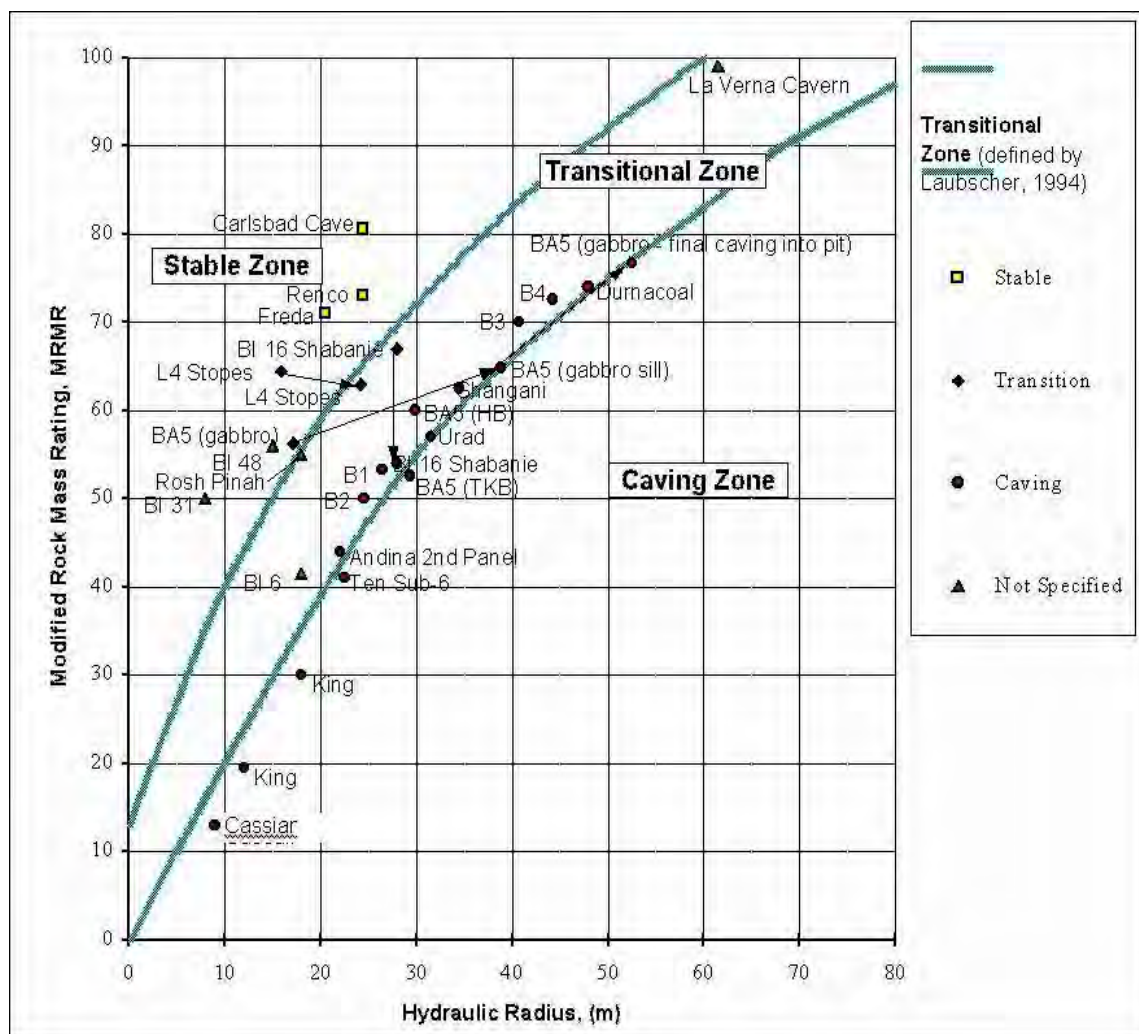
Fuente: Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017)

Método Gráfico de Estabilidad Modificado (N')

“El método gráfico de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue inicialmente propuesto por Mathews y luego modificado por (Potvin y Nickson) para posteriormente obtener el gráfico de estabilidad modificado, como se muestra en la figura

La estabilidad fue evaluada cualitativamente como estable, potencialmente inestable o Caving, siendo los datos de entrada el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico de la cara del tajeo a evaluar.” Huaman Aparicio & Ardiles Velasco, (2017).

Figura N° 20
Gráfico de Estabilidad Modificado (N')



Fuente: Cordova R & De La Sota P, (2020)

2.2.7.1. Dimensionamiento de Block's de mineral .

En minería subterránea, el block de mineral se define como la unidad volumétrica delimitada de un cuerpo mineralizado, planificada para su extracción mediante un método de explotación determinado (corte y relleno, sublevel stoping, shrinkage, cámaras y pilares, etc.). Este bloque constituye la base operacional del diseño minero, ya que sobre él se calculan los parámetros de perforación, sostenimiento, ciclos de minado y evaluación económica. Su delimitación responde a la geometría del yacimiento incluyendo potencia, buzamiento y continuidad y a la capacidad portante del macizo rocoso, lo cual condiciona la estabilidad durante la explotación (Hoek & Brown, 2019).

Desde el punto de vista económico, cada bloque debe considerarse como una unidad rentable independiente, en la cual se evalúan las leyes de cabeza, la recuperación metalúrgica, la dilución operativa y los costos asociados a extracción y procesamiento (Newman, 2013). Por ello, el dimensionamiento del bloque no solo tiene implicancias estructurales, sino también financieras, ya que un sobredimensionamiento puede comprometer la estabilidad y generar pérdidas por colapso, mientras que un bloque subdimensionado puede elevar innecesariamente los costos por tonelada extraída (Barton, 2002). En la práctica operativa del Perú, softwares como Deswik, Datamine y Vulcan permiten modelar bloques de mineral mediante algoritmos de optimización geotécnica y económica, integrando parámetros de resistencia de roca y proyecciones de productividad.

En resumen, el bloque de mineral representa la unidad fundamental de planificación y ejecución minera subterránea, cuyo diseño requiere un enfoque integral que considere simultáneamente factores geológicos, geomecánicos y económicos para garantizar su viabilidad

técnica y rentabilidad.

2.2.7.2. Criterios Geomecánicos para el Dimensionamiento.

El soporte natural del macizo rocoso define el máximo tamaño de bloque seguro. Para ello se emplean clasificaciones como:

- Q-System (Barton)
- RMR (Bieniawski)
- GSI (Hoek & Brown)

A partir de estas clasificaciones se determina la luz libre máxima que puede mantenerse sin colapso.

Tabla 4
Luz libre máxima en block de mineral

Clasificación	Calidad de Roca	Luz máxima recomendada (m)
RMR < 40	Mala	< 3 m
RMR 40 - 60	Media	3 - 6 m
RMR > 60	Buena	> 6 m

Fuente: Cordova R & De La Sota P, (2020)

2.2.8. Sostenimiento de labores subterráneas

De acuerdo con Zuñiga, C. L., el sostenimiento de labores subterráneas constituye un elemento fundamental para garantizar la estabilidad del macizo rocoso y mejorar las condiciones de seguridad durante las operaciones mineras. Este comprende el conjunto de medidas de refuerzo, consolidación y soporte aplicadas a galerías, túneles y demás excavaciones subterráneas con el propósito de mantener su estabilidad estructural.

Salvaguardar la integridad de los trabajadores y el maquinado en el entorno subterráneo,

junto con evitar el derrumbe de las cavidades, constituye el propósito fundamental del refuerzo de rocas. En este sentido, la selección del sistema de sostenimiento debe realizarse considerando factores como la calidad del macizo rocoso, las condiciones geotécnicas del entorno y las variaciones en la geometría y dimensiones de las excavaciones.

Para el sostenimiento de las labores subterráneas se dispone de diversos métodos y materiales, entre los que destacan los pernos de anclaje, las mallas metálicas y el concreto lanzado (shotcrete). La elección del sistema más adecuado debe responder a un análisis integral que contemple criterios técnicos, operacionales, económicos y de seguridad, con el fin de asegurar un desempeño eficiente y confiable durante la explotación minera.

2.2.8.1.Sostenimiento activo.

Conforme a C. L. Zúñiga, los dispositivos de fortificación activa actúan directamente sobre las tensiones internas del macizo rocoso como mecanismos de consolidación. Entre las soluciones que gestionan estos esfuerzos destacan los pernos de anclaje, la malla electrosoldada y el shotcrete, entre otros esquemas de sostenimiento.

El sostenimiento activo tiene como propósito fundamental salvaguardar la integridad del personal, mantener la estabilidad operacional del yacimiento y asegurar la continuidad en las labores de extracción.

En cuanto a los diversos tipos de pernos, tenemos:

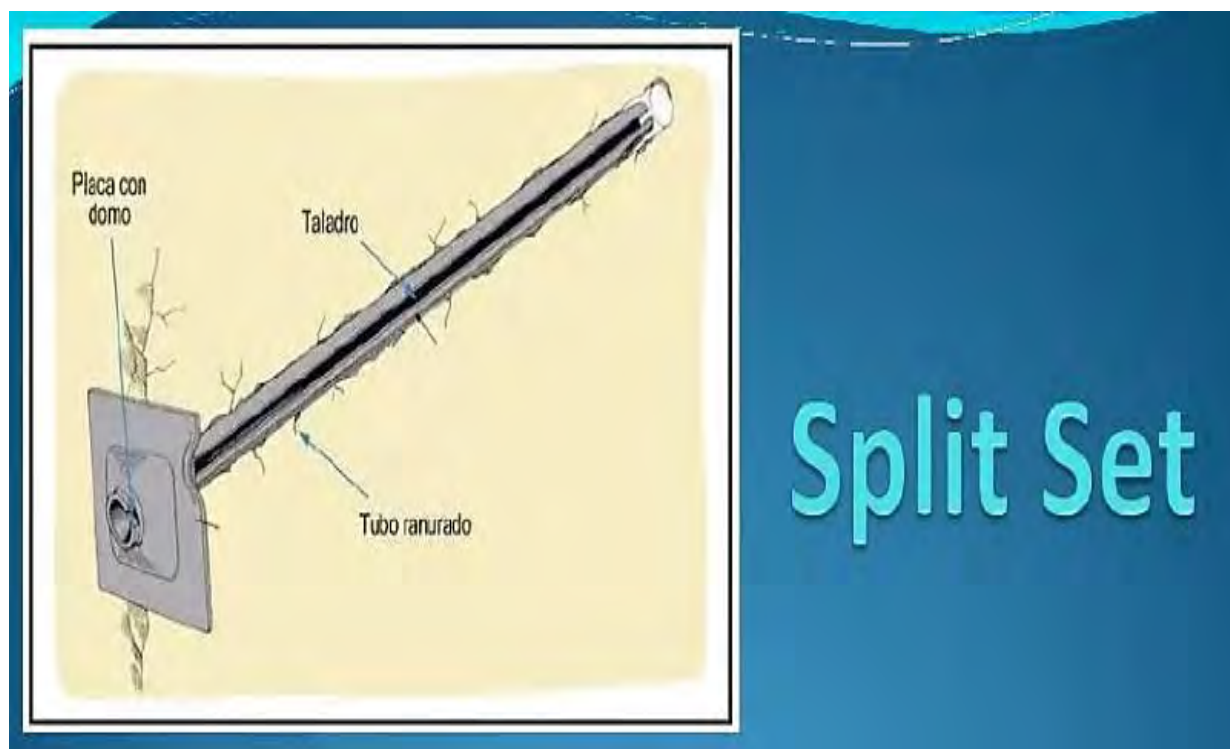
a). PERNOS SPLIT SET. (Pernos de Fricción)

Los pernos Split Set, también conocidos como pernos de fricción, son componentes utilizados en diversas aplicaciones mineras, según C. L. Zúñiga. Gracias a su versatilidad, constituyen elementos esenciales para la estabilización de taludes y el refuerzo temporal de excavaciones mineras. Estos pernos poseen una excelente capacidad de sujeción y una gran

durabilidad.

Este elemento de sostenimiento se introduce a presión en un taladro de diámetro inferior a su sección, el cual actúa comprimiendo el tubo hasta amoldarlo a la perforación y reducir casi por completo su ranura longitudinal. El perno de fricción constituido por un tubo de acero de alta resistencia con diseño especial (Figura 21), exige una adherencia continua a lo largo de toda la pared de la roca para transmitir la carga de soporte requerida. Este tubo puede ofrecer un mejor soporte debido a que su diámetro es mayor que el del barreno en el que se inserta.

Figura N° 21
Perno Split Set



Fuente: (revistaseguridadminera, 2022)

b). PERNOS SWELLEX.

Según C. L. Zúñiga, los pernos Swellex se utilizan para el sostenimiento activo en minas y túneles. Como se observa en la Figura 22, están fabricados con tubos de acero que transfieren la carga mediante fricción. Los tubos se elaboran a partir de láminas plegadas y están sellados en

ambos extremos con manguitos soldados. Se introducen en perforaciones cuyo diámetro es al menos 15 mm mayor que el del propio perno y se emplean principalmente para reforzar la roca circundante. Tras su instalación, se expanden utilizando agua a alta presión, lo que garantiza una colocación rápida y precisa de cada perno, proporcionando un rendimiento excelente y una interacción eficaz con el macizo rocoso.

Figura N° 22

Perno Swellex



Fuente: (Atlas Copco swellex, 2022)

c). PERNOS HELICOIDALES

Como se observa en la Figura 23, ZUÑIGA, C. L. señala que estos elementos se fabrican a partir de una barra de hierro o acero biselada, la cual se aloja en el barreno mediante cemento (en cartucho o inyectado) o resina (en cartucho). Tres mecanismos fricción, química, adhesión y fijación consiguiendo así un acoplamiento continuo entre el perno y el macizo rocoso en toda la longitud del refuerzo. Los dos últimos son especialmente importantes debido a su interacción con otros sistemas de sujeción de pernos. La adherencia resulta crucial, pues conforma el nexo estructural entre la roca circundante y el perno. Asimismo, la combinación entre el acero del elemento y la lechada de cemento contribuye a mitigar la corrosión, asegurando la durabilidad y estabilidad a largo plazo del sistema de sostenimiento. En función de esto, el cemento es el agente

aglutinante preferido en ausencia de agua, mientras que la resina se emplea en presencia de agua, particularmente si esta es ácida (ZUÑIGA, 2008).).

Figura N° 23
Perno Helicoidal



Fuente: (Promine, 2020)

2.2.8.2.Sostenimiento pasivo.

Según Zuñiga, C. L., el elemento de soporte se caracteriza por no generar esfuerzos directamente sobre el macizo rocoso, debido a que se encuentra ubicado externamente a la roca. Su comportamiento depende de los desplazamientos y deformaciones que experimenta el macizo rocoso en la zona circundante a la excavación, desarrollando progresivamente su capacidad de resistencia conforme se producen dichos movimientos.

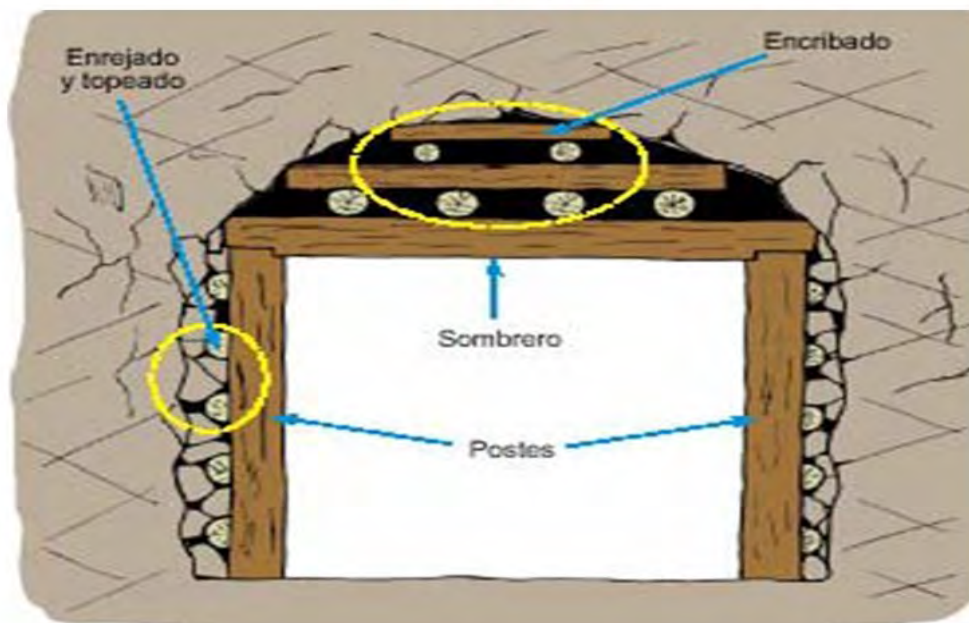
Elementos:

- Concreto lanzado (Shotcrete)
- Malla metálica electrosoldada
- arco de acero o cimbras
- Cuadros de madera
- Relleno detrítico.

- Gatas mecánicas

Figura N° 24
Cuadro de madera

CUADROS



Fuente: MINERÍA GENERAL “SOSTENIMIENTO DE MINAS”

2.2.9. Ventilación de minas

Mantener un ambiente de trabajo óptimo en las labores bajo tierra depende de encauzar corrientes de aire limpio por la red de túneles y galerías; por ello, la inyección de aire en yacimientos resulta indispensable para resguardar la vida y el bienestar físico de las cuadrillas. El mantenimiento de un flujo de aire constante favorece un ambiente limpio y saludable, reduciendo así la acumulación de gases peligrosos. Al asegurar condiciones seguras y confortables para las operaciones mineras, este enfoque no solo mejora la salud de los trabajadores, sino que también incrementa la productividad y la eficiencia laboral. Por consiguiente, la ventilación minera constituye un elemento esencial que busca tanto cumplir con las normativas de seguridad como mejorar las condiciones de vida de quienes desempeñan su labor en este entorno hostil.

2.2.9.1. Clasificación de ventiladores

a). Ventiladores centrífugos.

Como se ilustra en la Figura N°25, la estructura del ventilador centrífugo se compone de un impelente o rodete albergado dentro de una voluta o carcasa helicoidal. Durante su funcionamiento, el flujo de aire ingresa de manera axial (en la misma dirección del eje del ventilador), es succionado por los álabes del rodete y descargado en sentido radial hacia la carcasa, expulsándose en un ángulo de 90° con respecto al eje de entrada. Según Zittrón (2012), estos equipos de flujo radial se comercializan en variantes de entrada simple o doble, lo que otorga flexibilidad operacional según los requerimientos del sistema.

Figura N° 25
Ventilador centrifugo



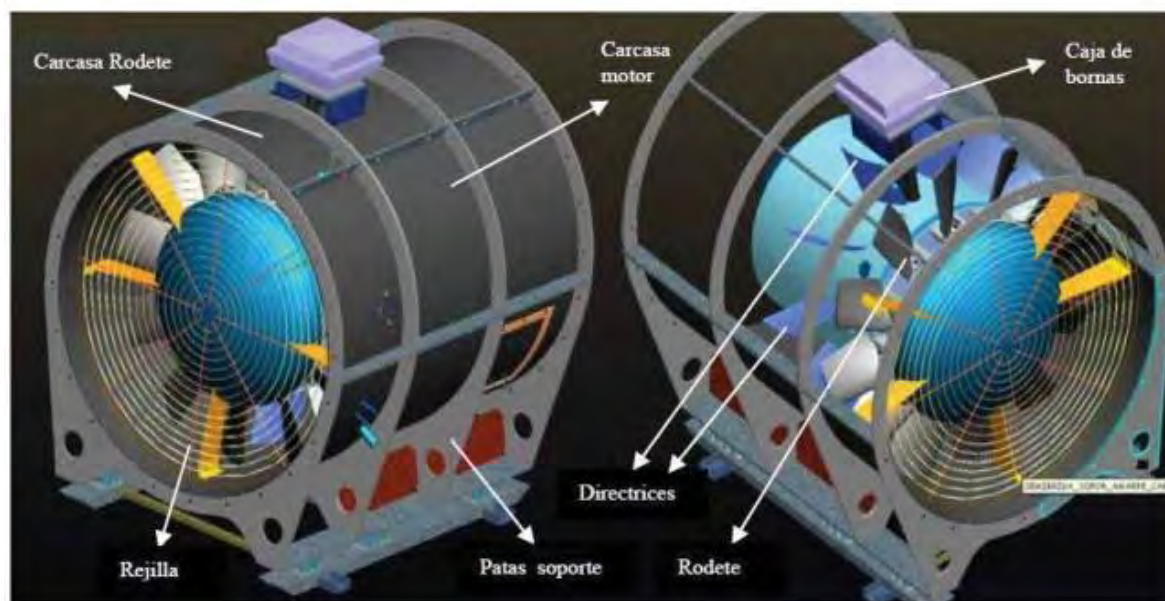
Fuente: (zittrón, 2012)

b). Ventiladores axiales.

Como se observa en la Figura 26, el diseño aerodinámico del ventilador axial se caracteriza por un rodete situado en el centro y alojado en una o varias carcasas cilíndricas. Durante el funcionamiento, se incorporan álabes directores aguas abajo del rotor para mejorar la eficiencia y

convertir el equipo en un ventilador axial con álabes directores. Este tipo de ventilador es más eficiente que los centrífugos y capaz de generar una mayor presión estática en un amplio rango de caudales y presiones, desde valores bajos hasta otros relativamente elevados. Para optimizar aún más el rendimiento del sistema, se integran álabes directores durante la fase de diseño y optimización. Dichos álabes se ubican estratégicamente para dirigir eficazmente el flujo de aire hacia el interior y el exterior del equipo, pudiendo situarse en la entrada, en la salida o en ambas ubicaciones. (zitrón, 2012)

Figura N° 26
Ventilador Axial



Fuente: (zitrón, 2012).

2.2.9.2. Tipos de Ventilación.

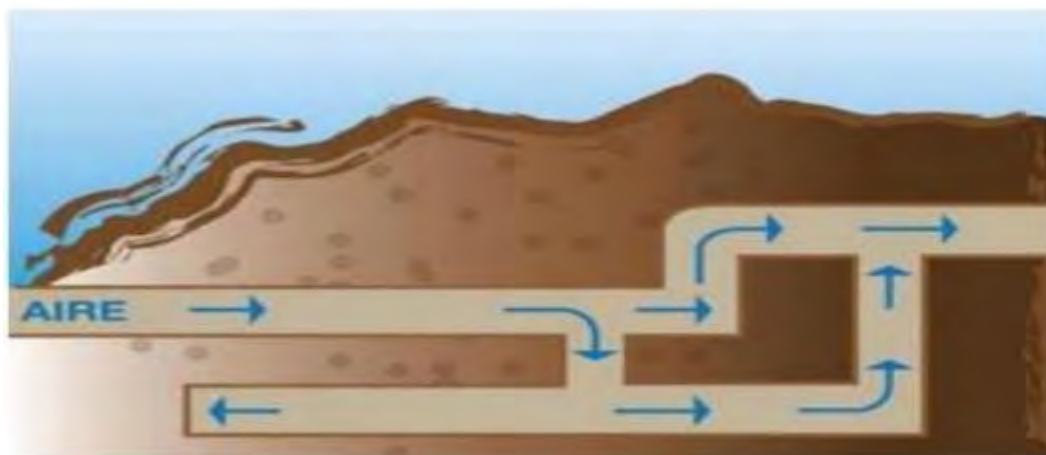
a). Ventilación Natural

El funcionamiento del tiro natural en un circuito de ventilación exige indispensablemente un desnivel topográfico entre las labores de ingreso y salida del aire. No obstante, el elemento determinante en este proceso es el gradiente térmico generado por el intercambio de energía

calorífica entre el ambiente exterior y las excavaciones subterráneas. La incorporación de energía térmica al sistema provoca variaciones de presión que inducen el movimiento del aire, originando un flujo debido al desplazamiento de las masas de aire caliente por corrientes de aire frío. (SERNAGEOMIN, 2012).

Figura N° 27

Esquema de Ventilación Natural



Fuente: SERNAGEOMIN, 2012

b). Ventilación Mecánica.

Un flujo volumétrico y una presión continuos quedan asegurados gracias a la ventilación asistida, cuyo funcionamiento se apoya en motores mecánicos dimensionados según el diseño del circuito. Este equipamiento accionado por energía eléctrica genera el empuje necesario sobre el caudal para aportar flujo renovado o evacuar el aire contaminado, asegurando así los regímenes de operación y las rutinas operativas. Puesto que este tipo de ventilación conlleva un mayor coste al requerir electricidad para su funcionamiento, el objetivo es transportar y diluir los contaminantes, garantizando al mismo tiempo el confort de los trabajadores— con el menor coste operativo posible. (Jiménez, 2011).

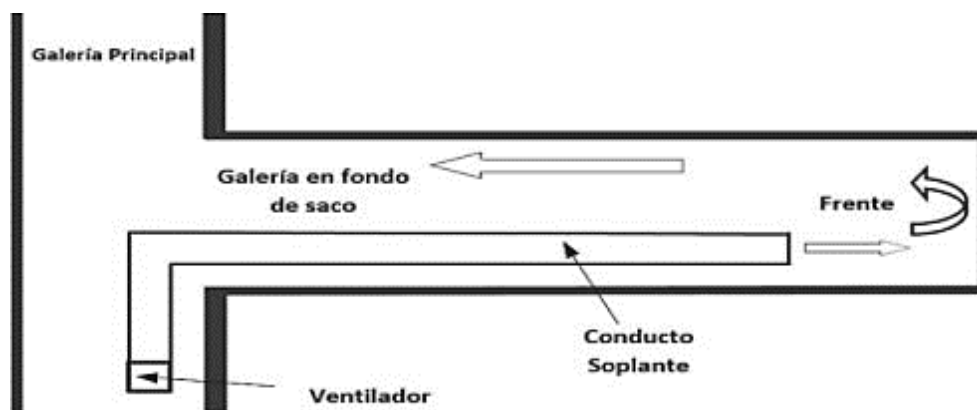
c). Sistema de Ventilación Impelente

En este sistema de ventilación, el aire fresco es conducido hacia el frente de la labor mediante un ducto conectado a ventiladores que generan el flujo requerido. La presión ejercida permite desplazar el aire contaminado o viciado a través de la galería, facilitando su evacuación. Este método constituye el sistema de ventilación auxiliar más utilizado en la mayoría de las operaciones mineras subterráneas. (SERNAGEOMIN, 2012)

Este sistema permite la utilización de ductos flexibles sin refuerzo, caracterizados por presentar una superficie interna lisa que favorece el desplazamiento del aire. Debido a sus propiedades, estos conductos tienen un menor costo de adquisición, son de fácil manipulación e instalación, y generan una menor resistencia al flujo de aire en comparación con otros tipos de ductos. (López, 2011).

Figura N° 28

Sistema de ventilación impelente



Fuente: SERNAGEOMIN (2012)

d). Sistema de Ventilación Aspirante

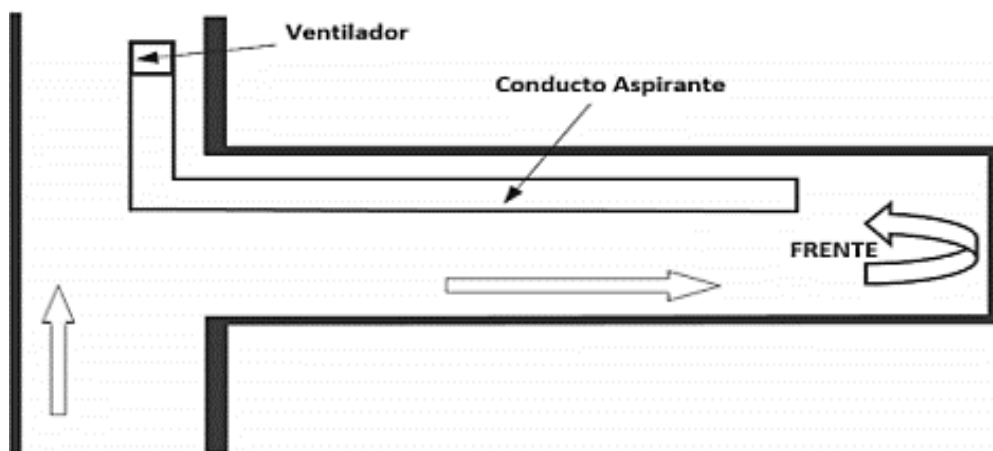
SERNAGEOMIN (2012). La entrada de flujo limpio por el socavón se ve facilitada gracias a la depresión que se forma en el área de trabajo, la cual es provocada por la evacuación del aire contaminado a través de una tubería de extracción en este circuito de aireamiento. De esta manera,

se establece una circulación continua del flujo de aire dentro de la excavación subterránea.

Dado que el área transversal de la galería supera holgadamente a la del ducto de ventilación, el aire fresco llega al frente de trabajo con una velocidad y una turbulencia considerablemente menores. Por consiguiente, si la sección transversal es amplia o si el conducto de extracción no está situado directamente en el frente, un sistema de extracción exclusiva no puede garantizar un barrido eficaz de dicha zona. Para generar la turbulencia suficiente que asegure la dilución de los gases, se recomienda una solución híbrida que incorpore un ventilador auxiliar de impulsión. Este mecanismo demanda canalizaciones que pueden ser de material rígido (como resina reforzada, aleaciones de acero o plástico) o bien de tipo flexible con armado especial. Su implementación práctica puede resultar técnicamente compleja cuando se requieren caudales de aire elevados, ya que es preciso utilizar numerosos ventiladores en serie para alcanzar las altas presiones necesarias. (López, 2011).

Figura N° 28

Sistema de ventilación aspirante



Fuente: SERNAGEOMIN (2012)

2.2.10. Definición de términos

2.2.10.1. Dilución:

La dilución en minería se refiere a la mezcla no deseada de material estéril o de baja ley con el mineral extraído durante las operaciones de explotación. Esta mezcla reduce la ley del mineral, es decir, la concentración del metal valioso por tonelada de material, lo que puede afectar negativamente la rentabilidad del proyecto. La dilución puede ser interna (dentro del cuerpo mineralizado) o externa (proveniente del material fuera del cuerpo mineral), y ocurre por factores como la geometría del depósito, el método de minado, o errores en la perforación y voladura.

Controlar la dilución es esencial para mantener la eficiencia operativa y la calidad del mineral enviado a planta. Se aplican técnicas como mejorar la precisión en el diseño de los tajeos, aplicar controles geológicos más rigurosos, y utilizar métodos de minado más selectivos. Una dilución elevada puede resultar en mayores costos de procesamiento y transporte, menor recuperación metálica, y en algunos casos, en la inviabilidad económica del yacimiento.

2.2.10.2. Block de mineral:

Un block de mineral o bloque de mineral es una unidad geométrica y geológica utilizada para representar una porción del yacimiento mineral en los modelos de recursos y reservas. En la planificación minera, los depósitos se dividen en bloques tridimensionales que contienen información sobre ley, tonelaje, litología, humedad, densidad, y otros atributos relevantes. Estos bloques son fundamentales para estimar recursos minerales y planificar la secuencia de extracción.

Cada bloque se considera como una celda de volumen definido (por ejemplo, 10x10x10 metros) y su contenido es estimado mediante métodos geoestadísticos como kriging o inverso del cuadrado de la distancia. El modelo de bloques permite simular distintos escenarios de minado, evaluar la viabilidad económica del proyecto y optimizar el diseño de la mina para maximizar el

valor presente neto (VPN) del proyecto.

2.2.10.3. Tajeos:

Los tajeos son labores mineras subterráneas donde se realiza la extracción del mineral. También se conocen como zonas de minado o frentes de explotación. Su diseño y ubicación dependen del método de explotación (como corte y relleno, sublevel stoping, entre otros), la geometría del yacimiento y las condiciones geotécnicas del macizo rocoso. En un tajeo se realizan actividades como perforación, voladura, carguío y transporte del mineral.

Una correcta planificación de los tajeos es crucial para garantizar la seguridad de las operaciones, reducir la dilución, y optimizar la recuperación del mineral. Además, los tajeos deben considerar aspectos como ventilación, control de agua subterránea, estabilidad de taludes y sostenimiento de las excavaciones. En muchos casos, los tajeos se desarrollan en secuencia para permitir una extracción continua y eficiente del cuerpo mineralizado

CAPITULO III

METODOLOGIA DE INVESTIGACION

3.1.TIPO DE INVESTIGACION

La presente investigación adopta un enfoque cuantitativo de alcance descriptivo-explicativo y de tipo aplicado. A partir del levantamiento sistemático de información en campo, se caracteriza el comportamiento geomecánico del área de estudio mediante el procesamiento, análisis e interpretación rigurosa de los datos geológicos obtenidos.

3.2. NIVEL DE INVESTIGACION

El nivel de investigación será explicativo porque buscará observar y explicar las características de la variable dependiente (Tajeos) a través del estudio geomecánico.

El diseño de investigación del tema de estudio será experimental ya que buscará explicar el tipo de investigación

3.3.POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION

3.3.1. . Población

El universo de estudio de esta investigación comprende la totalidad de las excavaciones subterráneas en la Compañía Minera Las Bravas S.A.C., abarcando tanto los sectores de extracción (tajeos) como la infraestructura de avance y comunicación (chimeneas, galerías y rampas).

3.3.2. Muestra

La muestra por conveniencia del tipo no probabilístico serán los tajeos de explotación que se encuentran entre los niveles operativos Nv 2025 y 1963, de la Veta Cambio de la compañía Minera las Bravas SAC.

3.4. TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

3.4.1. . Técnicas de recolección de datos

La recopilación de la información se realiza de las fuentes (Informes técnicos) y datos (back up) existentes dentro del área de geomecanica en Mina las Bravas S.A.C. Así mismos datos históricos provenientes del área de operaciones mina.

Se ha empleado los siguientes recursos humanos y materiales para encaminar este proyecto de investigación, así como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 5
Materiales para Recolección de Datos

MATERIALES	USO
Cámara Fotográfica	Para toma de fotografías en las EMG
Formato de Mapeo Geomecanico	Apuntes de las condiciones de las discontinuidades
Flexómetro	Medición de Persistencia de la Discontinuidad
Spray	para delimitar el área de estudio EMG
Regla de Medición	Medir la Apertura de la Discontinuidad
Peine de Barton	Evaluación de la Rugosidad
Martillo de Schmidt	Determinar resistencia a la compresión a través del Abaco
Brújula de Geólogo	Registro de la Orientaciones las Discontinuidades
Lapiceros	Toma de Apuntes
Laptop	Procesamiento de Datos
Impresora	Impresión de Planos etc.

Fuente: Elaboración Propia

3.4.1.1. Análisis Documental.

Se efectuó la recopilación y revisión de información proveniente de diversos documentos técnicos, tales como informes, registros de campo y listas de verificación elaboradas durante las actividades en campo. Asimismo, se dispuso de un plano topográfico que permitió una adecuada identificación y caracterización del área destinada al diseño y construcción.

3.4.1.2. Revisión de Fichas bibliográficas.

Los datos obtenidos provienen de investigaciones enfocadas en el planteamiento geométrico y la ejecución de distintas excavaciones subterráneas. Asimismo, se realizó la consulta de fuentes bibliográficas especializadas, tales como tesis, libros, artículos científicos e informes

técnicos, con el propósito de complementar y sustentar el desarrollo del estudio.

3.4.2. Instrumentos de recolección de información

Con el propósito de dimensionar adecuadamente las áreas de extracción, la data obtenida en terreno junto con las fuentes teóricas de consulta se sometieron a un procesamiento cuantitativo utilizando la hoja de cálculo de Excel. La información requerida fue obtenida de las áreas de Operaciones y Planeamiento Estratégico, las cuales proporcionaron los parámetros fundamentales para el desarrollo del estudio.

3.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Para la investigación titulada “Análisis geomecánico para el dimensionamiento de tajeos de explotación (TJ-120 W y TJ-120 E) de la compañía minera las bravas distrito Chaparra-Arequipa”; se empleará para su procesamiento de datos los parámetros de zonificación del macizo rocoso de la compañía minera las Bravas empleando el uso de las cartillas geomecánicas, valoraciones del RMR de Bieniawsky así mismo para el diseño de tajeos (stopes) se realizará la metodología de Potvin-Mathews o metodología de Laubscher, diversos investigadores integran la interacción entre la respuesta estructural del macizo rocoso y la configuración geométrica o escala de la obra proyectada, cabe mencionar que esta metodología de evaluación es aproximada. Finalmente se empleará el uso de modelos matemáticos de elementos finitos (software Rocscience).

3.6. GEOMECAÁNICA

3.6.1. . Características geomecánicas de la zona

Para clasificar el macizo rocoso en cinco grupos con el fin de determinar las dimensiones de los tajos, es imprescindible considerar la calidad geotécnica dominante de la roca dentro de la veta mineralizada, la configuración estructural del medio y su resistencia a la compresión simple.

Dicha categorización constituye la base para definir el sistema de sostenimiento requerido para asegurar la estabilidad operacional de las labores. Conviene enfatizar que estas recomendaciones de soporte no son estáticas; requieren una revisión y actualización continua ante cualquier variación en la condición estructural del macizo rocoso. El criterio de Bieniawski de 1989 ha constituido la principal fuente de información para este propósito.

Tabla 6
Características geomecánicas de los tajeos

Sector	RMR	Calidad del macizo rocoso
Caja piso	40	IV A
Caja techo	38	IV A
Caja Techo alejada	40	IV A
Mineral	50	IIIB

Fuente: Departamento de geomecánica de Las Bravas

- De acuerdo con la clasificación geomecánica obtenida, se identifica que una proporción considerable de las labores de infraestructura y explotación presenta valores de RMR comprendidos entre 35 y 40, correspondientes a una calidad de roca Mala A, clase IV. Para estas condiciones del macizo rocoso, se establece como medida de sostenimiento recomendada la instalación de cuadros de madera en las labores de explotación, con el objetivo de garantizar la estabilidad y seguridad de las excavaciones.

3.7. ANALISIS GEOMECANICO Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAGEOS TJ 120 E Y TJ 120W

La operación minera en Las Bravas refleja la complejidad de una explotación de gran escala bajo un esquema de recuperación por etapas, especialmente considerando que las

formaciones rocosas presentan una combinación de litologías con distintas competencias y características geológicas. Desde el punto de vista geomecánico, se destacan varios factores clave. Se han definido los principios fundamentales de la minería en Las Bravas, haciendo énfasis en la influencia del esfuerzo inducido por el avance de las labores. En este contexto, el orden en que se realiza la extracción, la implementación oportuna del relleno, así como la resistencia final requerida, son factores esenciales para alcanzar el objetivo principal: reemplazar la masa rocosa extraída a fin de preservar la estabilidad de las excavaciones cercanas.

3.7.1. Parámetros geotécnicos

a) Jn: Número de Familias

Tabla 7

Valoración y nomenclatura para número de familias

Número de Familias	Jn	Abreviación
Roca Masiva sin o con pocas Juntas	0.5-1.0	M
Una familia de juntas	2	1
Una familia de juntas más aleatorios	3	1a
Dos familias de juntas	4	2
Dos familias de juntas más aleatorios	6	2 ^a
Tres familias de juntas	9	3
Tres familias de juntas más aleatorios	12	3 ^a
Cuatro o más familias de juntas, aleatorios, roca muy fracturada	15	4
Roca Triturada casi suelo	20	4 ^a

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.183.

b) Jr.: Coeficiente de Rugosidad

Tabla 8
Valoración y nomenclatura para el coeficiente de Rugosidad

Rugosidad		
Contacto entre las dos caras	Jr	Abrev.
Contacto entre las dos caras antes del corte (10cm)		
Juntas discontinuas	4	A
Rugosas e irregulares, onduladas	3	B
Onduladas lisas	2	C
Onduladas, perfectamente lisas	1.5	D
Rugosas e irregulares, y planas	1.5	E
Lisa planar	1	F
Planas y perfectamente lisas	0.5	G
Sin contacto entre las dos caras	Jr	Abrev.
Juntas rellenas con material arcilloso que impide el contacto entre las dos caras	1	H
Material arenoso, de grava o triturado que impide el contacto entre las dos caras	1	J

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinergmin) P.184.

c) Ja: Coeficiente de alteración

Tabla 9
Valoración y nomenclatura para el coeficiente de alteración

Alteración		
a. Contacto entre las dos caras	Ja	Abrev.
Juntas saneadas, duras, de relleno impermeable, no blandos	0.75	A
Juntas de paredes no alteradas, solo manchas en la superficie	1	B
Juntas de paredes levemente alteradas, con minerales arcillosos no	2	C

blandos, partículas de arena, roca desintegrada sin arcilla, etc		
Con revestimiento de limos, arena y arcilla, y pequeñas fracciones de arena (no blandos)	3	D
Partículas de arena, sin arcilla roca desintegrada, etc.	4	F
Con minerales arcillosos no blandos, fuertemente consolidados (continuos <5mm de espesor)	6	G
Con minerales arcillosos blandos, con mediana o baja consolidados (continuos <5mm de espesor)	8	H
Con relleno de arcilla expansiva por ej. Montmorillonita (continuos <5mm de espesor). Los valores del Ja dependen del porcentaje del tamaño del de las partículas de arcilla expansiva, y el acceso al agua	8 --12	J
c. Sin contacto entre las dos caras	Ja	Abrev.
Zonas o capas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H y J para las condiciones de la arcilla)	6--8	K
Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (inablandable).	8--12	M
Zonas o capas gruesas y continuas de arcilla	10--13	O
P. (ver G, H, J para las condiciones de la arcilla).	6--24	P

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.184.

d) Tipo de Discontinuidad

Tabla 10

Nomenclatura para discontinuidades

Tipo de discontinuidad	Abrev.
Venillas	V
Diaclasa	D
Zona de cizalla	Z
Contacto Litológico	C
Estratificación	E
Vetilla Mineral	M
Falla	F

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osineergmin) P.185.

- Las características presentes a lo largo de la superficie de las discontinuidades son registradas y evaluadas con la finalidad de determinar su influencia en la resistencia y comportamiento geomecánico de la discontinuidad dentro del tajeo. Este análisis permite establecer las condiciones de estabilidad de la excavación y definir los parámetros necesarios para el diseño del sostenimiento.

3.7.2. Aberturas máximas de las excavaciones

Las excavaciones han sido divididas en tres categorías para llevar a cabo su evaluación:

3.7.2.1. Labores permanentes.

Se incluyen aquí labores mineras de la infraestructura de la mina, así como:

- túneles
- rampas
- cámaras de salvataje,

- cámaras de servicios
- grifos, entre otras.

Lo ideal es seleccionar una orientación que optimice los requisitos de sostenimiento, las tasas de avance y la estabilidad. El emplazamiento de la infraestructura permanente debe determinarse estratégicamente a lo largo del corrido de la veta, fundamentándose en los resultados obtenidos de la zonificación geomecánica y la caracterización del terreno. En las estaciones seleccionadas se constata una marcada presencia de macizos rocosos clasificados como de calidad «mala» (tipo IVB). Durante el diseño de la excavación se han considerado cuidadosamente las luces máximas admisibles, ajustándolas en función de los valores RMR y de la orientación de las discontinuidades presentes en el yacimiento.

En las áreas donde se desarrollen estas excavaciones será necesaria la implementación de un sistema de sostenimiento permanente, capaz de resistir procesos de corrosión y soportar las cargas adicionales generadas por posibles variaciones en las condiciones de esfuerzo durante la vida operativa de la mina. Por ello, resulta fundamental asegurar la resistencia, durabilidad y confiabilidad de los elementos de soporte, con el propósito de mantener la estabilidad de las labores mineras ubicadas en zonas críticas del yacimiento.

Tabla 11*Abertura maxima de las labores permanentes*

Dominio	RMR	PROMEDIO RMR	ABERTURA MAXIMA (m)
DE - IIA	60 - 90	75	9.1
DE - IIIA	51 - 60	55	8.1
DE - IIIB	41 - 50	45	5.2
DE - IVA	31 - 40	35	3.2
DE - IVB	21 - 30	25	2.4

Fuente: Departamento de geomecánica de Las Bravas

- Según Grimstad y Barton (1993), las aberturas máximas establecidas corresponden a las labores que requieren la implementación de sostenimiento mediante cuadros de madera. Para un macizo rocoso con un valor de RMR de 35, clasificado como roca de calidad Mala (IVA), se consideran aberturas de hasta 3,2 m, donde el sostenimiento puede complementarse, según las condiciones particulares del terreno, con pernos helicoidales cementados de 8 pies de longitud. La aplicación de este tipo de refuerzo debe considerar especialmente aquellas zonas donde exista presencia de cuñas potenciales en el techo y las paredes de la excavación, debido a su influencia en la estabilidad de la labor.

3.7.2.2. Labores temporales

Dentro de esta unidad minera, encontramos labores temporales esenciales, así como:

- Galerías
- Cruceros
- Tajos

Ya sea que contengan roca estéril o mineral, estas labores sirven como puntos de acceso a los tajos. Estas galerías y transversales, clasificadas como labores temporales, son fundamentales, ya que proporcionan a los trabajadores el acceso necesario para realizar sus tareas cotidianas en el subsuelo. Al facilitar la movilidad y las operaciones dentro del yacimiento, estas estructuras de acceso permiten llevar a cabo labores como el saneo, o el sostenimiento, en determinadas situaciones, garantizando así un flujo de trabajo productivo y seguro.

En la Tabla 12 se presentan las estimaciones para el sostenimiento de frentes de desarrollo temporal; las cámaras de 4,5 m de ancho, que se encuentran frecuentemente en la mina Las Bravas, especialmente en el interior de las vetas mineralizadas, también pueden clasificarse en esta categoría. La Tabla 13 describe el sostenimiento sugerido para estas dimensiones, basado en la calidad prevista del macizo rocoso durante la extracción de las diversas estructuras mineralizadas.

Tabla 12
Sostenimiento recomendado para excavaciones de avances temporales

Dominio	RMR	Sostenimiento recomendado
DE - IIA	70 - 90	Auto-sostenimiento, alternativamente utilización de pernos de anclaje sistematizados
DE - IIIA	51 - 60	Pernos sistemáticos de longitud de 8' espaciados cada 1,5 m. Alternativamente puedes ser una capa de shotcrete de 2".
DE - IIIB	41 - 50	Pernos sistemáticos de longitud de 8' espaciados cada 1,5 m y malla metálica según sean los casos, reforzado con una capa de shotcrete de un espesor de 2".
DE - IVA	31 - 40	Pernos sistemáticos de longitud de 7' cada 1,0 m más malla metálica más 2" de shotcrete y/o Cuadros de madera
DE - IVB	21 - 30	Una capa inicial de shotcrete de un espesor de 2" más pernos sistemáticos de 7', cada 1,0 m más malla metálica más shotcrete de 2" a 3" y/o Cuadros de madera
DE - V	<21	Una capa preventiva de shotcrete reforzado de 3" de espesor más pernos más malla más otra capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor. De se necesario usar cimbras del tipo 6W20 espaciadas de 1,0 m a 1,5 m, o cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Departamento de geoemecánica de Las Bravas

3.7.2.3. Tajeos.

Antes de dimensionar los tajeos, debemos establecer el tiempo de autosostenimiento y las aberturas máximas de estos, las cuales se determinarán en función de la calidad del RMR (Rock Mass Rating) del macizo rocoso. Para los tajeos en los que el mineral pertenece a la roca Mala (IVA). La tabla N° 14 muestra los tiempos de autosostenimiento y las aberturas máximas.

Tabla 13
Aberturas máximas y tiempo de autosostenimiento para tajeos de Las Bravas

Dominio	Rango	Abertura máxima (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE - IIA	70 - 90	13	Desde 2 meses hasta semanas
DE - IIIA	51 - 60	8.1	Desde 20 días hasta 5 días.
DE - IIIB	41 - 50	5.2	Desde 1 semana hasta 20 horas.
DE - IVA	31 - 40	3.2	Desde 20 horas hasta 2 horas.
DE - IVB	21 - 30	2.4	Menos de 1 hora.

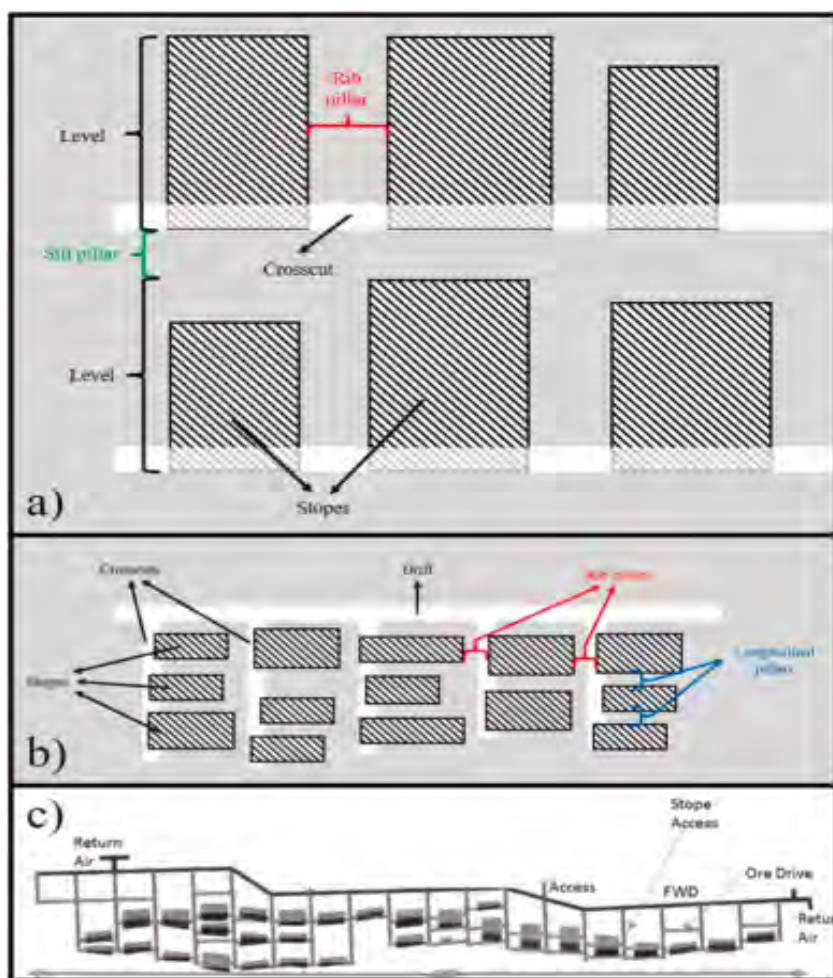
Fuente: Departamento de geomecánica de Las Bravas

- De forma complementaria, la tabla ofrece una guía sobre el ancho límite admisible para los caserones dentro del cuerpo mineralizado, influyendo de manera directa en el dimensionamiento de las excavaciones. Para el macizo rocoso perteneciente al dominio DE-IVA, esta abertura máxima se fija en 3.2 m, lo que se traduce en un margen amplio de tiempo de auto-soporte.

Tras integrar una amplia gama de variables influyentes en la configuración geométrica de los caserones, la iteración más actual de este procedimiento se estructuró a partir de la revisión minuciosa de más de 350 registros históricos provenientes de distintos yacimientos subterráneos en Canadá. Se ha incorporado información minuciosa acerca de la resistencia de la masa rocosa y sobre la estructura geológica, además de las fuerzas que rodean la excavación. Asimismo, se toma en cuenta el tamaño, la dirección y la forma de la excavación misma. Este diagnóstico riguroso permite determinar con precisión la capacidad de autosostenimiento del tajeo, la exigencia de refuerzo estructural o, en su defecto, la inestabilidad intrínseca de la cavidad aun cuando se

apliquen esquemas de contención. Dicho enfoque integral, sustentado en evidencia de campo, garantiza la toma de decisiones certeras durante el diseño geomecánico y la planificación de las operaciones subterráneas.

Figura N° 29
Tajeo en operaciones mineras



Fuente: Mina las Bravas

3.7.2. Caracterizaciones del macizo rocoso

3.7.2.1. Registros y recolección de datos.

Los datos geomecánicos se recopilaban a partir del registro geotécnico de testigos rocosos de perforaciones diamantinas, que se llevaron a cabo para explorar el cuerpo mineralizado. Se han llevado a cabo diversos sondeos en el interior de la mina, desde la caja del techo hasta el cuerpo

mineralizado, y han llegado incluso hasta la caja del piso. Además, en el nivel 1963 y el 2025, se está llevando a cabo una tarea subterránea que está cruzando el cuerpo mineralizado por la parte más sureste. La evaluación in situ de la pared (caja) y del cuerpo mineralizado hizo posible profundizar en la comprensión de las condiciones geomecánicas del entorno rocoso. Por otra parte, la investigación se complementó con la base de datos técnica facilitada por el Departamento de Geología de la Minera Las Bravas.

Las variables analizadas fueron las siguientes: la clase de roca, el espaciado, la persistencia, la apertura, la rugosidad, el tipo de relleno y su grosor, además de la intemperización y si había agua o no. Se registraron también datos acerca del grado de fracturamiento (RQD = Rock Quality Designation) y de la resistencia de la roca. Se llevó a cabo el registro de un total de 25 sondajes diamantinos, que suman una longitud total de 4.763 m.

3.7.2.2. Aspectos litológicos

La litología del área analizada está conformada predominantemente por tres tipos macizo rocoso: rocas con contenido de granodiorita, monzonitas y cuerpos de diques, es decir, es un macizo rocoso geotécnicamente competente, actuando como roca encajonante, mientras que los diques atraviesan tanto las zonas sulfuradas como las volcánicas. Dentro del sector mineralizado, también se identifican enclaves volcánicos que se generaron de manera simultánea con la mineralización durante el proceso de formación del yacimiento.

3.7.2.3. Distribución de discontinuidades

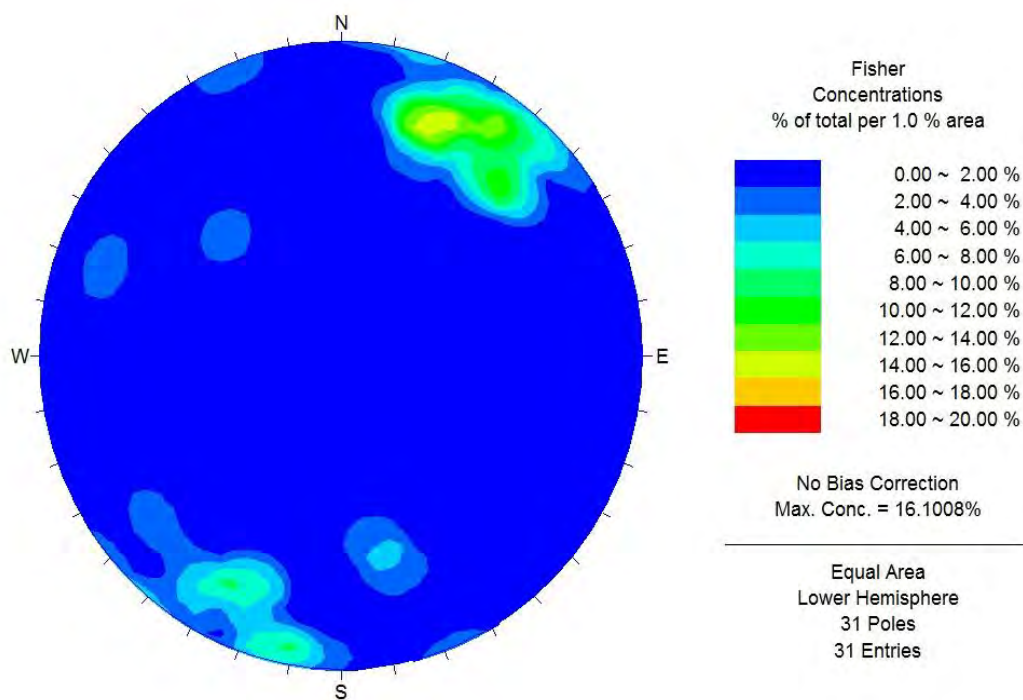
Se empleó el software DIPS, versión 5.103, creado por Rocscience Inc., para procesar los datos de orientación a través de estereografía de igual área y así estudiar la distribución de discontinuidades menores y mayores, que abarcan principalmente juntas, fallas y otros defectos estructurales. (2004).

La evaluación, que se efectuó tomando como base los datos registrados, ha revelado que la disposición estructural de la roca está relacionada con el cuerpo mineralizado. Se percibe la existencia de dos sistemas discontinuos. Esta estructura es la que se encuentra en la roca caliza.

Sobre la cual se han creado los estereogramas de distribución de discontinuidades correspondientes.

Figura N° 30

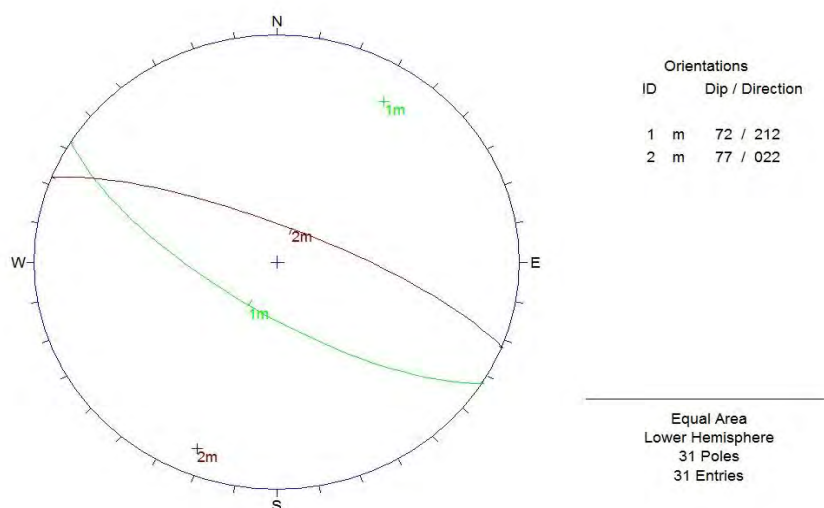
Gráfico estereográfico de contorno de compósito de la Discontinuidad



Fuente: Imagen Propia

Figura N° 31

Grafico estereográfico de los planos principalmente del compósito de la discontinuidad



Fuente: Imagen Propia

a). Fallas

Las fallas presentan una separación promedio que varía entre 4 y 15 metros, y pueden extenderse por varias decenas de metros en longitud. Su apertura suele oscilar entre 2 y 6 milímetros. Las superficies de corte transversal se caracterizan por ser de textura ligeramente rugosa a lisa, y las caras espejadas de las fallas muestran ondulaciones moderadas. Estas estructuras a menudo tienen parte de su interior ocupada por material oxidante, arcilla y material geológico secundario de brecha. El grosor de estos rellenos es variable, entre 3 y 12 cm. El impacto del daño es pequeño, incluso hasta 1 metro en ciertos casos.

b). Diaclasas

Las características estructurales observadas incluyen pendientes que oscilan entre 25 y 50 centímetros, con una persistencia lateral de 2 a 12 metros. Las aperturas son generalmente menores a 1 milímetro, y en algunos casos las discontinuidades están completamente cerradas y carecen de

relleno. Las superficies de las paredes presentan una textura que varía de ligeramente rugosa a lisa, con un relieve leve. Los rellenos, cuando están presentes, tienen espesores menores a 4 milímetros y varían en consistencia desde materiales semiduros a duros, siendo comunes la calcita y la monzonita. Aunque las paredes muestran fracturamiento estructural, en su mayoría se mantienen intactas, aunque con presencia de humedad.

c). Condiciones de agua subterránea

En la zona de la mina Las Bravas, el flujo de agua subterránea es limitado. Según un estudio hidrogeológico realizado por la consultora Water Management en el año 2012, orientado a analizar las fuentes de abastecimiento hídrico necesarias para el funcionamiento de la planta de tratamiento, se determinó que la disponibilidad de agua subterránea es bastante reducida. La capacidad estimada es de apenas 14 litros por segundo, de los cuales aproximadamente el 85% proviene de aguas generadas por perforaciones en el frente de avance y del sistema de drenaje del relleno en pasta. Por ello, se concluye que la presencia de agua subterránea no representa un factor crítico que comprometa la estabilidad del macizo rocoso excavado.

d). Condiciones de esfuerzos de roca in-situ

Se ha tomado como base un peso unitario promedio de la roca de 27 kN/m^3 y un gradiente de esfuerzo vertical de 0.0210 MPa por cada metro en profundidad. Además, se estima que la tensión media y la tensión principal son dos y uno punto cinco veces la tensión vertical, respectivamente.

En la zona sureste del cuerpo mineralizado, la profundidad máxima alcanza aproximadamente los 500 metros, con una profundidad media cercana a los 200 metros.

Para una profundidad de 400 metros, se estima la magnitud del esfuerzo vertical en el revestimiento del cuerpo mineralizado, empleando el criterio de carga de roca estática propuesto

por Hoek y Brown (1978). Conforme a este enfoque, la tensión vertical in situ se aproxima a los 15 MPa.

Los resultados del modelo de esfuerzo indican que, en determinadas zonas, la tensión principal máxima se orienta a un ángulo de 45° en sentido antihorario respecto a la horizontal, con una magnitud también cercana a los 15 MPa. En cuanto a las litologías presentes en el techo y piso del yacimiento, el denominado "factor de competencia" definido como la relación entre la resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta y la tensión vertical se sitúa entre 3 y 15. Este rango sugiere que la estabilidad de las excavaciones dependerá tanto del tiempo de exposición como de las propiedades mecánicas del macizo, permitiendo prever un comportamiento predominantemente elástico, aunque con zonas localizadas susceptibles a deformación plástica, especialmente en la caja del techo.

e). Resistencia de la roca intacta

Evaluar la respuesta mecánica de un macizo rocoso depende en gran medida de un indicador clave: la capacidad de carga a compresión simple que posee la matriz rocosa. Para evaluar la resistencia de la roca, se realizaron ensayos de impacto con un martillo geológico y mediciones de rebote con un martillo Schmidt durante el trabajo de campo, tanto en el análisis de testigos de perforación diamantina como en el mapeo geomecánico en trabajos subterráneos. Estas actividades siguieron las pautas establecidas por la ISRM.

Se mejoró la caracterización a través de ensayos de compresión triaxial, pruebas de carga puntual y determinación de constantes elásticas para confirmar los resultados obtenidos en campo. Las muestras, que son representativas y fueron recolectadas y analizadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas, sirvieron para llevar a cabo estas pruebas. Asimismo, el programa de perforación geotécnica posibilitó la identificación de las variadas litologías que se encuentran en

la zona bajo estudio.

3.7.3. Geomecánica de sondajes diamantinos

La clasificación RMR76, la cual fue propuesta por Bieniawski en 1976, se empleó para realizar el logueo geotécnico de los testigos que se adquirieron a través de perforación diamantina. Este método se apoya en gráficos empíricos desarrollados por Rimas Pakalnis y otros especialistas para facilitar la asignación de valores según los distintos parámetros geomecánicos.

Para la evaluación de las condiciones de agua subterránea, se aplicó una puntuación de 10, correspondiente a un entorno seco. Actualmente, los niveles 1963 hasta 2005 no presentan evidencia de humedad significativa. Sin embargo, en algunas zonas más profundas se ha observado goteo puntual, atribuible directamente a la actividad minera.

En lo que respecta al cálculo del RQD (Rock Quality Designation), únicamente se consideraron las fracturas naturales como juntas y otras discontinuidades geológicas. Las fracturas inducidas por manipulación o procesos mecánicos fueron descartadas para obtener una estimación precisa de la calidad del macizo rocoso.

Se llevó a cabo un relogueo geotécnico completo de los testigos obtenidos en tres perforaciones diamantinas. Durante este proceso, se inspeccionaron detalladamente los núcleos de roca con el propósito de identificar las unidades litológicas presentes y analizar las propiedades físicas de las discontinuidades. Entre los parámetros evaluados se incluyeron el porcentaje de recuperación del testigo, el índice de calidad de la roca (RQD), las condiciones de las juntas, y una estimación de la resistencia a compresión de la roca intacta.

Con el propósito de llevar a cabo pruebas geomecánicas en instalaciones especializadas, se llevó a cabo un exhaustivo programa de recolección de muestras de roca en terreno. Los resultados de dichas pruebas, junto con las caracterizaciones geotécnicas recopiladas, se integraron

sistemáticamente en los logueos de perforación.

Tabla 12
Taladros geomecánicos logueados.

Taladro de perforación diamantina	Coordenadas (m)		Cota (msnm)	Azimut (°)	Inclinación (°)
	Este	Norte			
LB-13-GEO-1440-11	627432.56	8260626.36	1450	320	-12
LB-13-GEO-1440-12	627521.42	8260574.05	1463	45	-12
LB-13-GEO-1440-13	627389.03	8260657.18	1435	210	-50

Fuente: Mina las Bravas

- Los taladros 11, 12 y 13 se realizaron los estudiados en laboratorios en las bravas ya que dichos puntos pasan por los tajos designados para el estudio.

3.7.4. Ensayos de laboratorio de muestras

Con el propósito de establecer las características físicas y mecánicas de la roca intacta, se llevaron a cabo experimentos en laboratorio. Las muestras que se analizaron procedieron de bloques extraídos de diferentes niveles del yacimiento y de testigos obtenidos por perforación diamantina, incluyendo varias litologías representativas del área en cuestión.

Los experimentos de mecánica de rocas se realizaron en el Laboratorio de Mecánica de Rocas, y abarcaron diversas categorías de propiedades:

- **Propiedades físicas:** determinación de densidad seca y saturada, porosidad aparente y absorción.
- **Propiedades de resistencia mecánica:** ensayos de carga puntual, compresión uniaxial, tracción indirecta (Brazilian test) y compresión triaxial.

- **Propiedades elásticas:** cálculo del módulo de Young y del coeficiente de Poisson.

Tabla 13

Relación del número de ensayos ejecutados por el Laboratorio de Mecánica de Rocas

Litología	Triaxial	UCS	Tracción Indirecta	Propiedades Físicas	Nro. de Ensayos de Carga puntual
Volcánico	5	16	1	2	42
Granodiorita	4	5	1	2	15
Monzonita	4	6	1	2	16
Dique	4	4	1	2	12
Total	17	31	4	8	100

Fuente: Mina las Bravas

- Adicionalmente, se ejecutaron 100 ensayos de carga puntual (Point Load Test) sobre probetas de geometría regular e irregular, obtenidas tanto de testigos de perforación como de muestras recolectadas en las estaciones geomecánicas. La distribución y el desglose cuantitativo de estas pruebas se resumen en la Tabla N° 16.

3.7.5.1. Propiedades físicas

Se analizaron distintas características físicas, como la densidad en estado seco (ρ_d), la porosidad aparente (η), la capacidad de absorción y la densidad en estado saturado (ρ_{sat}) utilizando las muestras representativas de roca intacta. Estos ensayos se llevaron a cabo siguiendo los métodos sugeridos por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, 1979). Los resultados que se han conseguido aparecen en la tabla N° 17.

Tabla 14
Resultados de propiedades físicas de muestras tomadas de los testigos.

Muestra	Litología	Densidad seca (gr/cm³)	Densidad saturada (gr/cm³)	Porosidad aparente (%)	Absorción (%)
M1	Volcanico	2.7	2.74	0.78	0.33
M2	Volcanico	2.72	2.71	0.75	0.72
M3	Granodiorita	2.62	2.79	0.5	0.9
M4	Monzonita	2.65	2.81	0.4	0.95
M5	Dique	2.75	2.87	0.45	0.17

Fuente: Mina las Bravas

- De las siguientes muestras M1, M2, M3, M4y M5 se realizaron los estudiado de densidad, porosidad y absorción en los laboratorios de la UM bravas.

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

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{ci}) se estableció mediante el análisis de los resultados de las pruebas realizadas en el laboratorio. Las muestras empleadas estaban intactas, sin que se observaran discontinuidades visibles. Su preparación se realizó conforme a los lineamientos establecidos en la norma ASTM D4543, mientras que los ensayos de compresión uniaxial siguieron los procedimientos indicados en la norma ASTM D2938. Los datos obtenidos se encuentran en la Tabla 18 y están descritos con más detalle en el informe técnico del Laboratorio de Mecánica de Rocas.

Tabla 15

Resumen de resultados de los ensayos de resistencia a la compresión simple.

Litología	Descripción litológica de las muestras	N° de Ensayo	Resistencia a compresión simple (MPa)
Volcanico (caja piso)	Volcánico gris claro. Poca cantidad de caolinita, alunita y sericita. Sulfuros diseminados. Presencia de cuarzo.	30	135
Volcanico (caja techo)	Volcánico- sedimentario gris claro con alteración filica con puntos de pirita. Bastante cuarzo	25	150
Granodiorita	Presencia de cuarzo y plagioclasa, con feldespato potásico en menor medida, y minerales máficos como biotita y anfíbol.	25	95

Fuente: Mina las Bravas

- Después de realizar los estudios se evidencian las cargas (Uniáxial) para la caja techo siendo un valor de 135 Mpa, para la caja techo 150 Mpa y para la veta mineralizada 95 Mpa.

3.7.5.3. Resistencia a la compresión triaxial

La prueba triaxial de compresión posibilita medir la resistencia de un testigo de roca sana sin drenaje ante la aplicación combinada de un esfuerzo axial y una presión confinante. Mediante la envolvente de Mohr-Coulomb, los resultados sirven para calcular la cohesión y el ángulo de fricción interna de la matriz rocosa. La obtención de la resistencia a la compresión no confinada de la matriz rocosa junto con la constante m_i se logra a través de la implementación del modelo

constitutivo de Hoek-Brown.

Se llevaron a cabo los ensayos en el Laboratorio de Mecánica de Rocas, conforme a las técnicas definidas en la norma ASTM 2664-95. Los resultados se procesaron con el programa RocData 3.0 de Rocscience (2005). Los valores adquiridos se muestran en la tabla 18.

Tabla 16
Resumen de los resultados obtenidos en los ensayos de compresión triaxial

Litología	Descripción litológica	σ_3 (kPa)	σ_1 (kPa)
Volcanico	Volcánico gris claro. Poca cantidad de caolinita, alunita y sericita. Sulfuros diseminados. Presencia de cuarzo.	1	32
		3	92
		6	152
		9	262
Granodiorita	Presencia de cuarzo y plagioclasa, con feldespato potásico en menor medida, y minerales máficos como biotita y anfíbol.	3	105
		6	140
		9	150
Monzonita	Cantidades aproximadamente iguales de feldespatos potásicos y plagioclasa sódica, con una pequeña cantidad de cuarzo (<5%) y minerales ferromagnéticos (hornblenda, biotita y piroxeno).	1	48
		3	85
		6	110
		9	160

Fuente: Mina las Bravas

- Después de realizar los estudios se evidencian Resistencia a la compresión triaxial tal cual se muestra en la tabla 19. Los resultados fueron procesados utilizando el software RocData 3.0 de Rocscience (2005).

3.8. CLASIFICACION Y ZONIFICACION DEL MACIZO ROCOSO

El sistema de clasificación de rocas es una metodología comúnmente empleada para identificar y categorizar las distintas formaciones rocosas, con el fin de analizar su comportamiento estructural y determinar las necesidades de sostenimiento en obras subterráneas. Para este

propósito, se aplicaron los parámetros del sistema geomecánico propuesto por Bieniawski en 1989, conocido como RMR (Rock Mass Rating).

Se tienen en cuenta algunos parámetros técnicos para llevar a cabo una clasificación geomecánica de los macizos rocosos. Se evalúa la resistencia de la roca intacta a través de un procedimiento particular creado para este tipo de material. Además, el Índice de Calidad de la Roca (RQD) se calcula a partir del análisis de fracturas a lo largo de un tramo lineal, teniendo como base principal la cantidad de fracturas por metro, de acuerdo con la metodología propuesta por Priest y Hudson en 1986. En este estudio, se aplican criterios adaptados del sistema desarrollado por Bieniawski en 1989, cuya versión ajustada para este caso se encuentra en la tabla N° 20.

Tabla 17
Criterio para la clasificación de la masa rocosa

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

Fuente: criterios de Bieniawski (1989)

- La caracterización del macizo rocoso en la zona de estudio se fundamenta en dos insumos principales: los levantamientos geotécnicos realizados directamente en las labores subterráneas y el registro geomecánico de los testigos de perforación diamantina, que se lleva a cabo dentro de los trabajos exploratorios del yacimiento; y los testigos orientados al TJ-120 W en topografía y cartografía.

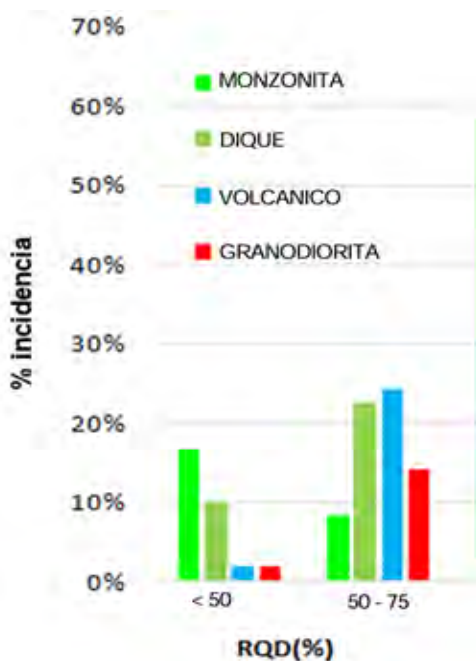
3.8.1. Índice de RQD

Con el fin de evaluar la densidad de fracturamiento propia de cada unidad geológica, se

procesaron estadísticamente y por separado los datos de RQD de la roca huésped, la veta mineralizada y el dique; este indicador (Deere, 1964) permite valorar numéricamente la integridad del macizo a partir del estudio de núcleos de perforación diamantina.

Figura N° 32

Comportamiento del RQD.



Fuente: Elaboración Propia

3.8.2. Sistemas de clasificación RMR76 DE Bieniawski (1976)

El sistema RMR76 (Bieniawski, 1976) se basa en la suma de puntuaciones de sus parámetros fundamentales para calificar el macizo rocoso. En el ámbito minero subterráneo, suele omitirse el ajuste por orientación de las discontinuidades al calcular el RMR básico, ya que este factor se contempla de manera independiente en la determinación del Número de Estabilidad (\$N'\$) dentro de las metodologías gráficas de evaluación de cavidades (Mathews et al.). La información necesaria para esta clasificación proviene de ensayos mecánicos en roca intacta, el

mapeo geotécnico estructural de las labores y el logueo geomecánico de los testigos de perforación.

Tabla 18

Parámetros usados en el sistema de clasificación geomecánica RMR76.

parametro de clasificacion	rango de valores
Resistencia a la compresion simple de la roca intacta	0 - 15
Desisgnacion de la calidad de la roca (RQD)	3 - 20
Espaciamineto de las discontinuidades	5 - 30
Condicion de las discontunuidades	0 - 25
Condiciones hidrogeologicas, agua subterranea	0 - 10
(*) Ajuste por horientacion de discontinuidades	(-12) - 0

Fuente: sistema RMR76

Tabla 19

Clasificación del macizo rocoso según sus índices RMR.

Indice RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 - 100	I	Roca muy buena
61 - 80	II	Roca buena
41 - 60	III	Roca regular
21 - 40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Fuente: clasificación del macizo rocoso según el índice RMR76

Tabla 20
Mapeo Geomecánico por celdas.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALORACION	
	VALOR ESTIMADO							
R.COMPREUNIAIAL(Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25 (2) <5 (1) <10	1	4	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	< 25 (3)	2	8	
ESPACIAMIENTO(m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X 0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	8	
CONDICION DE JUNTAS								
persistencia	< 1m long. (6)	1-3m long. (4)	X 3-10m long. (2)	10-20m long. (1)	>20 (0)	4A	2	
abertura	Cerrada (6)	<0.01mm.apert. (5)	X 0.1-10mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	4	
rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig.Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de Falla (0)	4C	2	
relleno	Limpia (6)	X Duro <5mm (4)	Duro >5mm (2)	Suave <5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D	4	
alteracion	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	X Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	3	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10	
VALOR TOTAL R.M.R. (suma de valoracion del 1-5)							45	
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	III REGULAR		
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

*Al poner la letra "X" en un valor estimado se lanza una valoracion.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				
AVANCE CON EL BUZAMIENTO	AVANCE CONTRA EL BUZAMIENTO	RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO DE 0° A 20° INDEPENDIENTE DEL RUMBO
BUZ 45-90	BUZ 20-45 BUZ 45-90	BUZ 20-45	BUZ 45-90	
MUY FAVORABLE	FAVORABLE REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	

ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
VALORACION	TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12
	CIMENTACION		-2	-7	-15	-25
	TALUDES		-5	-25	-50	-60

RMR:	40	IV MALA
------	----	---------

Fuente: elaboración propia

RMR = SUMA DE PARAMETROS = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 = 40

El cual nos indica una valoración de macizo rocosa IV A.

3.8.3. Índice Q de Barton

Relacionando el RMR y el índice Q de Barton, tendremos el siguiente valor Q de Barton para determinar el sostenimiento a utilizar:

$$RMR = 9 \log(Q) + 44, \quad 40 = 9 \log Q + 44, \quad \log Q = \frac{40 - 44}{9}$$

Q = 0.64 Clasificación del macizo rocoso para este valor ROCA MALA

Figura N° 33

Llenado del formato geomecánico del tajeo TJ-120 E

Formato de llenado del formato geomecánico del tajeo TJ-120 E.

El formato está dividido en varias secciones:

- ENCABECER:** Contiene información general como el nombre del proyecto (TJ-120 E), la fecha (29-06-25), el código (U.S.H. 5100), y el tipo de tajeo (TEMPORAL - 1 + 1 PERMANENTE).
- FACTORES INFLUYENTES:** Sección para registrar factores que afectan la estabilidad del macizo rocoso, como la presencia de fisuras, la calidad del material, y el tipo de tajeo.
- TIPO DE TAJEO:** Sección para registrar el tipo de tajeo (TEMPORAL - 1 + 1 PERMANENTE) y el tipo de sostenimiento (Cadenas 2-0.8m).
- SECCIONES:** Sección para registrar las secciones de sostenimiento, con dibujos de las secciones y la descripción de las mismas.
- CATEGORÍA DE SOSTENIMIENTO DE ACUERDO A TIPO DE ROCA:** Tabla de clasificación de sostenimiento de acuerdo al tipo de roca, con columnas para las categorías de sostenimiento y las recomendaciones de sostenimiento.
- RECOMENDACIONES ADICIONALES:** Sección para registrar recomendaciones adicionales, como el uso de cables de acero, la colocación de cables de acero, y la colocación de cables de acero.

El formato está diseñado para ser llenado por un ingeniero geomecánico, con la finalidad de registrar la información necesaria para el diseño y la construcción del sostenimiento del tajeo TJ-120 E.

En la parte inferior del formato, se encuentran las firmas de los responsables del proyecto, como el Ingeniero Geomecánico y el Ingeniero de Obra.

Fuente: Imagen Propia

3.8.4. Clasificación geomecánica G.S.I.

El macizo rocoso presenta pocas discontinuidades, las cuales son rugosas, ligeramente alteradas y algo abiertas. Puede fracturarse con varios golpes de picota, lo que lo clasifica dentro del tipo "Levemente Fracturado (F/R)" según el índice G.S.I. Su valoración equivalente en el sistema RMR' es de 40. El siguiente cuadro resume toda esta información: las propiedades estructurales (como la cantidad de fracturas por metro) están en el lado izquierdo; En el cuadrante inferior derecho se registran los parámetros de la caracterización geomecánica de la masa rocosa basados en la frecuencia de discontinuidades y la cohesión física, mientras que la firmeza de la superficie, determinada mediante impactos de picota, se sitúa en la esquina superior derecha.

Figura N° 34

Estimación cuantitativa del índice geológico de resistencia G.S.I. (modificado) en el sistema

RMR, en base al grado de fracturamiento y resistencia de la roca.

MINA LAS BRAVAS SOSTENIMIENTO SEGUN CS1 MODIFICADO LABORES MINERAS DE DESARROLLO Y EXPLOTACIÓN (2.50 a 4.50 m. de Luz)		RESISTENCIA Y/O CONDICION SUPERFICIAL MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (B) Superficie de las discontinuidades muy rugosas e intactas, cerradas. (RC > 250 MPa) (se estima con golpes de picota)		BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, liger. abierta. (RC 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)		REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MOD. ALTER.) (R) Discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abiertas. (RC 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)		MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M) Superficie pulida o con estrías, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (RC 25 a 50 MPa) (se indenta superficialmente)		MUY MALA (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) (MM) Superficie pulida y estrada, muy abierta con relleno de arcillas blandas. (RC < 25 MPa) (se desdrega o indenta profundamente)	
ESTRUCTURA Abaco de relación con RMR. LEVEMENTE FRACTURADA. Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. (2 a 6 fract. por metro) (RQD 75 - 90) (RQD = 115 - 3.3 Jn.) (LF)		100 A 95 LF/MB	90 A 85 LF/B	80 A 75 LF/R	70 A 65 LF/M	60 A 55 LF/MM	50 A 45 LF/T	40 A 35 LF/T	30 A 25 LF/T	20 A 15 LF/T	10 A 5 LF/T
MODERADAMENTE FRACTURADA. Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (6 a 12 Fract. por metro) (F)		95 F/MB	85 F/B	75 F/R	65 F/M	55 F/MM	45 F/T	35 F/T	25 F/T	15 F/T	5 F/T
MUY FRACTURADA. Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50) (12 a 20 Fract. por metro) (MF)		85 MF/MB	75 MF/B	65 MF/R	55 MF/M	45 MF/MM	35 MF/T	25 MF/T	15 MF/T	5 MF/T	—
INTENSAMENTE FRACTURADA. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 - 25) (mas de 20 Fract. por metro) (IF)		75 IF/MB	65 IF/B	55 IF/R	45 IF/M	35 IF/MM	25 IF/T	15 IF/T	5 IF/T	—	—
TRITURADA O BRECHADA. Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (sin RQD) (T)		65 T/MB	55 T/B	45 T/R	35 T/M	25 T/MM	15 T/T	5 T/T	—	—	—

Fuente: Departamento de Operaciones mina

➤ **Evaluación geomecánica**

Litología: Volcánica

Cobertura: 62 m. (entre niveles 1963 al 2025)

Grado de alteración (A): Pobre, levemente alterada.

Grado de resistencia (R): Roca pobre ($\sigma_c = 50$ MPa)

Grado de fractura miento: Fracturada

RQD (% estimado): 45 %

RMR (clase/valor): Clase IV Valor 40

Tipo de roca: Roca mala

Cargas actuantes (Kg/cm²): H = 1,0 m P_v = 0,25

Problemas geotécnicos: Sin mayores problemas lito-estructurales

➤ **Sostenimiento**

Es sostenimiento seleccionado es el uso de cuadros de madera, el uso de pernos Split Set de 5 pies espaciados a 1.5m, según podemos ver en la tabla N° 24.

Tabla 21

Sostenimiento recomendado para excavaciones de avanc

Dominio	RMR	Sostenimiento recomendado
DE - IIA	70 - 90	Auto-sostenimiento, alternativamente utilización de pernos de anclaje sistematizados
DE - IIIA	51 - 60	Pernos sistemáticos de longitud de 8' espaciados cada 1,5 m. Alternativamente puedes ser una capa de Pernos sistemáticos de longitud de 8' espaciados cada 1,5 m y malla metálica según sean los casos, reforzado

DE – IIIB	41 – 50	Pernos sistemáticos de longitud de 5' espaciados cada 1,5 m más malla metálica según sean los casos, reforzado con una capa de shotcrete de un espesor de 2".
DE – IVA	31 – 40	Pernos sistemáticos de longitud de 5' cada 1,0 m más malla metálica más 2" de shotcrete.
DE - IVB	21 – 30	Una capa inicial de shotcrete de un espesor de 2" más pernos sistemáticos de 5', cada 1,0 m más malla metálica más shotcrete de 2" a 3".
DE - V	<21	Una capa preventiva de shotcrete reforzado de 3" de espesor más pernos más malla más otra capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor. De ser necesario usar cimbras del tipo 6W20 espaciadas de 1,0 m a 1,5 m, o cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Departamento de geoemecánica de Mina Las Bravas

3.9.DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES

Con el propósito de optimizar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, se deben establecer direcciones preferenciales para el avance del minado. El escenario geomecánico más favorable se alcanza al orientar el eje de la galería de manera perpendicular a la traza del sistema estructural dominante; por el contrario, los avances trazados en dirección paralela a dicho conjunto de discontinuidades representan la condición técnica más desfavorable para el sostenimiento. Es posible identificar los sistemas de discontinuidades más relevantes en el interior de las vetas mediante el modelo de disposición estructural de Las Bravas (distribución de discontinuidades). Se observa que la configuración estructural de ambas vetas refleja el patrón predominante de los sistemas principales, caracterizado por una orientación NE-SW (o

viceversa). Esta alineación condiciona la planificación y el desarrollo de las labores; lo ideal es que la dirección de avance sea perpendicular a dicho patrón estructural. No obstante, debido a cuestiones técnicas relacionadas con el diseño y la operativa de la mina, actualmente el avance de los tajos se realiza en sentido paralelo a las vetas y al cuerpo mineralizado. Dado que esta dirección de avance no favorece la estabilidad de la excavación, es preciso tener en cuenta este factor durante las operaciones. Se recomienda seguir los criterios antes mencionados al definir las direcciones de avance en futuras excavaciones.

3.10. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Es importante considerar la información relacionada con el estado natural del yacimiento mineral. Se han creado varios métodos para escoger el procedimiento de extracción, como los de Dravo (1974), Nicholas (1981), Hartmann (1987), Booshkov y Wright (1973) y UBC (Universidad de Columbia Británica, 1995); Este último constituye una modificación derivada de la metodología de selección de Nicholas. Ambos criterios prestan especial atención a las condiciones intrínsecas del yacimiento, puesto que condicionan la respuesta geomecánica tanto de las rocas encajonantes como del cuerpo mineralizado. De acuerdo con el algoritmo del modelo UBC, la ponderación y jerarquización de los factores involucrados en los métodos de minería subterránea establece lo siguiente:

- Desde un enfoque técnico, las características geológico-estructurales del yacimiento se adaptan de manera óptima a la metodología de explotación por “corte y relleno” (Cut & Fill – C&F).
- Siguen al C&F, el método SLC “hundimiento por subniveles” (Sublevel Caving - SLC) y
- “Conjunto de tablas” (Square Set – SQS).

Nicholas señala que, desde un punto de vista técnico, el método de explotación C&F y SLC

es el más adecuado para las circunstancias actuales. Consecuente con las estimaciones de las metodologías de Nicholas y UBC, la aplicación de los demás enfoques de selección descritos previamente arroja tendencias operativas equivalentes.

Tabla 22
Método de minar subterráneo en orden de costos de explotación

Orden.	Método de minar	Abreviación
1	Bloock o Panel Caving.	B.C.
2	Room & Pillar.	R.&P.
3	Sub. Level Stopping.	S.L.S.
4	Sub. Level Caving.	S.L.C.
5	Cut and Fill Stopping.	C.&F.
6	Vertical Crater Retreat.	V.C.R.
7	Top. Slicing.	T.S.
8	Shrinkage. Stopping.	S.H.S.
9	Square. Set Stopping.	S.Q.

Fuente: Soto A. (2018)

La tabla 21 muestra, desde una perspectiva económica y de manera descendente, los costos de minar subterráneamente según los principales métodos. En términos generales, el procedimiento exige evaluar la aplicabilidad de los métodos de minado en el yacimiento siguiendo un orden jerárquico decreciente, filtrando sucesivamente las alternativas hasta definir la opción técnica y económicamente más rentable para su ejecución.

La implementación del *Block Caving* (BC) queda descartada a causa de la baja calidad geomecánica de la masa rocosa, sumada a la geometría de la estructura mineralizada, sus dimensiones y la magnitud de los recursos cubicados, el R&P propiamente dicho también se descarta. De manera parecida, el SLS queda descartado debido a la mala condición del macizo rocoso. Conforme al procedimiento de selección, el C&F y el SLC se presentan como opciones de extracción para el cuerpo mineralizado. El análisis de los métodos restantes, entre ellos el SQS, se

descarta por presentar estructuras de costos significativamente más elevadas. En el caso particular del *Square Set*, sus bajas eficiencias y excesivos requerimientos financieros justifican su empleo únicamente en escenarios extraordinarios para la extracción de depósitos reducidos con alta concentración de mineral.

3.11. MÉTODO SELECCIONADO

Como se ha evaluado en el apartado previo, el método de minado corte y relleno (C&F) es la principal opción para aprovechar el cuerpo mineralizado. A continuación, se proporciona un análisis más exhaustivo de este método de extracción minera.

3.11.1. Corte y Relleno Ascendente Semi Mecanizado (C&F)

Este procedimiento se implementa en distintas áreas de la Unidad Minera Aurífera Las Bravas debido a que el depósito mineral se encuentra en vetas inclinadas entre 40° y 50°. Para garantizar la estabilidad, se emplea sostenimiento con estructuras de madera, ya sea puntales o marcos, mientras que el vaciado se efectúa utilizando material estéril o de desmonte. La capacidad de producción promedio diaria alcanza las 35 toneladas.

El principio operativo de este método se basa en el mantenimiento continuo de un piso firme y estable a medida que se avanza hacia niveles superiores. Una vez completada la extracción del mineral de la primera capa o banco, el tajeo se rellena hasta un nivel que permita el acceso del personal y equipos a la siguiente zona de trabajo. El relleno se consolida y se utiliza como base para instalar nuevamente el ciclo de perforación, voladura, limpieza y transporte del mineral. De esta manera, el método permite una progresión ascendente del minado, garantizando la recuperación total del mineral y reduciendo significativamente la exposición del trabajador a zonas de riesgo. En la mina Las Bravas, este principio se adapta a las condiciones estructurales del yacimiento, con buzamientos pronunciados y continuidad limitada de la veta, lo cual exige

precisión en el control del tajeo y el relleno.

Finalmente, la esencia del método reside en el equilibrio entre extracción y sostenimiento, donde cada etapa de minado es acompañada de su correspondiente etapa de relleno. Este proceso cíclico asegura la estabilidad general del macizo rocoso, minimiza la subsidencia y permite mantener un ambiente operativo seguro y ordenado. Además, el relleno cumple una función geotécnica y ambiental importante, ya que permite reutilizar materiales estériles del proceso, contribuyendo a una operación más sostenible. Gracias a este principio, el método de Corte y Relleno Ascendente se ha consolidado como uno de los más eficientes para vetas de alta ley y geología compleja, tal como ocurre en la Mina Las Bravas, donde la selectividad del arranque y el control de dilución son factores críticos de éxito operativo

3.11.2. Diseño y Proceso de minado

En cuanto a las condiciones del diseño, se destaca que el yacimiento presenta zonas con roca de resistencia media y otras de baja competencia. Además, es esencial que el mineral extraído tenga una buena ley y que se cuente con el material necesario para el relleno.

Con el propósito de habilitar el espacio de trabajo necesario, la explotación se inicia horizontalmente usando el método de circado para luego ensanchar la labor mediante el desquinche de las paredes. El mineral fragmentado durante esta etapa se conserva *in situ* para servir de piso de maniobra en las fases posteriores de perforación.

Cada bloque mineralizado abarca una longitud de 40 metros, limitado por chimeneas de servicio ubicadas en sus extremos. Además, se construyen refugios cada 20 metros que funcionan como puntos de almacenamiento de herramientas, una vez finalizada la voladura del corte. Este método de explotación se aplica principalmente para mantener bajo control el ancho del frente de minado y reducir la afectación a las cajas, especialmente en áreas donde las paredes laterales

presentan debilidades estructurales como fracturas, diaclasas o fallas alineadas con la veta mineral.

Tabla 23
Proceso de minado

Etapa	Descripción	Equipos utilizados
1. Preparación del tajeo	Se excavan accesos, chimeneas y galerías de corte inferior.	Jumbo manual, scoop de bajo perfil.
2. Perforación	Se ejecuta la malla de perforación (patrón de taladros horizontales y subverticales).	Jack-leg, stoper, perforadora neumática.
3. Voladura	Carguío con ANFO o cartuchos de dinamita; encendido con fulminantes eléctricos o no eléctricos.	Accesorios de voladura convencional.
4. Ventilación y limpieza	Evacuación de gases y limpieza del frente.	Ventiladores axiales portátiles.
5. Carguío y acarreo	El mineral se carga hacia echaderos con slusher o winche.	Slusher de 10 HP, winche eléctrico, tolvas.

Fuente: Elaboración propia

3.11.3. Ventajas de este método

Este método de explotación se distingue por tener las siguientes cualidades:

- Alto rendimiento.
 - Es muy económico
- Una ventilación adecuada.

3.11.4. Desventajas del método

Podemos mencionar las siguientes desventajas:

- No es selectivo (no elimina variaciones de potencia).
- Mucha preparación
- Elevado consumo de madera

3.12. DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO POR METODOS EMPIRICOS.

3.12.1. Construcción del tajeo

En la preparación del tajeo, el área que se va a romper tiene 2.40 m de ancho por 2.40 m de alto. Se trabajará en dos turnos diarios, cada uno con una duración de 10.5 horas. Ciclo laboral que avanza por los trabajos de tajeo.

Los horarios de trabajo: primera. 1/2 de guardia: 06:30 - 12:00; descanso: 12:00 - 13:00; segunda parte. 1/2 guardia: 13:00 - 18.00 Horas totales por turno: cinco y media + cinco = diez horas y media.

Tabla 24
Rotura de desmonte tajo

Avance por disparo	1.09	m
Avance por día	2.18	m
Avance por mes	65.4	m
Volumen de desmonte por disparo (2.4m x 2.4mx1.09m)	6.2784	m ³
Volumen de desmonte por día	12.5568	m ³
Volumen de desmonte por mes	376.704	m ³
Tonelaje de desmonte por disparo	16.95168	Tn
Tonelaje de desmonte por día	33.90336	Tn
Tonelaje de desmonte por mes	1017.1008	Tn

Fuente: Elaboración Propia

➤ DISEÑO DE SECCIÓN

La sección de tajeo mide 2,40 m x 2,40 m, lo que es un espacio adecuado para el

desplazamiento normal de un dumper.

Para la construcción del tajeo, se iniciará con la elaboración de una basculante al contar la veta y comenzando el tajeo con cuadro cubo o cuadro portada, dependiendo de lo que indique la geo mecánica. Las fases siguientes formarán parte del ciclo de construcción:

3.12.2. Malla de perforación

Para el cálculo de taladros se utilizan los siguientes modelos matemáticos:

$$\text{Nº Taladros} = (P / E) + K \times S.$$

Para el cálculo del perímetro:

$$\sqrt{S \times 4}$$

K = Factor de voladura:

Tabla 25

Factor de voladura

Tabla para K	Tipo de Roca
2.0 a 2.5	Dura
1.5 a 1.7	Intermedia
1.0 a 1.2	Suave

Fuente: Manual Exsa

E = Espaciamiento

Tabla 26

Tabla para E	Tipo de Roca
0.40 a 0.55	Dura
0.60 a 0.65	Intermedia
0.70 a 0.75	Suave

Espaciamiento para diseño de malla

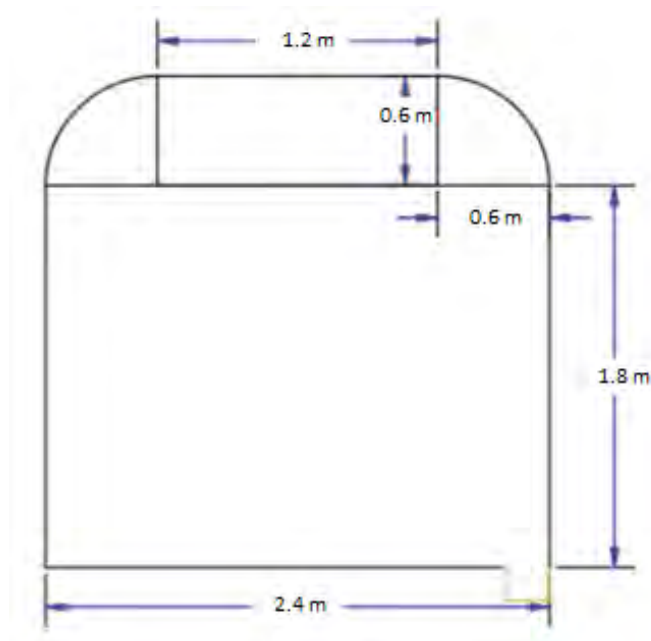
Fuente: Manual Exsa

3.12.2.1. Cálculo de la sección

La sección del tajeo se calculó en función a las siguientes secciones, se realizó calculando 2 secciones rectangulares y 1 semicircunferencia, así como se muestra en la figura N°40.

Figura N° 35

Sección del tajeo 2.40 x 2.40



Fuente: Elaboración Propia

Entonces:

- Área 1 = Ancho x Altura = $2.4 \times 1.8 = 4.32 \text{ m}^2$
- Área 2 = Ancho x Altura = $1.2 \times 0.6 = 1.8 \text{ m}^2$
- Área 3 = Semicircunferencia = $\pi \times 0.6^2/2 = 0.565 \text{ m}^2$
- El Area total = Area 1 + Area 2 + Area 3 = $4.32 \text{ m}^2 + 1.8 \text{ m}^2 + 0.565 \text{ m}^2$
- Área total = 6.685 m^2

El tonelaje se calcula según la siguiente formula.

- Toneladas = Área total x Avance x Peso específico del material roto A esta fórmula se le

añade un 30% de esponjamiento

- Toneladas = $6.685 \text{ m}^2 \times 1.20 \text{ m} \times 2.7 \text{ Ton/m}^3 + 6.49 \text{ Toneladas} = 28 \text{ Tn}$

a. Cálculo del perímetro

$$P = 4\sqrt{(6.685)}$$

$$P = 10.34 \text{ m}$$

b. Numero de taladros

$$N_{tal} = 10.34/0.4 + 2.5 \times 6.685$$

$$N_{tal} = 42 \text{ tal}$$

Tabla 27

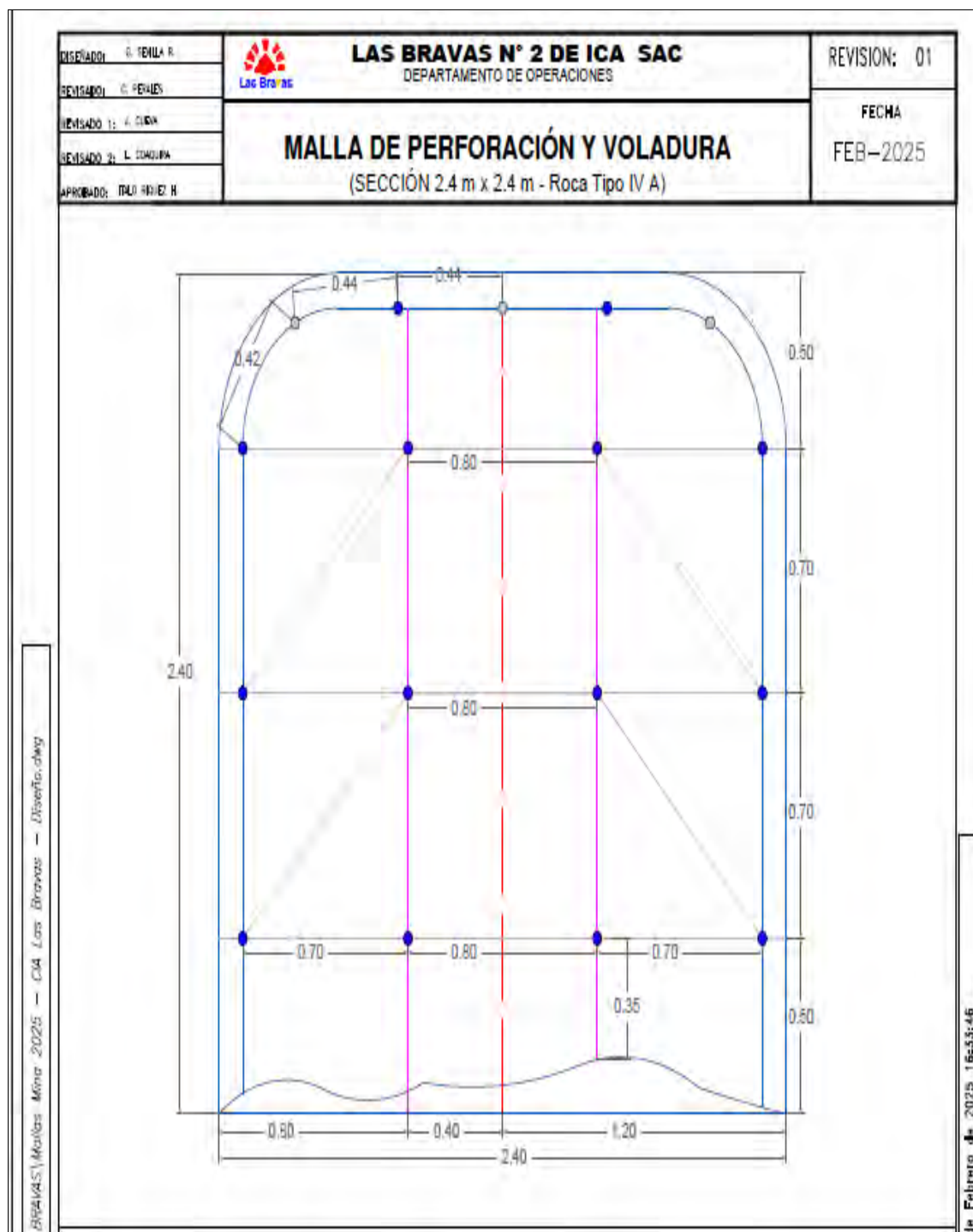
Calculo de Burden rombos y cuadrados.

Sección del corte	Valor de Burden	Resultado
Primera	$B1 = 1.4 \times D2$	5.6
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	7.91
Tercera	$B3 = 1.4 \times B2 \times \sqrt{2}$	15.66
Cuarta	$B4 = 1.4 \times B3 \times \sqrt{2}$	31.00

Fuente: Manual Exsa

Figura N° 36

Malla de perforación del tajeo



Fuente:

Elaboración Propia

c. Cálculo del factor de carga

Tabla 28

Factor de carga según Sección de labor

Tipo de roca	1.0-5.0 m ²	5.0-10.0 m ²	10.0-20.0 m ²	20.0-40.0 m ²
Roca dura	3.0-2.5 kg/m ³	2.5-2.0 kg/m ³	2.0-1.7 kg/m ³	1.7-1.4 kg/m ³
Roca semidura	2.2-1.8 kg/m ³	1.8-1.4 kg/m ³	1.4-1.0 kg/m ³	1.0-0.8 kg/m ³
Roca blanda	1.5-1.0 kg/m ³	1.0-0.8 kg/m ³	0.8-0.5 kg/m ³	0.5-0.4 kg/m ³

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Bravas

Tomando factor de carga $FC = 2,5$ la cantidad de carga explosiva por disparo (Q_c) será:

Longitud taladro = $4' = 1,20$ m.

Longitud taladro = Eficiencia x 1.20 m

Longitud taladro = $4' = 0.9 \times 1.20 = 1.08$ m

Área = 6.685 m²

Volumen $V = 6.685 \text{ m}^2 \times 1,08 = 7.219 \text{ m}^3$

$Q_c = 7.219 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ kg/m}^3 = 18.05 \text{ Kg.}$

$Q_c = 18.05 \text{ Kg.}$

Tabla 29
Distribución de taladros y explosivo

Taladro	N° Taladros	Cartuchos	Total de cartuchos
Corte	4	5	20
alivio	1		0
Primera ayuda	4	5	20
Segunda ayuda	4	5	20
Tercera ayuda	8	5	40
Cuadradores	6	4	24
Alzas	8	4	32
Arrastre	6	5	30
Total	41		

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Bravas

d. Factor Potencia.

Para determinar el factor de potencia, dividimos los kilogramos de explosivo por disparo entre la cantidad de toneladas que se rompen en cada disparo.

Tabla 30
Cálculo de factor potencia

Factor de potencia			
Kilogramos por disparo		18.05	kg
toneladas de disparo		28	Tn
Fv =		1.5	kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

3.13. CÁLCULO DEL DIMENSIONAMIENTO APLICADO AL MÉTODO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN (TJ-120 W Y TJ-120 E)

El procedimiento de diseño para el dimensionamiento de aberturas se calcula mediante un método que se fundamenta en la determinación de dos factores. En resumen: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado, que mide la habilidad del macizo rocoso para mantenerse estable bajo condiciones de esfuerzo determinadas. El segundo es el radio hidráulico o factor de

forma, que considera la dimensión y la configuración del tajo.

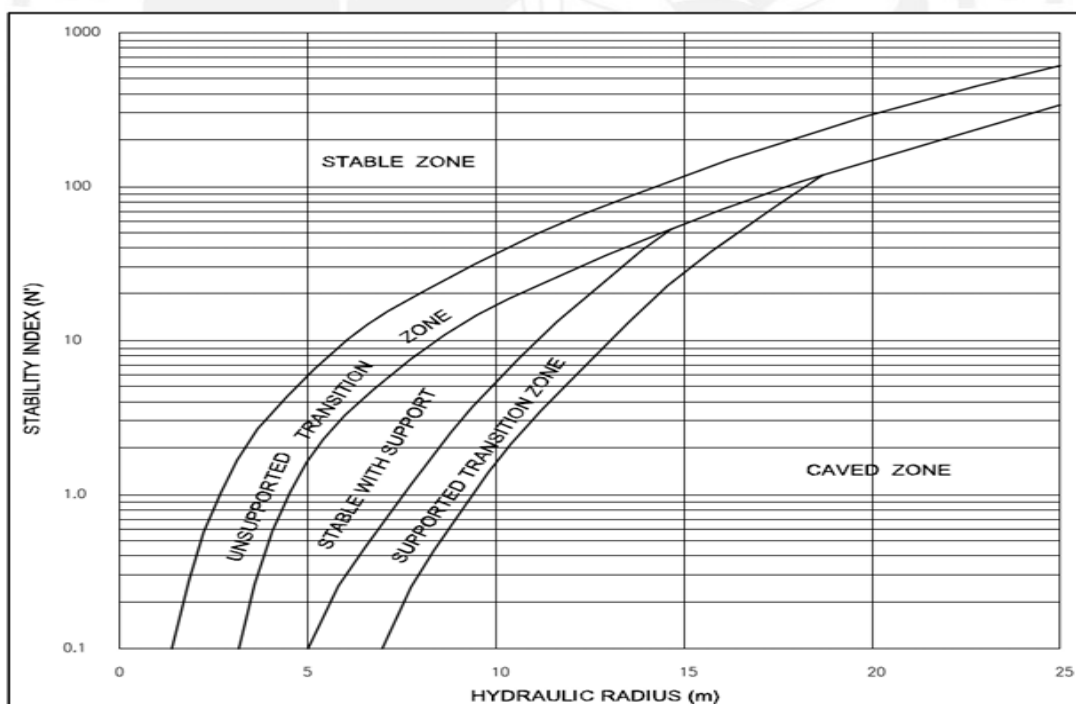
La estabilidad de un tajeo se calcula a partir del "gráfico de estabilidad", empleando los valores de N' (número de estabilidad) y RH (radio hidráulico).

3.13.1. Método gráfico de estabilidad Mathews

El diseño de tajeos abiertos utilizando un enfoque gráfico tuvo su origen en una propuesta inicial de Mathews. Posteriormente, este enfoque fue ajustado y perfeccionado por Potvin y Nickson, dando lugar a una versión actualizada del gráfico de estabilidad. Este sistema permite clasificar la estabilidad de manera cualitativa en tres niveles: estable, con riesgo potencial de inestabilidad o claramente inestable. Para realizar esta evaluación, se emplean como parámetros el número de estabilidad ajustado y el radio hidráulico correspondiente a la superficie del tajeo analizado.

Figura N° 37

Gráfico de estabilidad modificado (N').



Fuente: estabilidad modificada (N'), departamento de geomecánica

3.13.2. Determinación del Número de estabilidad “N”

La siguiente fórmula permite calcular el número de estabilidad modificado (N’):

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

Dónde:

Q’= Índice de calidad de roca de Barton (1974), con Jw =1 y SRF=1

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de estructuras

C = Factor de componente gravitacional

3.13.2.1. Cálculo del factor A: (Factor de condición de esfuerzos).

Este elemento se refiere a los esfuerzos que tienen lugar en las caras expuestas de un tajo abierto. El cálculo del factor tiene en cuenta la resistencia compresiva no confinada de la matriz rocosa, denominada " σ_c/σ_1 ", así como el esfuerzo que se presenta paralelo a la cara expuesta del tajeo.

El cálculo del factor de esfuerzo en la roca A se vincula con c/σ_1 , tomando como base el esfuerzo compresivo en la frontera de la excavación subterránea y el esfuerzo de la roca intacta que se obtuvo en laboratorio.

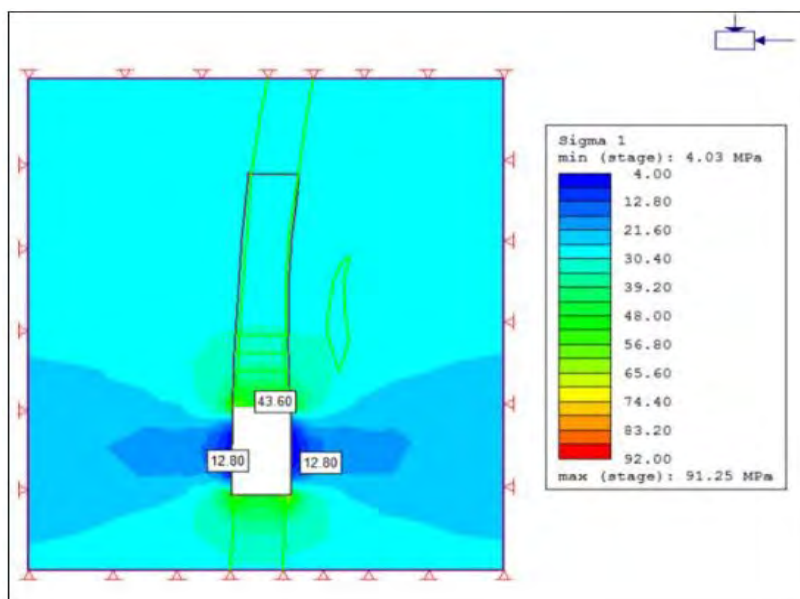
A = 0.1	si:	$\sigma_c/\sigma_1 < 2$
A = 0.1125	si:	$(\sigma_c/\sigma_1) - 0.125 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$
A = 1.0	si:	$\sigma_c/\sigma_1 > 10$

Según la evaluación realizada con el software Phase2 (consulte la figura número 43), se establece que el esfuerzo principal sigma 1 en la cara es de 4.2 Mpa.

También Ver Tabla N° 29.

Figura N° 38

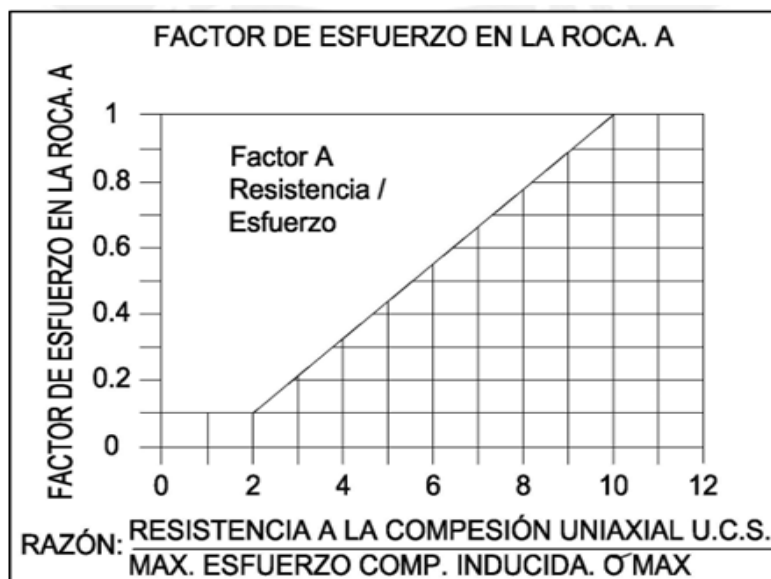
Estimación de esfuerzo mayor Sigma 01 en zona de transición



Fuente: Elaboración Propia

Figura N° 39

Factor “A” de esfuerzo en la roca. (Potvin, 1998)



Fuente: Potvin, 1998

Factor A Para Caja Techo: $92/4.2 = 21.9$

Factor A Para Caja Piso: $92/4.2 = 21.9$

Tabla 31
Calculo del Factor A

Factor de Esfuerzo A	
Caja Piso	Caja Techo
1	1

Fuente: Elaboración Propia

3.13.2.2. Factor de ajuste por orientación de Juntas B.

Se vincula este factor de ajuste por orientación con el impacto que tienen las discontinuidades críticas en la estabilidad de la superficie excavada, se estima más elevado cuando la dirección es paralela a la superficie libre y más bajo cuando los planos son algo perpendiculares.

La familia de discontinuidades que se observa en la parte superior de la veta, cuya menor variación de dirección y buzamiento con respecto a la orientación del techo, es considerada lo siguiente:

Rumbo y buzamiento de la discontinuidad predominante

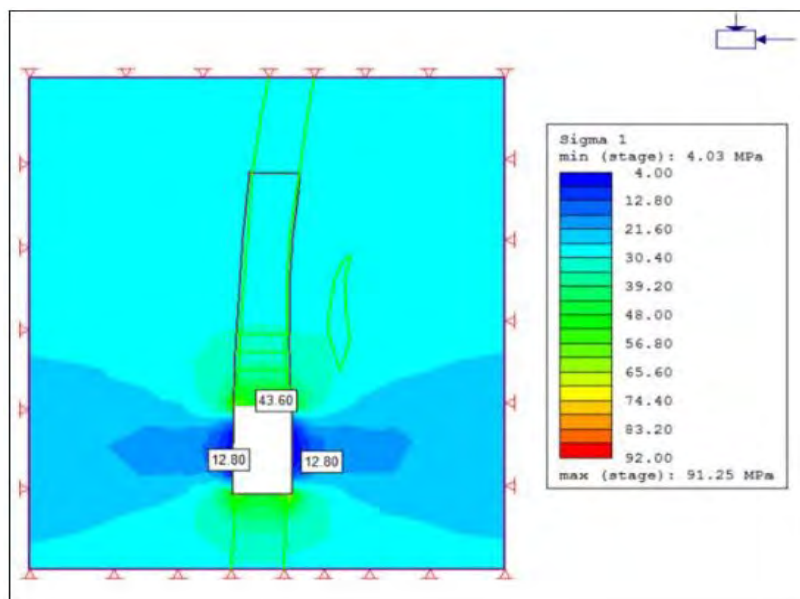
- Rb = S 52°E
- Bz = 28° E

Rumbo y buzamiento de la cara del tajeo

- Rb = N38°E
- Bz = 78° E

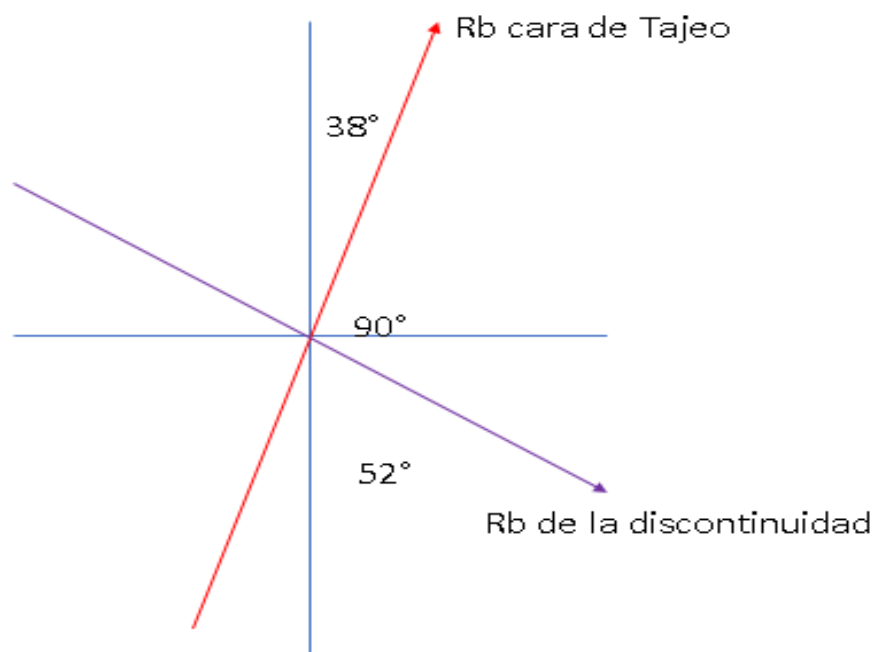
Diferencia de rumbos

Figura N° 40
Cálculo de la diferencia de rumbos



Fuente: Elaboración Propia

Figura N° 42
Cálculo de la diferencia de buzamientos



Fuente: Elaboración Propia

Se establece la diferencia en 90°

Diferencia de buzamientos

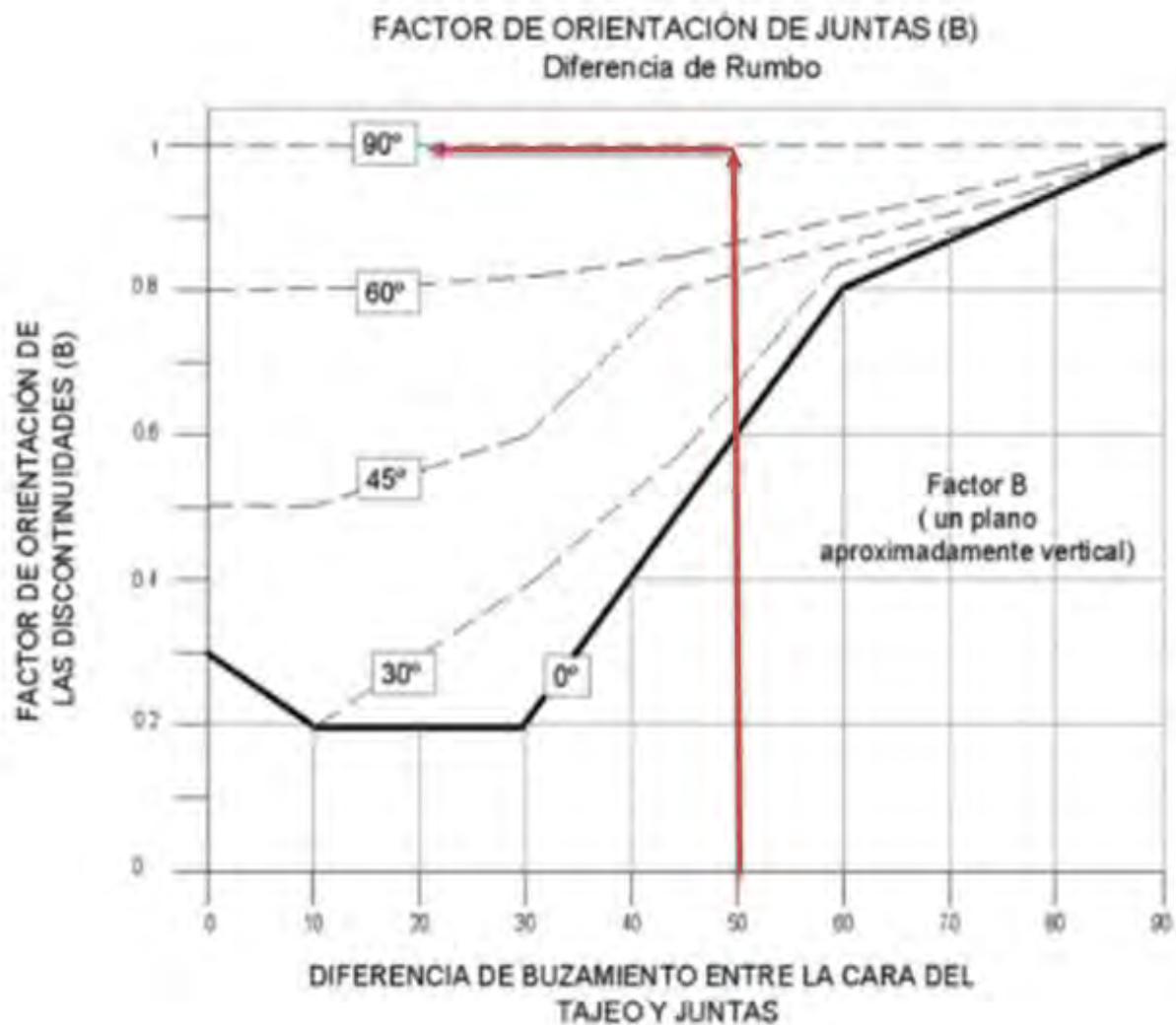
- $B_z = 78^\circ$ E

- $B_z = 28^\circ$ E

La diferencia se mantiene en 50° . A continuación, con los siguientes datos se calcula el factor de ajuste de acuerdo con la orientación.

Figura N° 43

Factor B de orientación de estructuras. (Potvin, 1998)



Fuente: resultado de análisis (Potvin, 1998)

En tal sentido el valor de $B = 1$.

3.13.2.3. Factor de componente gravitacional (C)

El factor “C” refleja el efecto que tiene la gravedad en la estabilidad de las superficies excavadas que se van a evaluar.

• Diferencia de buzamientos

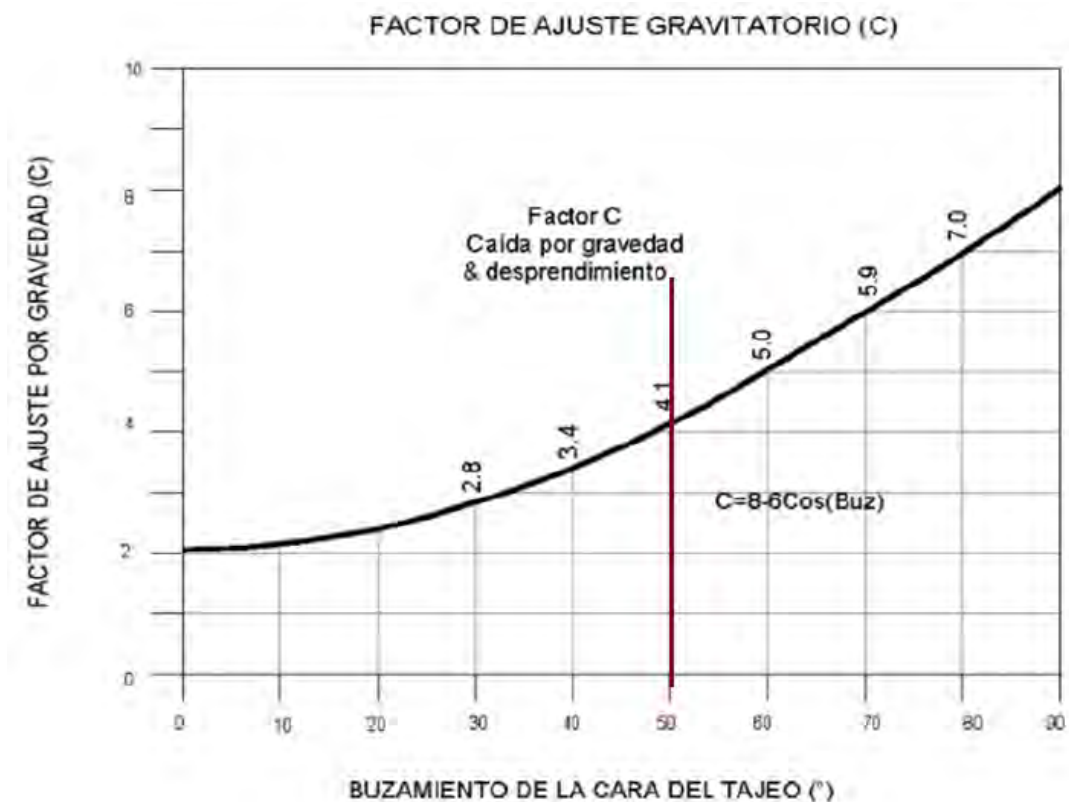
- $B_z = 78^\circ$ E

- $B_z = 28^\circ$ E

La diferencia se establece en 50° . con los siguientes datos se pasa a calcular el factor de corrección por orientación.

Figura N° 44

Factor C de ajuste gravitatorio. (Potvin, 2008)



Fuente: resultado de análisis (Potvin, 1998)

El factor gravitatorio (C) es igual a 4.1

El valor de Q de Barton se calculó anteriormente en el capítulo IV, con este valor de 54.4 podemos calcular N'.

Entonces el valor de N' será:

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

$$N' = 54.4 * 1 * 1 * 4.1$$

$$N' = 223.04$$

3.13.3. Determinación Radio Hidráulico

Es una relación entre el perímetro y el área de la cara crítica, que evalúa la magnitud de una pared en relación con su geometría. Está vinculado a una constante N' que posibilita dimensionar la cara crítica de los tajos.

• Parámetros para el cálculo del radio hidráulico

✓ Longitud: 25 m

✓ Alto: 3.0 m

✓ Potencia de veta: 0.15 m variable a 2.30 metros

✓ Ancho de minado: 2.4

• Análisis del radio hidráulico de la caja techo

✓ Longitud (W) = 25 m

✓ Alto (h) = 2.4 m

$$HR_{CT} = \frac{W * h}{2(W + h)}$$

$$HR_{CT} = \frac{25 * 2.4}{2(25 + 2.4)}$$

$$HR_{CT} = 1.2$$

- **Análisis del radio hidráulico del techo**

✓ Longitud (W) = 25 m

✓ Ancho de minado (a) = 0.7 m

$$HRT = \frac{W \cdot a}{2(W+a)} = \frac{25 \cdot 0.7}{2(25+0.7)} = 0.34$$

3.13.4. Método gráfico de estabilidad modificado (n')

- **Análisis de estabilidad modificado para la caja techo del tajeo**

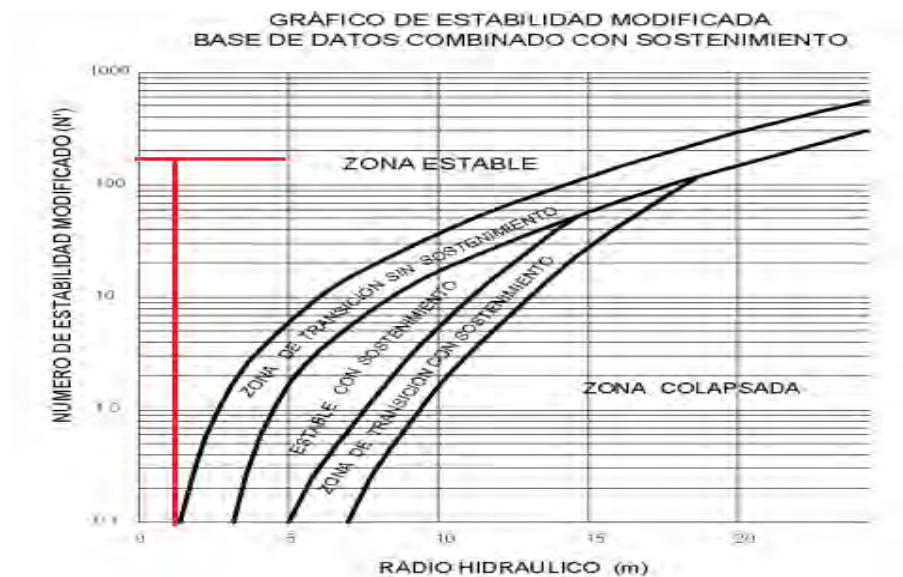
✓ N' = 223.04

✓ RHCT = 1.2

Datos:

Figura N° 41

Gráfico de estabilidad modificada (base de datos combinado con sostenimiento) para la caja techo del tajeo



Fuente: resultado de análisis Gráfico de estabilidad modificado (N').

El número de estabilidad indica que la caja techo del tajeo está en una zona estable, lo cual posibilita aumentar las dimensiones del taje. Asimismo, esto señala que el tajeo es estable para la explotación.

CAPITULO IV

ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. DIMENSIONAMIENTO FINAL DE LOS TAJEOS

A continuación, se presenta una declaración relacionada con la explotación de las operaciones mineras en los cuerpos mineralizados de los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E, en base a la cual se indican nuestras recomendaciones respecto a los tamaños máximos permitidos de los tajeos, detalladas en la tabla inferior.

Tabla 32

Dimensiones Máximas Recomendadas para Tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E

Orientación de tajeo	Ancho (m)	Alto (m)	Longitud (m)	Sostenimiento
Longitudinal	3(NW-SE)	2.4(NE-SW)	30	Cuadro de madera
Longitudinal	3(NW-SE)	2.4(NE-SW)	30	Cuadro de madera

Fuente: Elaboración Propia

También se llevó a cabo un nuevo cálculo del tamaño óptimo de la parada en el volumen del cuerpo mineralizado del tajeo TJ-120 W, empleando el método gráfico de estabilidad desarrollado por Potvin en 1988, el cual actualmente se basa en un análisis de 350 casos. Como resultado, se sugirieron dimensiones ideales para los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E en los cuerpos mineralizados del tajeo TJ-120 W será de 3 metros de altura, 2.4 metros de ancho y entre 25 y 28 metros de longitud. No obstante, las dimensiones que actualmente se están utilizando en las labores de minado en otros cuerpos mineralizados son de 2.4 metros de alto, 2.4 metros de ancho y 20 metros de longitud, lo cual ha demostrado proporcionar buenos niveles de estabilidad. En cuanto al cuerpo mineralizado del tajeo TJ-120 E, según el área de Geomecánica, se recomienda aplicar tajeos de dimensiones de 3.5 metros de altura, 3 metros de ancho y 40 metros de longitud. A

diferencia de TJ-120 W, el cuerpo mineralizado en TJ-120 E presenta una litología más uniforme y no contiene enclaves, lo que contribuye a una mayor homogeneidad estructural.

Alcanzar una producción consolidada de 18,000 toneladas por día dependerá de la explotación planificada y continua de nuevos cuerpos mineralizados, en los cuales se tiene previsto realizar futuras investigaciones geotécnicas.

Tabla 33

Comparativo – Antes vs Después del Estudio Geotécnico

Aspecto	Antes del Estudio (Estimado / Condiciones Iniciales)	Después del Estudio (Datos Reales - Granodiorita)
Litología	Desconocida o generalizada (sin caracterización detallada)	Volcánica
Cobertura	170 m	170 m (entre niveles 1963 al 2025)
Grado de alteración (A)	Posible alteración media o incierta	Roca alterada
Grado de resistencia (R)	Estimación conservadora (< 200 MPa)	Roca buena ($\sigma_c = 50$ MPa)
Fracturamiento	Se asumía alta fracturación (mayor sostenimiento)	Escasa fracturación
RQD (% estimado)	< 70 % (mediana calidad del macizo rocoso)	45 % (mala calidad)
RMR (Clase/Valor)	Clase III o V (< 40 puntos, roca mala a regular)	Clase IV - Valor 40 (roca mala)
Tipo de roca	Roca media	Roca mala
Cargas actuantes	Estimadas conservadoramente altas	$H = 1,0$ m ; $P_v = 0,25$ Kg/cm ²
Problemas geotécnicos	Potenciales inestabilidades	con problemas lito-estructurales

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 34
Comparación Técnica por Aspectos Clave

Punto Clave	Antes del Estudio	Después del Estudio
Seguridad	Riesgo potencial a media escala por falta de información; sostenimiento preventivo elevado	baja seguridad, condiciones inestables y roca medianamente competente
Producción	Menor ritmo por incertidumbre geotécnica	Mayor eficiencia en avance y perforación, por ello mayor producción al incrementar las dimensiones del tajo por ser una roca medianamente competente
Relleno	Necesario en mayor volumen para controlar fallas	Relleno optimizado; menos volumen de relleno requerido
Área de Perforación	Área limitada por precaución estructural	Mayor área de influencia por la calidad de macizo rocoso, se recomienda utilizar una malla de mayor dimensión como una 3 x 3 m
Sostenimiento	Inicialmente se contempló la instalación de cuadros de madera y pernos de anclaje, bajo la presunción de que el macizo rocoso presentaría características de resistencia media, como en algunas zonas de la mina.	Ligero o puntual según necesidad, se recomienda utilizar cuadros de madera y pernos sistemáticos de anclaje de manera alternativa

Fuente: Elaboración Propia

DISCUSION DE RESULTADOS

HE1: Evaluación del factor de esfuerzo en la roca mediante el análisis del esfuerzo inducido aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

Nuestra investigación, en relación con esta hipótesis, concluyó que el análisis de los esfuerzos en el tajeo, considerando el principio de la carga litostática, arrojó un esfuerzo vertical " σ_v " = 2.39 MPa y un esfuerzo horizontal " σ_h " = 0.956 MPa; esto determinó que el factor de condición de esfuerzos fuese igual a 1.

Según Barreto, F. et. al. (1) En su estudio titulado "Diseño geomecánico de la labor subterránea pozos ricos, utilizando el método gráfico de estabilidad de Mathews, Hualgayoc – Perú 2018", al. llegó a la conclusión de que se analizó la estabilidad de las paredes norte y sur, así como las paredes colgante y yacente del caserón en la mina Pozos Ricos mediante la técnica de Mathews. Esta mostró una estabilidad aceptable; sin embargo, para el techo, fue baja. Dichos valores ratifican la factibilidad técnica de aplicar un sistema de minado por colapso, dada la competencia y el grado de fracturamiento del macizo rocoso. A partir de las dos conclusiones, podemos determinar que el método es útil para dimensionar tajeo.

HE2 Evaluación de la orientación de las juntas mediante el cálculo del rumbo y buzamiento aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos; se concluyó que:

Según Sosa, J. (3) en su investigación sobre: “Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera cerro Lindo – compañía minera Milpo”; concluye que, Al confrontar la inclinación de la cara del tajeo con el buzamiento de las estructuras para hallar el factor σ_h/σ_v , el gráfico de ajuste arrojó un valor igual a uno. De manera complementaria, el estudio

estatigráfico y estructural evidencia que, por debajo del cota/Nivel 1800 en Cerro Lindo, la masa rocosa de cada dominio litológico se halla regida primordialmente por dos familias de discontinuidades, uno de los cuales es el predominante, y de uno o dos sistemas secundarios. Se puede establecer que el método es útil para determinar el tamaño de tajeo, según ambas conclusiones.

HE3: Evaluación del factor de esfuerzo gravitacional determinando el esfuerzo vertical y horizontal aplicando el método gráfico de estabilidad influye para el dimensionamiento geomecánico de tajeos.

El estudio determinó que: la evaluación del factor de ajuste gravitacional (C) en contraste con el buzamiento de la cara del talud fue 4.1, un valor intermedio entre 2 y 8. Según Huamán, J. (4) en su investigación titulada: “Aplicación del método gráfico de estabilidad para una explotación por taladros largos del Nv. 395 al Nv. 370 en unidad Islay – Volcán compañía minera S.A.A. 2018” concluye que el factor A muestra valores de 1.0, lo que sugiere que los altos esfuerzos inducidos no son un problema. Por otro lado, el factor B tiene valores de 0.2, lo que indica condiciones adversas debido a deslizamientos de bloques de roca. En cuanto al factor C (el techo y la caja del techo), notamos que las caídas por gravedad serán los modos predominantes de falla; en la caja del piso, el modo de falla será el deslizamiento debido a la inclinación de las discontinuidades. Se concluye, tras examinar ambas conclusiones, que el factor C en particular es útil para medir las caídas de rocas debido a la gravedad y determinar así el nivel de seguridad durante la explotación del tajeo.

CONCLUSIONES

1. Para determinar el diseño de las dimensiones optimas de los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E, se deben tomar en consideración los parámetros fundamentales de producción en la Mina Las Bravas esto implica analizar detalladamente la información geotécnica recopilada previamente. A partir de estos datos, se llevarán a cabo evaluaciones técnicas orientadas a establecer el tamaño y configuración de los elementos estructurales involucrados en la explotación. Como resultado, se sugirieron dimensiones ideales para el tajeo TJ-120 W de 3 metros de altura, 2.4 metros de ancho y entre 25 y 28 metros de longitud y en cuanto al tajeo TJ-120 E, según el área de Geomecánica de UMCL, se recomienda aplicar tajeos de dimensiones de 3.5 metros de altura, 3 metros de ancho y 40 metros de longitud
2. Los parámetros geomecánicos del macizo rocoso en la estabilidad de los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E en la mina Las Bravas son importantes ya que con ellas se determinaron la calidad del macizo rocoso la cual es del tipo Bueno (IV A), con una valoración de RMR de 40 y un Q de barton de 0.6 con una litología granodiorítica; La determinación de estos índices geomecánicos se basa en parámetros derivados tanto de ensayos de laboratorio como de mediciones en campo, que consideran la resistencia de la roca intacta, las características de las discontinuidades y el comportamiento global de la masa rocosa, evaluados mediante criterios de falla geotécnicos apropiados.
3. Los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos de explotación en la Compañía Minera Las Bravas S.A.C. debe sustentarse en un estudio técnico que considere de forma integral las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Para ello, es necesario analizar la calidad del macizo, las propiedades mecánicas de la roca y sus discontinuidades, así como los esfuerzos naturales presentes en el entorno subterráneo. Asimismo, el uso de

herramientas de análisis estructural, tanto empíricas como numéricas, resulta clave para anticipar posibles mecanismos de inestabilidad. Con este enfoque, se logra establecer una geometría de explotación que equilibre la seguridad de las operaciones y el rendimiento productivo de la mina.

4. El diseño de sostenimiento optimo que garantice las condiciones de estabilidad de los tajeos TJ-120 W Y TJ-120 E para la calidad del macizo rocoso antes mencionada será el cuadro de madera, alternativamente el uso de pernos sistemáticos.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda implementar un programa de monitoreo geomecánico continuo en los tajeos TJ-120 W y TJ-120 E durante y después de la aplicación de los diseños sugeridos para los tajeos en los cuerpos mineralizados. Esto permitirá validar en campo el comportamiento real del macizo rocoso frente a las dimensiones adoptadas, optimizar las estrategias de sostenimiento y ajustar los parámetros de diseño en función de la evolución de las condiciones geotécnicas. Además, se sugiere mantener una retroalimentación constante entre las áreas de Producción y Geomecánica, a fin de asegurar que cualquier variación estructural o mecánica en el macizo se considere en futuras etapas de explotación.
2. Se aconseja continuar con los estudios geomecánicos en los tajeos para anticipar cualquier alteración de las propiedades del macizo rocoso y mineral en las áreas de estudio, ya que estas pueden cambiar durante las operaciones.
3. Se recomienda integrar modelos numéricos de simulación geomecánica como parte del proceso estándar de diseño de tajeos en la Compañía Minera Las Bravas S.A.C., complementando los métodos empíricos tradicionales. Esta integración permitirá prever con mayor precisión los mecanismos potenciales de falla en distintas condiciones del macizo rocoso, optimizando así la geometría de los tajeos en función del comportamiento esperado del terreno. Además, se sugiere capacitar continuamente al personal técnico en el uso de software especializado como FLAC3D, RS2 o Phase2.
4. Se recomienda validar en campo la viabilidad del sostenimiento de cuadros de madera como método principal en los tajeos TJ-120 W y TJ-120 E mediante monitoreo continuo del comportamiento del macizo rocoso durante la excavación.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Cartaya Pire, M. (2001). *Caracterizacion Geomecanica de Macizos Rocosos en Obras Subterraneas de la Region Oriental del Pais*. Holguin, Cuba: Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa.
- Cordova R, M., & De La Sota P, G. (2020). *Avance Geomecanicos en el Dimensionamiento Empirico de Tajeos Subterraneos*. Lima: Geomecanica Latina.
- Hernandez Sampieri, R. (Abril, 2006). *Metodologia de la Investigacion*. Mexico: Cuarta Edición McGraw Hill.
- Huaman Aparicio, A., & Ardiles Velasco, R. (2017). *Osinermin-Guia de Criterios Geomecanicos para Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de Labores Subterraneas*. Lima: Inversiones Iakob S.A.C.
- Lapa Borda, W. (2022). *"Estudio Geomecanico para el Diseño de Tajeos en el Nivel de Producción en la Unidad Minera Cerro Lindo 2022"*. Ayacucho, Peru: Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga, Facultad de Ingenieria de Minas, Geologica y Civil Escuela Profesional de Ingenieria de Minas.
- Maldonado Rogel, D. A. (2022). *"Propuesta de Diseño de Explotación Subterránea para la Extracción de Oro en el Área Minera Patricia, el Guabo-El Oro"*. Cuenca, Ecuador: Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología Escuela de Ingeniería de Minas.

Ministerio de Energia de Minas-Minem. (2023). *D.S N° 024-2016-EM Y su modificatoria D.S N° 034-2023-EM "Reglamento de seguridad y salud ocupacional en mineria"*. Lima: El peruano.

Pantaleon Junco, H. J., & Carbajal Isidro, C. J. (2017). *Evaluacion Geomecanica para el Dimensionamiento, Secuencia de Minado de Tajeosde uan Mina Subterranea*. Lima, Peru: Pontificia Universidad Catolica del Peru, Facultad de Ciencias e Ingenieria.

Velarde Llamoca, P. (2019). *Perfil Tecnico Economico del Diseño y Construcccion del Pique Inclinado 310 Niveles 1820 al 1700, Para la Explotacion de Reservas Veta -Mina las Bravas* . Arequipa, Peru: Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa, Facultad Geologica, Geofisica y Minas Escuela Profesional de Ingenieria de Minas.

ZUÑIGA, C. L. (2008). *Sostenimiento con Shotcrete Vía Húmeda en la Mina*. Lima: Universidad Ricardo Palma. Perú.

ANEXOS

ANEXO N°1. MATRIZ DE CONSISTENCIA

ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA DE LA COMPAÑÍA MINERA LAS BRAVAS DISTRITO CHAPARRA-AREQUIPA						
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	Variable dependiente	Dimensión	Indicadores	Unidades
¿Como diseñar las dimensiones óptimas de los tajeos de explotación en función del análisis geomecanico donde se garanticen la estabilidad del macizo rocoso en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?	Determinar las dimensiones óptimas de los tajeos de explotación en función del análisis geomecanico donde se garanticen la estabilidad del macizo rocoso en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.	Las dimensiones de los tajeos dependen directamente del análisis geomecanico y ello garantizara la estabilidad del macizo rocoso en la Mina las Bravas de la compañía minera Bravas S.A.C.	Dimensionamiento de Tajeos	Parámetros de Diseño	Ancho de explotación (A)	m
					Altura (H)	m
					Longitud (L)	m
				Diseño de Sostenimiento	Costo de Sostenimiento	\$/ml
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVO ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICOS	Variable Independiente	Dimensión	Indicadores	Unidades
¿Cómo influyen las parámetros geomecánicos del macizo rocoso en la estabilidad de los tajeos de explotación de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?	Caracterizar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso para la estabilidad de los tajeos de explotación en la mina las bravas de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.	La caracterización del macizo rocoso nos permitirá dimensionar de manera adecuada las dimensiones de los tajeos (ancho, altura y profundidad) de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.	Análisis Geomecanica	Caracterización geomecanica del macizo rocoso (RMR)	Condiciones del macizo rocoso (presencia de agua, meteorización, presencia de discontinuidades, apertura de las discontinuidades, rugosidad y relleno)	—
					Indice de la resistencia a la compresion uniaxial (RCU)	Mpas
					Indice de calidad de roca (RQD)	%
¿Cuáles son los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos de explotación en la mina Bravas de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.?	Determinar los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos explotación de la Compañía Minera las Bravas S.A.C.	Los parámetros de diseño de las dimensiones de los tajeos de explotación permitiran determinar la viabilidad técnica del proceso de producción del mineral en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.		Numero de Estabilidad (N) Q de Barton	A, B, C Y Q	—
				GSI	LF, F, MF, IF, T	—
¿Cuál es el diseño de sostenimiento optimo que garantice las condiciones de estabilidad de los tajeos de explotación en la Compañía Minera las Bravas SAC?	Determinar el diseño de sostenimiento optimo que garantice las condiciones de estabilidad de los tajeos de explotación en la Compañía Minera las Bravas SAC.	El tipo de diseño de sostenimiento seleccionado garantizara la seguridad del personal y equipos durante las operaciones en la Compañía Minera las Bravas S.A.C.				

Fuente: Area de geomecanica Mina las Bravas

[illegible]

ANEXO N°3: Sistema de clasificación RMR según Bieniawski-1989

SISTEMA CSIR DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA - ÍNDICE "RMR" (SEGÚN BIENIAWSKI - 1989)

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa, es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
		Valuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Valuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)		> 2.00	2.00 - 0.50	0.50 - 0.20	0.20 - 0.05	< 0.05		
	Valuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades:	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 50	> 50		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrada		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Releno	Sin releno	Releno duro (< 5 mm)	Releno duro (> 5 mm)	Releno blando (< 5 mm)	Releno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Ligeramente descompuesta	Modera. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrema descompuesta		
		Valuación	6	5	3	1	0		
5	Agua/freática	Caudal por 10 m de excavación (l/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valuación	15	10	7	4	0		

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento				
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación

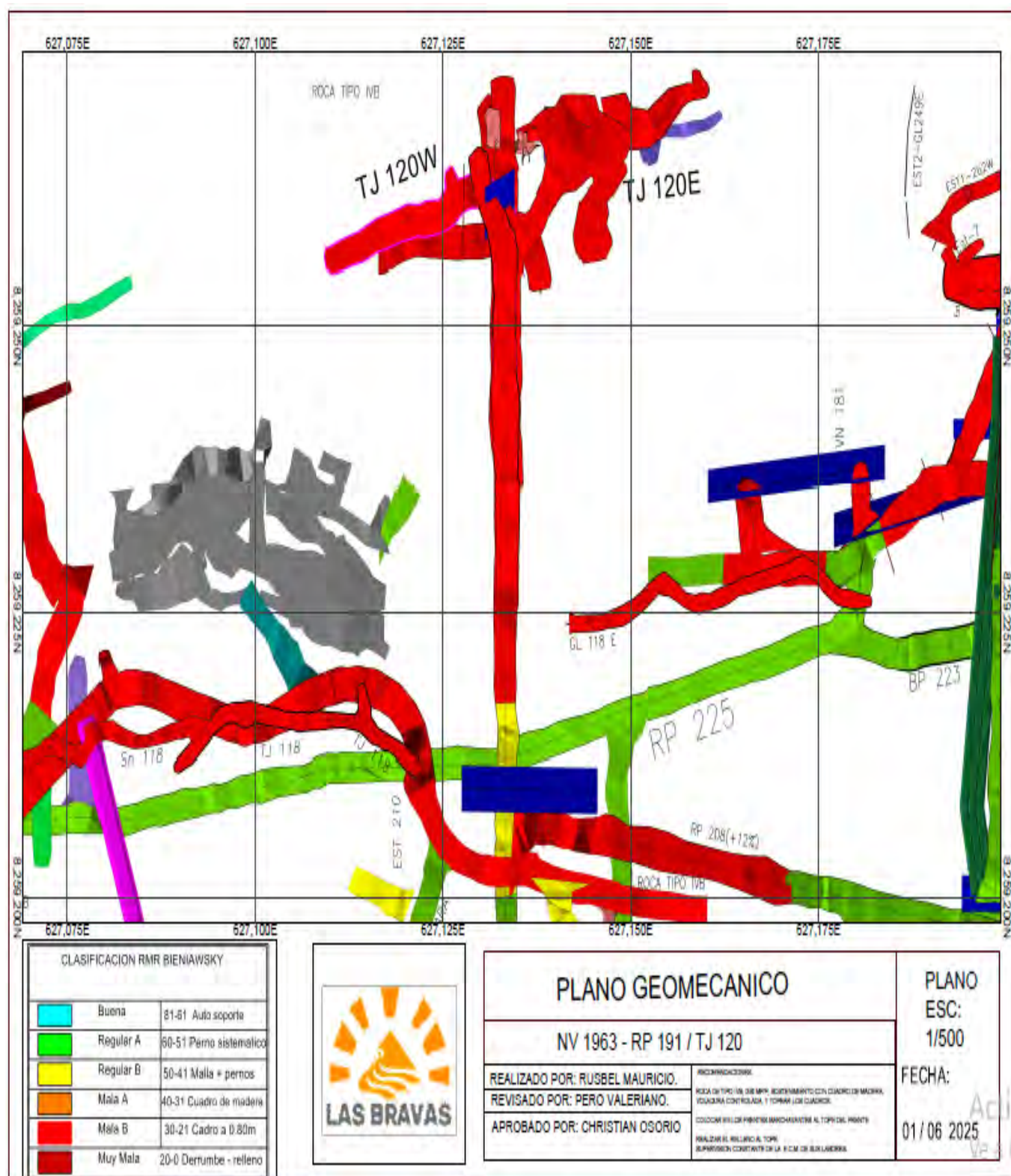
Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T. A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

Fuente: Bieniawski-1989

ANEXO N°4. PLANO GEOMECANICO DE LOS TAGEOS TJ-120 W y TJ-120 E



Fuente: Area de geomecanica Mina las Bravas

I. GENERALIDADES

1.1. Ubicación

La Unidad de producción de la Compañía Minera las Bravas se encuentra ubicado en el distrito de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, al margen izquierdo de la quebrada Chaparra, a una altitud entre 1350 y 1500 msnm, a una distancia de 692 Km de la ciudad de Lima.

La ruta de acceso hacia la unidad de producción las bravas se da como se muestra en la siguiente Tabla.

Tabla 35
Acceso a la Mina las Bravas SAC.

Vía de Acceso a la Mina las Bravas			
Ruta o Tramo	Tipo de Vía	Distancia (KM)	Tiempo
Arequipa - Chaparra	Terrestre-Carretera asfaltada	428 km	7h 22´
Chaparra – Mina las Bravas	Terrestre-Trocha	5.9 km	0h 12´

Fuente: Elaboración Propia

1.2. Ruta de Accesibilidad

La ruta de acceso hacia la unidad de producción las bravas del distrito de chaparra departamento de arequipa se da como se muestra en la siguiente Tabla.

Tabla 36

Acceso a la Mina las Bravas SAC.

Ruta o Tramo	Vía de Acceso a la Mina las Bravas		
	Tipo de Vía	Distancia (KM)	Tiempo
Arequipa - Chaparra	Terrestre-Carretera asfaltada	428 km	7h 22´
Chaparra – Mina las Bravas	Terrestre-Trocha	5.9 km	0h 12´

Fuente: Elaboración Propia

1.3. Geología

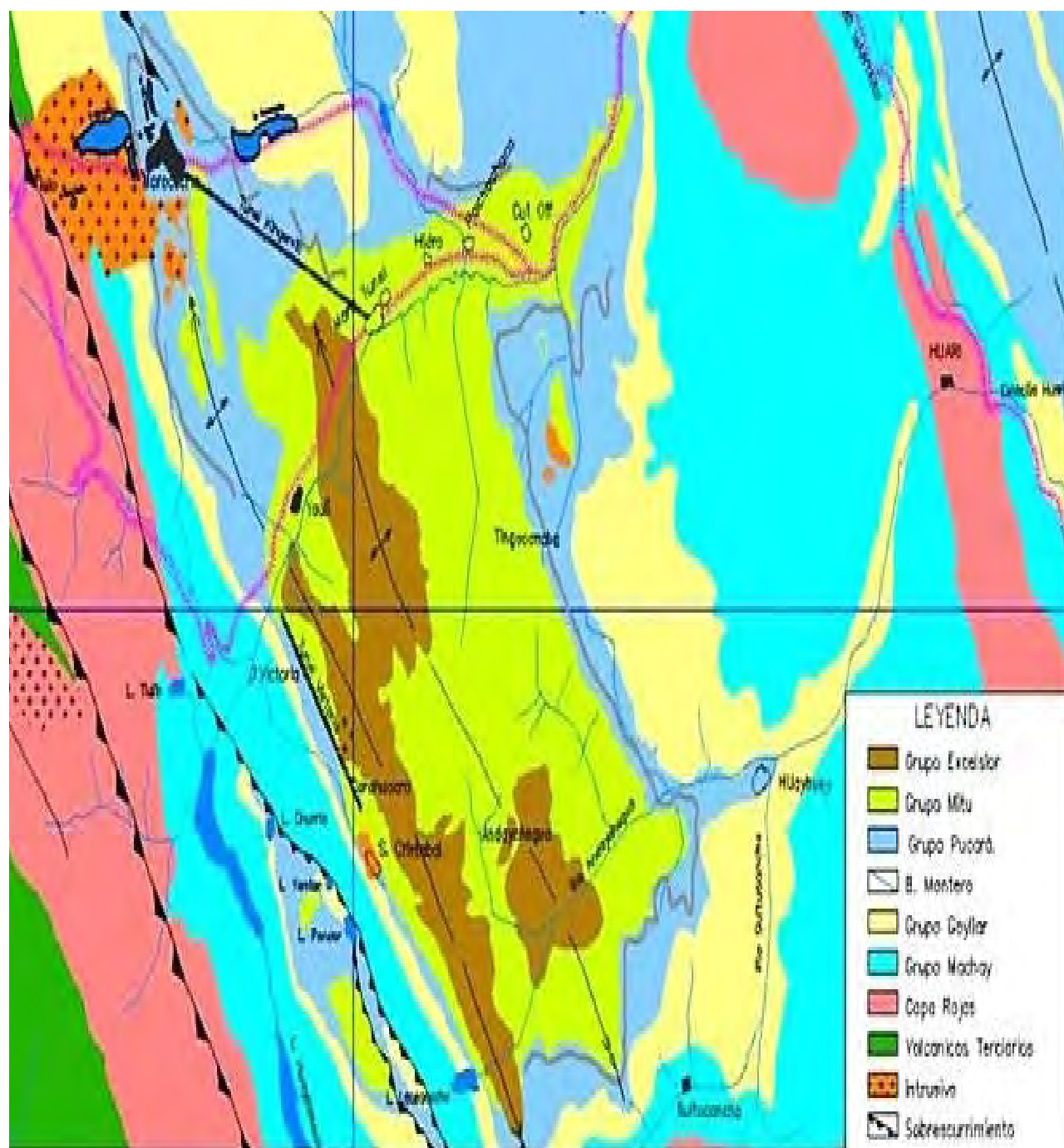
Geología regional

A nivel regional, el proyecto Chaparra se ubica dentro de un sistema de vetas auríferas de tipo mesotermal, alojadas en formaciones intrusivas pertenecientes al Batolito de la Costa, cuyo origen se remonta al Cretácico y al Terciario Inferior.

El Batolito de la Costa está representado por:

La Superunidad Linga está compuesta por granodioritas y monzonitas, las cuales transicionan gradualmente hacia gabros en su parte interna. Esta unidad se distingue además por la presencia de delgados diques oscuros conocidos como lamprófidos. Por otro lado, la Superunidad Tiabaya corresponde a una de las fases finales de intrusión del batolito, ubicándose en la franja central y longitudinal de la región, limitando al suroeste con la Superunidad Linga y al noreste con la Superunidad Incahuasi. Su litología incluye tonalitas y granodioritas, acompañadas de xenolitos redondeados y cristales bien definidos que, en ciertos sectores, forman estructuras tipo “pegmatitas”. También se observan diques de composición microdiorítica asociados a esta unidad.

Figura N° 42
Plano geológico regional



Fuente: Departamento de Geología de la Mina Las Bravas S.A

Geología local

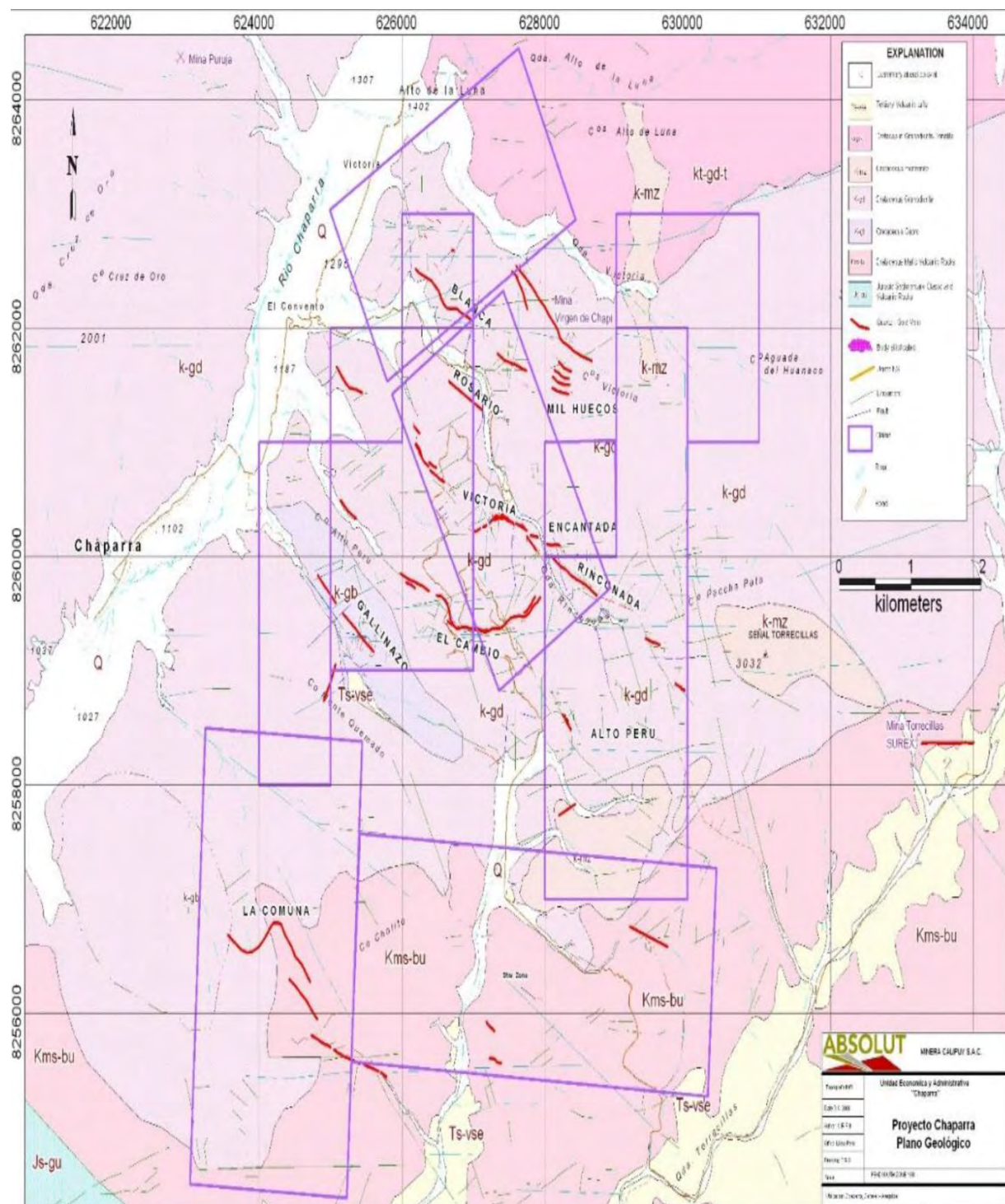
A nivel regional, la mina se ubica dentro de una franja mineralizada de cobre y oro que presenta una orientación Este-Oeste, donde se localizan varios depósitos auríferos de mediana y pequeña escala, como Ocoña, Calpa, Caravelí, Ishihuinca, Orión, Cambio, Eugenia, Posco, entre otros. Esta franja pertenece al cinturón aurífero conocido como Nazca-Ocoña. La mina Las Bravas se encuentra en la zona central de esta franja y su potencial está clasificado como un yacimiento de minería a escala mediana.

La geología del sector está caracterizada por vetas de pequeño y mediano espesor, con anchos que varían entre 0.15 y 0.80 metros, alojadas en las rocas intrusivas del Batolito de la Costa del Perú. Este conjunto intrusivo muestra distintas facies, que incluyen intrusivos faneríticos como granodioritas y dioritas de grano medio, así como cuerpos subvolcánicos con pórfidos andesíticos. El depósito corresponde a un sistema epitermal de baja sulfuración, con características transicionales hacia un ambiente mesotermal, desarrollado sobre rocas intrusivas y subvolcánicas. La concentración de oro en las vetas es variable debido a la heterogeneidad en las leyes, con valores promedio que oscilan entre 3 y 25 gramos por tonelada.

La zona presenta una geología dominada por vetas de espesor reducido a moderado, cuyos anchos varían entre 0.15 y 0.80 metros, emplazadas dentro de formaciones intrusivas pertenecientes al Batolito de la Costa peruana. Este batolito exhibe diversas variaciones litológicas, desde intrusivos faneríticos como granodioritas y dioritas de grano medio, hasta cuerpos subvolcánicos compuestos por pórfidos andesíticos. El yacimiento corresponde a un sistema epitermal de baja sulfuración, con tendencias hacia condiciones mesotermiales, desarrollado en rocas intrusivas y subvolcánicas. Las leyes de mineralización de oro en las vetas presentan una considerable variabilidad, con promedios que fluctúan entre 3 y 25 gramos/Tn.

Figura N° 43

Ubicación de concesiones mineras y proyección de estructuras mineralizadas



Fuente: Departamento de Geología de la Mina Las Bravas S.A

Geología económica

Las estructuras mineralizadas se presentan asociadas a cuarzo blanco lechoso, el cual puede ser masivo, bandeado o de textura crustiforme, mostrando fracturación moderada y oquedades rellenas con óxidos de limonita, hematita y jarosita. En la zona de sulfuros también se identifica la presencia de minerales como piritita y arsenopiritita.

1.4. Recursos

Basados en los reconocimientos geológicos, mapeos de campo, toma de muestras y ensayos realizados se ha preparado la siguiente tabla del Potencial del Proyecto.

Tabla 37
Recursos mina Las Bravas

Vetas	Longitud (m)	Ancho o Potencia (m)	Profundidad (m)	P.e.	TM	Ley Au. Oz/TM	Contenido Onzas Au.
EL CAMBIO	2,200	1.00	200	3.00	1'320,000	0.6	792,000
VICTORIA	1,000	0.80	200	3.00	480,000	0.4	192,000
RINCONADA	1,200	0.80	200	2.70	518,400	0.4	207,360
LA CURVA	500	0.75	200	2.70	202,500	0.8	162,000
BLANCA	1,500	0.80	200	2.70	648,000	0.4	259,200
VERDOSO	600	0.80	200	3.00	288,000	0.4	115,200
ROSARIO	500	0.60	200	2.70	162,000	0.4	64,800
LA COMUNA	2,000	0.30	200	2.70	324,000	0.8	259,200
					3'942,900	0.5	2'051,760

Fuente: Departamento Geología Mina Las Bravas

1.5. Mineralogía

La composición mineralógica identificada incluye cuarzo, oro, hematita, jarosita, sericita, carbonatos y piritita. La mineralización se encuentra principalmente influenciada por concentraciones de sílice, óxidos y piritita de grano fino.

Veta

En la concesión perteneciente a la empresa Las Bravas se identifican tres estructuras principales, junto con otras secundarias que podrían tener relevancia económica. Estas últimas requieren estudios geológicos más exhaustivos para establecer correlaciones y determinar su verdadero potencial. Actualmente, las tres vetas de mayor importancia dentro de la mina Las Bravas ya han sido reconocidas.

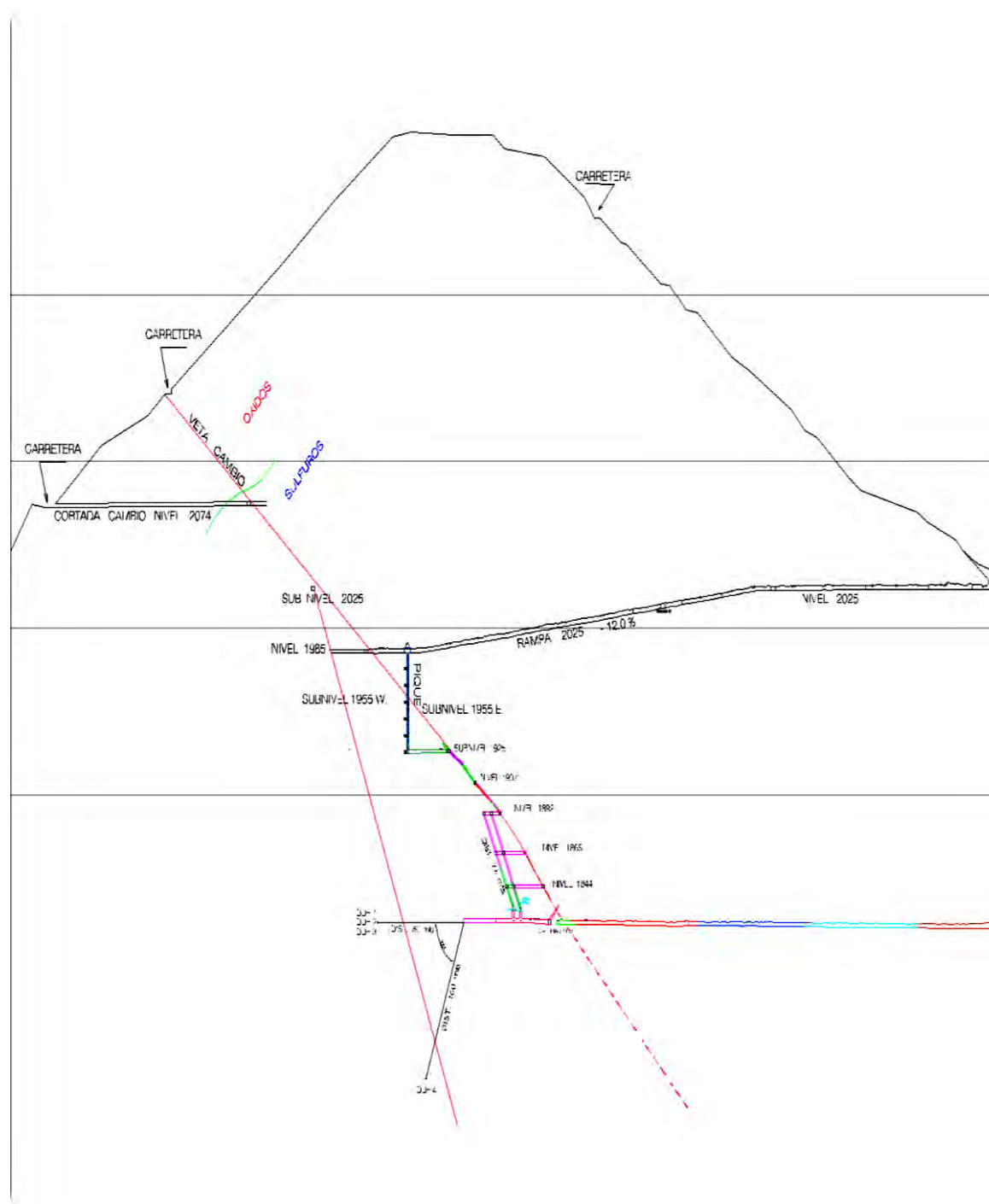
Estas son:

Cambio.

Conzuelo.

Blanca.

Figura N° 44
Sección transversal de la veta.



Fuente: Departamento Geología Mina Las Bravas

Alteración

La roca encajonante presenta una alteración leve, caracterizada por epidotización localizada en fracturas, cloritización y una débil argilización en proximidad a las estructuras mineralizadas, acompañadas de óxidos.

Predomina la propilitización, mientras que los halos de sericita y biotita son muy poco desarrollados; además, se identifica muscovita-sericita en las cercanías de los núcleos de fuerte silicificación. En las zonas silicificadas, se observan texturas tipo "boxwork" asociadas principalmente a procesos de oxidación hematítica.

1.5.1 Minería

Reservas y producción para el proyecto

El proyecto se fundamenta en el desarrollo y explotación racional de las reservas probadas, así como en una exploración intensa de la veta, en los tajos TJ-120 W y TJ-120 E. En las estimaciones, únicamente se tienen en cuenta las reservas probadas; no así las potenciales o las probables. La actividad minera se desarrollará en dos turnos diarios, de ocho horas cada uno, y seis días a la semana. Las reservas probadas de mineral suman 18 000 TM, con leyes de: 14 gr/TM. Se calcula que el mineral potencial para la veta es aproximadamente de 50,000 TM.