

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA EL ANÁLISIS GRÁFICO Y EL
MÉTODO NUMÉRICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO
DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021.**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERA DE MINAS**

PRESENTADO POR:

Bach. CARAJULCA ORE, Claudia Alexandra

ASESOR:

Dr. FLORES MORENO, Víctor Félix

Ayacucho - Perú

2022



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 026-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 071-2022-FIMGC-D**, siendo los dos días del mes de mayo del 2022, a horas 9:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado - Asesor el **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL ANÁLISIS GRÁFICO Y EL MÉTODO NUMÉRICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021**”, sustentado por la Señorita **Claudia Alexandra CARAJULCA ORE**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente
por Dr. Ing. Efraín Elías
Porras Flores
Fecha: 2022.05.07
22:45:42 -09'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Firmado
digitalmente por
Mg. Ing. Roberto J.
Gutierrez Palomino

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado



Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Jurado Asesor



Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2022.05.02 11:38:34
-05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Claudia Alexandra CARAJULCA ORE
Jurados (4)
Archivo

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel 066 312510
Anexo 151



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 023-2022-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : CARAJULCA ORE Claudia Alexandra
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL ANALISIS GRAFICO Y EL METODO NUMERICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021”.
Evaluación de la Originalidad : **30 %** Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1820609377

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 26 de abril del 2022

Firmado digitalmente
por LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

“ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL ANALISIS GRAFICO Y EL METODO NUMERICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021”

por Claudia Alexandra Carajulca Ore

Fecha de entrega: 26-abr-2022 12:15a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1820609377

Nombre del archivo: Tesis_CARAJULCA_ORE_CLAUDIA_ALEXANDRA.pdf (2.73M)

Total de palabras: 15594

Total de caracteres: 76866

"ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL ANALISIS GRAFICO Y EL METODO NUMERICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021"

INFORME DE ORIGINALIDAD



FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	26%
	Trabajo del estudiante	
2	tesis.unap.edu.pe	3%
	Fuente de Internet	
3	repositorio.unap.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo

Quiero expresar mi eterna gratitud con Dios, por cada maravilloso día que me brinda.

Mi sincero agradecimiento a la compañía minera ARES SAC, por confiar en mí, abrirme las puertas para realizar todo el proceso investigativo dentro de su establecimiento.

“De igual manera mis agradecimientos a la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, a toda la Facultad de Ingeniería de minas, a mis profesores, quienes con la enseñanza de sus valiosos conocimientos hicieron que pueda crecer día a día como profesional, gracias a cada una de ustedes por su paciencia, dedicación, apoyo incondicional y amistad”.

AGRADECIMIENTO

A mi Alma Mater. Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional.

A mi asesor. Ing. Víctor Félix Flores Moreno por su colaboración en el desarrollo de mi tesis, sin su guía no fuese posible.

A mi escuela profesional. Ingeniería de minas, a toda la plana docente que me han inculcado el amor, respeto por la carrera y la ética profesional.

A mi familia. Que son el pilar fundamental en mi desarrollo.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice	iv
Índice de tablas	vii
Índice de figuras.....	viii
Índice de anexos.....	ix
Resumen.....	x
Introducción	1

CAPÍTULO I

GENERALIDADES..... 2

1.1. Descripción de la realidad problemática	2
1.2. Formulación del problema	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problemas secundarios	2
1.3. Objetivos.	3
1.3.1. Objetivo general	3
1.3.2. Objetivos específicos	3
1.4. Justificación.	3
1.5. Importancia.	3
1.6. Hipótesis.....	4
1.6.1. Hipótesis general.....	4
1.6.2. Hipótesis específica.....	4
1.7. Variables e indicadores	4
1.7.1. Variable independiente	4
1.7.2. Variable dependiente.....	4

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO 6

2.1. Ubicación	6
2.2. Clima y vegetación.....	6
2.3. Geología del yacimiento	7

2.4.	Antecedentes de la investigación	8
2.4.1.	Artículos científicos	8
2.4.2.	Tesis	9
2.5.	Bases teóricas	10
2.5.1.	Geomecánica	10
2.5.2.	Macizo rocoso	10
2.5.3.	Caracterización geológica	11
2.5.4.	Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos	12
2.5.5.	Dimensionamiento de tajeos	17
2.5.6.	Estabilidad de tajeos.....	17
2.5.7.	Métodos numéricos	25
2.6.	Definiciones conceptuales.....	26
2.6.1.	Caja techo (CT).....	26
2.6.2.	Caja piso (CP)	26
2.6.3.	Método Grafico de Estabilidad (MGE).....	26
2.6.4.	Strength Factor (FS).....	26

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	27	
3.1.	Metodología de investigación	27
3.1.1.	Tipo	27
3.1.2.	Nivel de investigación.....	27
3.1.3.	Diseño	28
3.1.4.	Población.....	28
3.1.5.	Muestra.....	28
3.1.6.	Muestreo.....	29
3.2.	Metodología	29
3.2.1.	Recopilación de información y planeación del trabajo de campo	29
3.2.2.	Fase de campo	29
3.2.3.	Fase posterior al trabajo de campo.....	29
3.2.4.	Unidad de análisis	30
3.3.	Recursos	30
3.3.1.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	30
3.3.2.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	32

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	33
4.1. Investigaciones geomecánicas básicas	33
4.1.1. Caracterización del macizo rocoso	33
4.1.2. Condición geológica	36
4.1.3. Clasificación de la masa rocosa en labores permanentes.....	37
4.1.4. Resistencia de la roca.....	38
4.2. Prueba de normalidad de datos	39

CAPÍTULO V

RESULTADOS	41
5.1. Aspectos estructurales	41
5.2. Modalidad de falla	42
5.3. Análisis por método gráfico	43
5.4. Sensibilización de radio hidráulico – corona expuesta	46
5.5. Estimación de sobre excavación no controlada (ELOS).....	48
5.6. Análisis por método numérico	49
CONCLUSIONES	52
RECOMENDACIONES	53
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	54
ANEXOS.....	56

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Identificación de variables.....	5
Tabla 2. Clasificación geomecánica de Bieniawski	13
Tabla 3. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR	14
Tabla 4. Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación.....	15
Tabla 5. Correlaciones de RMR y Q	16
Tabla 6. Valores de GSI según tipo de macizo rocoso	16
Tabla 7. Software geomecánico – Métodos numéricos.....	25
Tabla 8. Prueba de normalidad de la variable factor de seguridad Vs esfuerzo.....	39
Tabla 9. Estadísticas de prueba.....	40
Tabla 10. Prueba de hipótesis	40
Tabla 11. Resumen de clasificación del macizo rocoso según sistemas de clasificación.....	41
Tabla 12. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 29m (Tramo 2).....	47
Tabla 13. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 29m (Tramo 1).....	47
Tabla 14. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 18m (Tramo 1).....	48
Tabla 15. Características de los materiales – Phases2.....	49

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Mina Pallancata.....	6
Figura 2. Plano geología regional.....	7
Figura 3. Ciclo de la roca..	11
Figura 4. Ábaco de Miller	12
Figura 5. Estabilidad de Mathews	18
Figura 6. Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A).....	19
Figura 7. Factor de orientación de las juntas (B)	20
Figura 8. Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C)	20
Figura 9. Estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos.....	21
Figura 10. Parámetros de Potvin para la estimación de N´	22
Figura 11. Estabilidad propuesto por Nickson en 1992	23
Figura 12. Estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth en 1995	24
Figura 13. Estabilidad extendido de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001	24
Figura 14. Diseño de Investigación.....	28
Figura 15. Ubicación en plano topográfico de la zona de estudio en el NV4296.....	33
Figura 16. Sección AA' Sección Veta Mirian Nv. 4500 al 4575.....	34
Figura 17. Plano Geológico -Veta Mirian	35
Figura 18. Estación Geomecánica.	36
Figura 19. Mapeo geomecánico..	38
Figura 20. Proyección de discontinuidades con Dips.....	41
Figura 21. Clasificación GSI para determina Vb y Jc como entrada del ábaco Russo .42	
Figura 22. Clasificación GSI para determina Vb y Jc como entrada del ábaco Russo .43	
Figura 23. Estimación empírica de sobre excavación ELOS (Clark, 1988).....	48
Figura 24. Sección representativa en planta del proyecto.	49
Figura 25. Sección representativa transversal del proyecto	50

ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
Anexo 1. Diagrama de rosas BA2828NORTE.....	57
Anexo 2. Diagrama de rosas BA2828NORTE.....	58
Anexo 3. Diagrama de rosas BA2828NORTE.....	59
Anexo 4. Toma de datos clasificación geomecánica.....	60

RESUMEN

La investigación se ha basado en el “ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA EL ANÁLISIS GRÁFICO Y EL MÉTODO NUMÉRICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021”, cuyo objetivo es conocer y cuantificar propiedades del macizo rocoso con el fin de proponer una manera eficiente de dar estabilidad en las labores, por ello dentro de la metodología de trabajo se realizaron inspecciones *in situ* para conocer ciertos parámetros geomecánicos que nos permitan obtener resultados. Dentro de las herramientas se aplicaron distintos métodos de cálculo de la inestabilidad y fallas en el macizo rocoso para obtener los indicadores que son motivo de estudio. Los resultados obtenidos del análisis mostraron que, En cuanto al análisis por método numérico, se observa que durante el minado se generan zonas de desconfinamiento en la caja techo los cuales presentan valores de esfuerzo de 0.95 indicando desconfinamiento y desprendimiento de roca, mientras que del método gráfico de estimación empírica se define los ELOS para un RH de 4.0 una profundidad de 1.5m y para RH 5.3 una profundidad de 2.0 m. Según análisis por método gráfico se obtiene un radio hidráulico 4.0 para un minado estable sin instalación de cable bolting, y un radio hidráulico de 5.2 para un minado estable con instalación de cable bolting.

Palabras clave: Macizo rocoso, Estabilidad, método gráfico, método numérico.

INTRODUCCIÓN

“La construcción de obras subterráneas como los túneles ha aumentado en los últimos años. Pero para garantizar la estabilidad y la seguridad de estas excavaciones, primordialmente se tienen que realizar estudios geomecánicos del macizo rocoso, con el objetivo de conocer cuáles son sus características y su comportamiento”. (MINEM, 2018).

El estudio geomecánico de la veta de la Unidad Minera Miriam Pallancata tiene como objetivo brindar soporte técnico para una nueva etapa de exploración y desarrollo. Para ello se enfoca principalmente en el desarrollo de diversas actividades, entre ellas el levantamiento de información (geología, ingeniería geotécnica), y el manejo y procesamiento de estos insumos es a través de diversos software y también en pruebas de laboratorio permite definir los aspectos geológicos y geotécnicos que existen en el área de estudio, dando como resultado parámetros de inferencia que informan la evaluación de las rocas.

El proyecto contempla en 5 capítulos:

El capítulo I Orientado a la identificación del problema de estudio.

El capítulo II Se realizó la búsqueda de toda información que nos permita construir un marco teórico acorde a las necesidades de la investigación.

El capítulo III Involucra aspectos metodologías del proyecto, así también se plantea la hipótesis de la tesis.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Descripción de la realidad problemática

MINEM (2018) sostiene “la mayor cantidad de accidentes fatales son por caída de rocas ya sea en el frente de trabajo, cerca y/o lejos del centro de trabajo”.

Por esta razón, la caracterización geomecánica se puede utilizar para controlar la estabilidad, el dimensionamiento y el soporte aplicado de excavaciones subterráneas mediante métodos empíricos, analíticos, numéricos y gráficos, lo cual es fundamental para la estabilidad de labores.

En la Unidad Minera Pallancata, existen preocupaciones muy serias sobre la inestabilidad de la roca, ya que esta inestabilidad se refleja en la descamación de la roca como resultado de la explotación en los tajos y bloques de BA2828, BA2928 y BA2927. Debido a ello la empresa minera tiene la necesidad de asegurar la estabilidad de la roca y el bienestar operativo.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿De qué manera el estudio geomecánico influye en el análisis de estabilidad del minado en la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021?

1.2.2. Problemas secundarios

1. ¿En qué medida la evaluación del comportamiento del macizo rocoso mediante mapeo geomecánico determina la discontinuidad de la familia existente de la veta Miriam, unidad Minera Pallancata 2021?
2. ¿Cuáles son los parámetros de estabilidad durante el minado de la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021?

3. ¿Cuál es la relación entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Conocer de qué manera el estudio geomecánico influye en el análisis de estabilidad del minado en la veta Miriam, unidad minera Pallancata 2021.

1.3.2. Objetivos específicos

1. Usar mapeo geomecánico para evaluar e investigar el comportamiento de las rocas e identificar familias de discontinuidades presentes en la unidad minera Pallancata de la veta Miriam 2021.
2. Determinación de parámetros de estabilidad durante la explotación de la veta Miriam
3. Identificar la relación entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta Miriam.

1.4. Justificación

El objetivo principal de la evaluación geomecánica de la mina es determinar la calidad de la roca presente en el lugar de trabajo, que representa un posible sistema de soporte como material estructural primario. Este estudio propone el uso de varios softwares como dips y phase2 para evaluar las discontinuidades de las rocas, así como el diseño de soportes de rocas para la veta Miriam.

Siendo la principal importancia de este trabajo, el “realizar el análisis de estabilidad de la veta Miriam en los niveles , de tal manera que permita identificar zonas inestables dentro de dichas labores, colocar un sostenimiento que corrija cualquier inestabilidad y, sobre todo, garantizar la seguridad de la vida de los trabajadores/visitantes, equipos y la continuidad del proyecto, que desde el punto geomecánico y operativo es necesario y esencial el control, seguimiento y mejora del sistema de sostenimiento, ya que el comportamiento y característica del macizo rocoso es variable”.

1.5. Importancia

La importancia de este estudio se centra en las actividades mineras subterráneas, como lo demuestra el análisis de las propiedades de las rocas. Similar al análisis de soporte

asociado a la familia de discontinuidades existente en la roca madre analizada. Por lo tanto, tanto los cálculos empíricos como matemáticos, así como los diversos cálculos y gráficos proporcionados por el mismo software, se adquieren e interpretan para brindar recomendaciones de caracterización y apoyo aplicables al área de estudio. No solo sentará las bases para futuras investigaciones y hará aportes académicos que servirán de guía para estudiantes y personas involucradas en la industria minera.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

El estudio geomecánico tienen un impacto significativo en el análisis de estabilidad del minado en la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021.

1.6.2. Hipótesis específica

1. La evaluación del comportamiento del macizo rocoso mediante el mapeo geomecánico tendrá un impacto significativo en la determinación de las discontinuidades existentes en la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021.
2. Los parámetros de estabilidad tienen un efecto significativo sobre el sostenimiento durante el minado de la veta Miriam.
3. Existe una relación significativa entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta Miriam.

1.7. Variables e indicadores

1.7.1. Variable dependiente

Análisis de estabilidad del minado

Indicadores

- Condiciones Geomecánicas
- Estabilidad de la mina

1.7.2. Variable independiente

Estudio Geomecánico

- Mapeo geomecánico
- Parámetros de estabilidad
- Métodos numéricos y gráficos de estabilidad

Tabla 1. Identificación de variables

Nombre	Indicadores	Tipo	Nivel de Medición
Estudio Geomecanico	Mapeo geomecánico	Cuantitativa	Continua
	parámetros de estabilidad	Cuantitativa	Continua
	Metodos numéricos y gráficos de estabilidad	Cuantitativa	Continua
	Clasificaciones geomecánicas RMR, Q y GSI	Cuantitativa continua	Intervalo
Análisis de estabilidad del minado	Condiciones Geomecánicas	Cuantitativa	continua
	Estabilidad de la mina	Cuantitativa	Discreta

*Nota: Propia

CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

2.1. Ubicación

“La compañía minera ARES SAC políticamente se encuentra ubicado en el distrito de coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas y Departamento de Ayacucho. Geográficamente se encuentra ubicada a una altura de 4 450 m.s.n.m.” (INGEMMET, 2020).

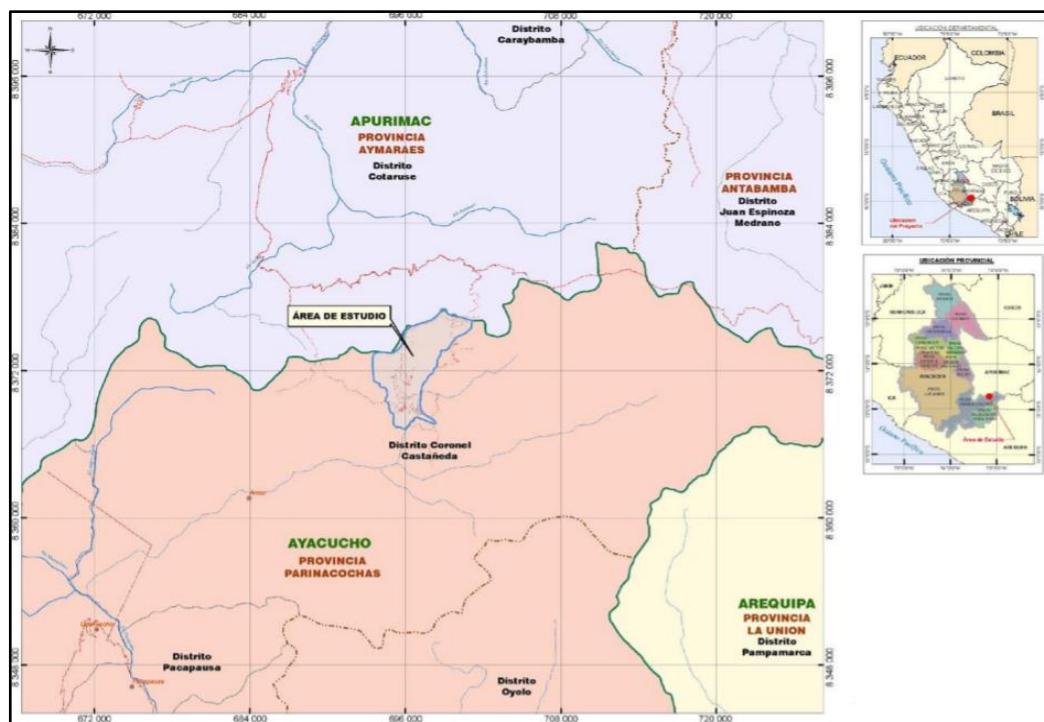


Figura 1. Mina Pallancata

Fuente: ARES SAC

2.2. Clima y vegetación

“La cuenca del proyecto, así como la Unidad Minera se encuentra en la cabecera del río Ocoña con estaciones pluviométricas dispersas siendo las estaciones administradas por el Senamhi más cercanas: Chalhuanca, Acomayo, Abancay, Livitaca, Antabamba, Urayhuma y Pampachiri” Senamhi, 2019).

2.3. Geología del yacimiento

Este estrato se encuentra en el arco de magma del Mioceno de los Andes peruanos, que se desarrolló en respuesta a la subducción de la Placa de Nazca.. Hubo tres fases estructurales principales: Perú (Campaniano), Inca (Paleoceno-Eoceno) y Quechua, el arco de magma está representado por la secuencia inferior del Grupo Takaza de 41-23 millones (Ma), que consiste principalmente en rocas piroclásticas. La mayor parte del oeste de Perú tuvo erosión durante el período quechua del Mioceno medio antes de los 17 Ma, luego se depositó a los 16 Ma desde el Mioceno temprano hasta el Mioceno medio, cubriendo el grupo hawkaza con ángulos anómalos en dos lados. Fauna volcánica (grupo Sillapaca) y fauna volcánica sedimentaria (grupo Maure). El grupo Sillapaca (también conocido como la Formación Alfabamba) está compuesto de rocas piroclásticas de riolita a dacita. El grupo Maure consiste en capas de arenisca de toba gris a verdosa en capas, arenisca de conglomerado redondeado y capas de toba blanca amarillenta. Disonantemente cubriendo esta unidad se encuentra la roca volcánica Saikata, la cual está compuesta de rocas de porfirita y brechas que contienen escombros de andesita en pasta de lava. Depósitos de glaciares de ríos cuaternarios cubren localmente los afloramientos de estas unidades.

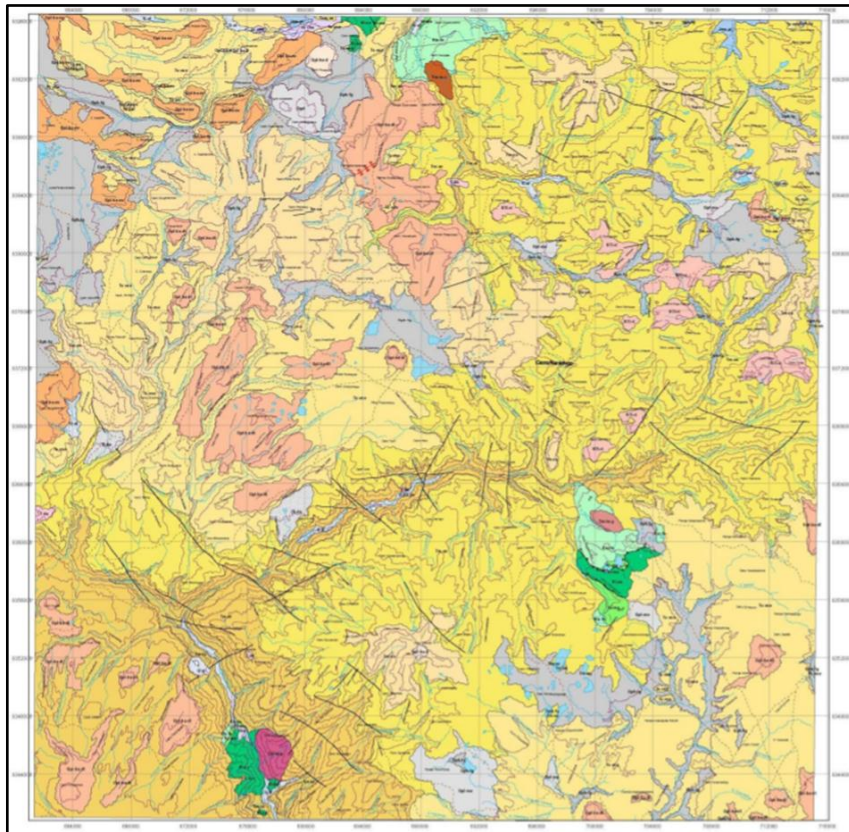


Figura 2. Plano geología regional

Fuente: Departamento de geología

2.4. Antecedentes de la investigación

2.4.1. Artículos científicos

Merifield, (2012) en su artículo titulado “Prediction of underground cavity roof collapse using the Hoek–Brown failure criterion”, se ha presentado gráficos de estabilidad para excavaciones rectangulares utilizando el criterio de falla de Hoek-Brown.

“Tres métodos diferentes de análisis arrojaron resultados que generalmente coinciden bien entre sí. El análisis de límite, con una función de malla adaptativa, colocó la carga de colapso dentro del 10%”.

“Este estudio también ha verificado la implementación del criterio de falla de Hoek-Brown en el análisis de límites y el método de desplazamiento de elementos finitos. Los resultados del análisis de límites demostraron ser un medio útil para evaluar el rango de esfuerzos más apropiado para ajustar el criterio de falla de Hoek-Brown”.

“Los cuadros de estabilidad propuestos deberían permitir a los diseñadores de excavaciones subterráneas predecir rápidamente los anchos seguros de las excavaciones. También muestran si la superficie de falla será localizada o si se extenderá por toda el tajeo de producción”.

“Uno de los criterios de aceptabilidad de estabilidad de excavaciones es el Factor de Seguridad que vendría a ser en si un equivalente al Strength Factor (FS). Un $FS < 1$, indica que el tajeo es inestable y hay una probabilidad alta que el tajeo fallara y un $FS > 1$ indica que el tajeo es estable”.

Hoek & Brown (2018) en su artículo su titulado “The Hoek - Brown failure criterion and GSI” afirman que:

“El criterio de falla no lineal de Hoek y Brown es ampliamente aceptada por la comunidad geomecánica internacional. El Índice de Resistencia Geológica (GSI), es uno de los parámetros fundamentales para el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso. Esto evidencia la correcta toma de datos en campo del macizo rocoso”.

Heidarzadeh, Saeidi & Rouleau (2019) en su artículo titulado “Evaluation of the effect of geometrical parameters on stope probability of failure in the open stoping method using numerical modeling”, indican que:

“La falla por esfuerzos inducidos es una de las causas más comunes en la inestabilidad de excavaciones subterráneas”.

“La inestabilidad de los tajeos son producidos principalmente por la caja techo o pared colgante, definir la geomertia del tajeo de acuerdo a las condiciones geomecanicas y los esfuerzos a las cuales se encuentra sometido mediante métodos numéricos permite comprender mejor el comportamiento de los tajeos”.

2.4.2. Tesis

Gonzáles, (2018), En su investigación “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador”, “los objetivos fueron: objetivo 01: Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso, con el fin de determinar el comportamiento, calidad y estabilidad para su aplicación en ingeniería geotécnica. Objetivo 02: Determinar los parámetros físico – mecánicos del macizo rocoso. Objetivo 03: Clasificar geomecánicamente el macizo rocoso. La metodología utilizada es la siguiente: Trabajo en gabinete (recopilación de mapas, elaboración de fichas, organización de material y equipo de campo), trabajo de campo (Identificación del macizo, levantamiento geológico y obtención de datos geomecánicos) y análisis de laboratorio. Se determinó que la calidad del macizo 14 rocoso es de tipo II y III (Según Bieniawski), dando como resultado que la evaluación de la zona de estudio sea estable o parcialmente estable. De acuerdo a la caracterización geomecánica, las zonas más susceptibles son la Zona 1, Zona 4, y Zona 8 debido a su alto grado de fracturamiento, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua y erosión. Luego recomienda que las clasificaciones geomecánicas deben usarse en conjunto para determinar la clasificación más idónea para un mejor análisis de la calidad del macizo rocoso. Como aporte, nos muestra los pasos a emplear para determinar el sostenimiento en tipos de roca II y III (misma clasificación que la presente investigación), apoyándose en el método de Bieniawski mediante el índice RMR y sus recomendaciones, posteriormente el autor se da cuenta que el uso de un solo método no es el adecuado y que podrían usarse al menos dos para tener más noción del sostenimiento”. (Gonzáles, 2018).

Mamani, (2018), Tesis denominada “Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A”, “donde se determina las condiciones geomecánicas del terreno, estima los parámetros geomecánicos a nivel de la masa rocosa, define el método de explotación, establece las aberturas máximas en función a la calidad de la masa rocosa y define los tipos de

sostenimiento. Optimización del sistema de sostenimiento permanente y temporal aplicando el método de análisis mecánico estructural en U.E.A. Poracota de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. Autor: Ríos 17 Escobedo, Jonathan Jorge. Institución: Universidad Nacional De San Agustín - Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas” (Mamani, 2018).

Sosa (2016), en su tesis “Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo - Compañía Minera Milpo”, tuvo como objetivo realizar la evaluación geomecánica de la masa rocosa para el diseño de los tajeos de producción en la Mina Cerro Lindo Cia. Minera Milpo. Y se realizó una investigación no experimental de tipo transversal. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: “Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa debajo del Nv. 1820, efectuada a partir de la información registrada en el mapeo geomecánico de labores subterráneas; en el OB5 y OB6, las masas rocosas de calidad Buena (II) representan el 34 %, las de calidad Regular A (IIIA) representan el 33 %, las de calidad Regular B (IIIB) representan el 20%, las de calidad Mala A (IVA) representan el 6 % y las de calidad Mala B (IVB) representan el 7 %”.

2.5. Bases teóricas

2.5.1. Geomecánica

Según Hoek & Brown (1980), “La geomecánica implica el estudio geológico del comportamiento del suelo y rocas. Son las dos principales disciplinas de la geomecánica: mecánica de suelos y mecánica de rocas.”

2.5.2. Macizo rocoso

La naturaleza de las rocas depende en gran medida de su origen y se pueden dividir en tres grupos: rocas ígneas, rocas sedimentarias y rocas metamórficas.

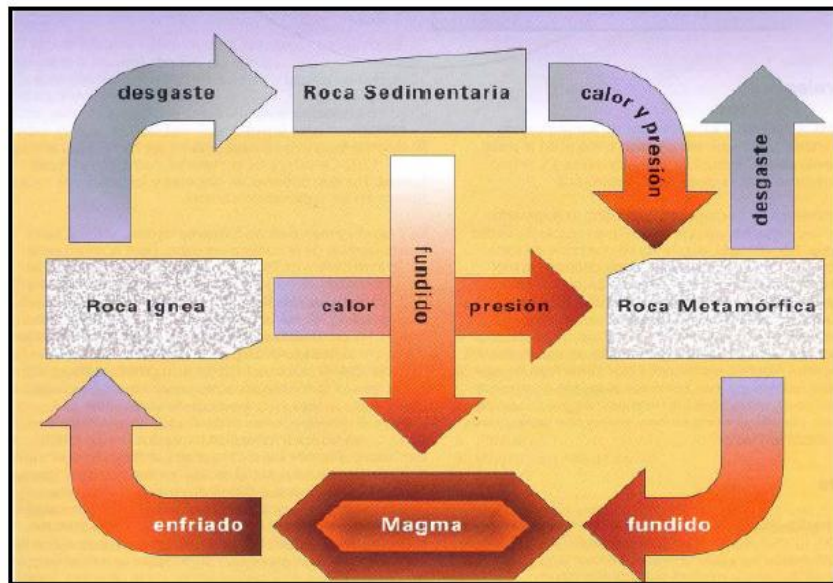


Figura 3. *Ciclo de la roca*

Fuente: Escobar Saraice, A. (2013, p. 30)

2.5.3. Caracterización geológica

“El propósito de la caracterización geológica es relacionar la geología física regional a los eventos que inician la formación geológica, y requiere una comprensión básica de la geología física” (Read & Stacey, 2009).

“Se recomienda realizar un conteo geológico lugar o que mucha enseñanza de ingeniería de rocas nunca considera esta prominente forma, y saltan de la forma del conteo geológico en torno a la forma de prospección de ingeniería, entorno que hace perder valiosa revelación a la altura de variedad necesaria, que será de gran provecho para captar la fase de conservación del bancal intrincado y en exclusivo la configuración de las discontinuidades”. (Suarez, 2016).

- **Martillo de Schmidt**

“El Martillo de Schmidt o esclerómetro es un instrumento diseñado para realizar ensayos de dureza, siendo éste un método no destructivo [...]. Por medio de éste, se mide la resistencia al rebote de la superficie de la roca, dato utilizado para hallar la resistencia a la compresión uniaxial, correlacionándolo mediante el gráfico de Miller (1965) que contempla la densidad de la muestra y la orientación del martillo respecto al plano ensayado” (Lozano, 1978).

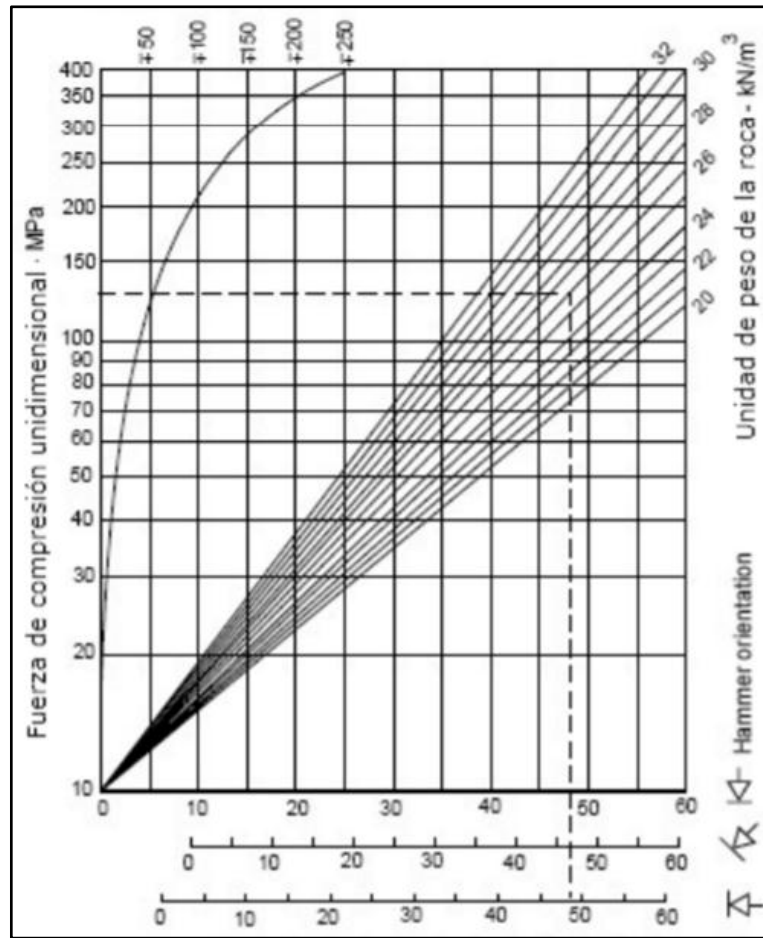


Figura 4. Ábaco de Miller

Fuente: Fine (Civil Engineering Software), Parámetros de Barton-Bandis, s. f.

2.5.4. Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos

a) Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

(“Rock Quality Designation”) “estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso, basándose en la recuperación de un testigo. Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo rocoso” (Deere et al. 1964),

Si no se disponen de sondeos, una alternativa para el cálculo del RQD es a partir de las ecuaciones:

$$RQD = 115 - 3,3JV \rightarrow JV > 4,5RQD$$

$$RQD = 100 \rightarrow JV \leq 4,5$$

Dónde:

JV es “el número de juntas identificadas en el macizo rocoso por m³”. Medimos todas las juntas que interceptan nuestra línea “grosso modo”, siendo este el parámetro “λ”. Para la determinación del RQD del macizo.

Aplicaremos la formulación de Priest y Hudson)

$$RQD = 100e^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1)$$

Λ : es el número de juntas por metro lineal.

b) Sistema de clasificación RMR de Bieniawski

(Bieniawski, 1976), “Rock Mass Rating”. “Con el pasar de los años, este sistema ha sido refinado sucesivamente cambiando los índices asignados a cada uno de los parámetros de clasificación”. Parámetros para clasificar las masas rocosas por medio de RMR.

- a) Resistencia a la compresión simple de la roca intacta
- b) Rock Quality Designation (RQD)
- c) Espaciamiento de discontinuidades
- d) Condición de discontinuidades
- e) Condición de agua subterránea
- f) Orientación de discontinuidades

El sistema RMR se presenta en la Tabla 2. Estos índices se suman y dan un valor RMR.

Tabla 2. Clasificación geomecánica de Bieniawski

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (kPa)	Angulo de fricción (°)
I	Muy buena	81 - 100	> 400	> 45
II	Buena	61 - 80	300 - 400	35 - 45
III	Regular	41 - 60	200 - 300	25 - 35
IV	Mala	21 - 40	100 - 200	15 - 25
V	Muy mala	0 - 20	< 100	< 15

Tabla 3. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20mm de diámetro, inyectados)	Soporte con concreto armado	Cerchas
I. Roca muy buena, RMR: 81 - 100	A sección completa 3 m de avance.	Generalmente no requiere	Ninguno	Ninguno
II. Roca buena, RMR: 61 - 80	A sección completa 1-1,5 m de avance. Soporte completo a 20m del frente.	perno en la corona de 3 m de longitud espaciados a 2,5 m, malla ocasional	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza, 1,5 - 3 m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1,5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm por los lados	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza, 1 - 1,5 m de avance en la media sección superior, instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 - 5 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados	Cerchas ligeras a medias espaciadas 1,5 m a donde se requiera
V. Roca muy pobre, RMR: <20	Múltiples galerías 0,5-1,5 m de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectando tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistemáticos, 5 - 6 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos.	150 - 200 mm en la corona, 150 mm en los lados y 50 mm en el frente	Cerchas medianas a resistentes, espaciadas a 0,75 m con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

Fuente: Bieniawski, 1989

c) Sistema de clasificación de Q

Pérez (2015). “El sistema de clasificación Q, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 del Instituto Geotécnico Noruego. Él sistema de clasificación Q puede tomar valores entre 0.001 (para macizos rocosos muy malos) a 1000 (para macizos rocoso muy buenos), esta se define por seis parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo”.

El índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente ecuación:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \right)$$

“La relación (RQD/Jn) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo rocoso. La relación (Jr/Ja) tiene en consideración la resistencia al corte de las discontinuidades y la relación (Jw/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso”.

“Se aclara que el índice Q, no toma en cuenta la orientación de las discontinuidades. En relación al valor del índice Q para efectos de la estabilidad y soporte de las excavaciones subterráneas”. (Barton et al 1974) incluye un parámetro adicional a la que llamaron la dimensión equivalente (De), de las excavaciones.

$$De = \frac{\text{Abertura Excavacion (diametro o altura en m)}}{\text{Ratio de soporte de excavación ESR}}$$

“El valor de ESR se relaciona con el uso previsto de la excavación y para el grado de seguridad que se exige del sistema de soporte instalado para mantener la estabilidad de la excavación sugiere lo siguiente en la Tabla 4” (Barton et al, 1974).

Tabla 4. Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación

	TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras provisionales	3 a 5
B	Excavaciones mineras permanentes	1,6
C	Cámaras de almacenamiento y otros	1,3
G	Casos de maquina	1
E	Estaciones subterráneas	0,8

Fuente: NGI, 2013.

d) Correlaciones entre los índices RMR y Q

“La relación que existe entre los índices de calidad RMR y Q depende en su totalidad del estado en el que se encuentra en macizo rocoso *in situ*. Se han propuesto distintas correlaciones empíricas para RMR y Q” como las presentadas en la Tabla 5, estas

correlaciones tienen aplicación local. Se recomienda calcular los índices de RMR y Q de manera individual.

Tabla 5. *Correlaciones de RMR y Q*

AUTOR	CORRELACIÓN RMR - Q
Bieniawski, 1976, 1989	$RMR = 9 \ln(Q) + 44$
Rutledge y Preston, 1978	$RMR = 5,9 \ln(Q) + 43$
Moreno E. 1981	$RMR = 12,5 \ln(Q) + 55,2$
Abad et al 1983	$RMR = 10,53 \ln(Q) + 41,83$
Cameron Clark, Budavari 1981	$RMR = 5,4 \ln(Q) + 60,8$

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002

e) Índice de resistencia geológico (GSI)

“El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos” (Goodman, 1989):

Tabla 6. *Valores de GSI según tipo de macizo rocoso*

CALIDAD	TIPO DE ROCA	GSI
Muy mala	Clase V	0 - 20
Mala	Clase IV	20 - 40
Regular	Clase III	40 - 60
Buena	Clase II	60 - 80
Muy buena	Clase I	80 - 100

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002

“La estimación del GSI puede ser calculado mediante RMR89 de Bieniawski, para este caso se considera un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y se considera 0 el ajuste por orientación de juntas. Para este caso se considera como un valor de RMR89 igual a 23”.

Para un RMR89 mayor a 23 el valor de GSI se calcula de mediante la siguiente expresión:

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

Para RMR89 menor a 23 no se puede usar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 para estimar el valor de GSI, en cambio se debería usar el valor de Q' de Barton, Lien y Lounde.

2.5.5. Dimensionamiento de tajeos

Molina (2013). “La geometría del cuerpo mineralizado definirá las dimensiones de un tajeo. Ésta se ve restringida por las condiciones operativas de los equipos mineros y de las condiciones que aseguren la estabilidad de la excavación”. El ancho y largo de las excavaciones se ven limitados primordialmente por condiciones geomecánicas de estabilidad del sector de la mina. La altura en cambio, se ve restringida por condiciones geomecánicas del cuerpo y principalmente por el largo máximo que logran los equipos de perforación disponibles.

“Los tajeos son la unidad básica de explotación en minería. Estos se pueden dejar vacíos (sub level stoping), rellenos (cut and fill) o dejarlos colapsar (caving) El diseño de caserones se realiza con la metodología de Mathews en 1981 quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta”.

2.5.6. Estabilidad de tajeos

a) Método gráfico de estabilidad de Mathews.

“El método de Mathews se basa en un gráfico de estabilidad que relaciona dos factores calculados: el número de estabilidad de Mathews, N, que representa la capacidad de la masa de roca para resistir bajo una condición de tensión dada; y el factor de forma, S o radio hidráulico, que explica la geometría de la superficie”.

b) Cálculo del número de estabilidad de Mathews

“El modelo inicial del Método Grafico de Estabilidad de Mathews, se presenta en la Figura 7. Para desarrollar el método se basaron en 50 casos históricos. Las zonas de estabilidad se definieron a partir de la dispersión de los datos reales de minería y estas zonas se utilizaron para predecir la estabilidad de las excavaciones planificadas. El

gráfico de estabilidad original de Mathews se dividió en tres zonas: zona estable, zona potencialmente inestable y la zona potencial de hundimiento”.

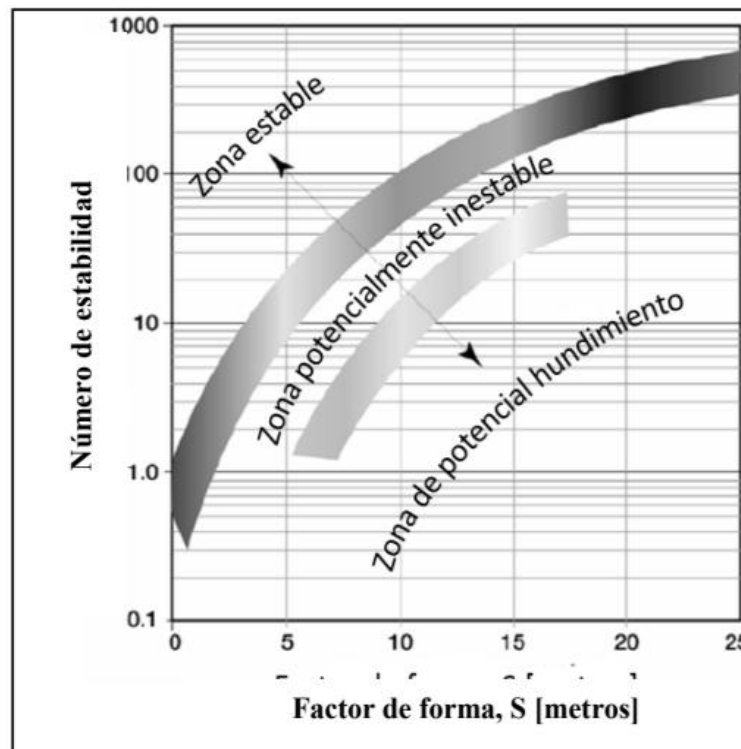


Figura 5. Estabilidad de Mathews

Fuente: Stewart, 2005.

“El método de Mathews utiliza una forma modificada de la clasificación de ingeniería del Instituto Geotécnico Noruego (NGI), el sistema Q, para caracterizar la calidad de la masa rocosa. El valor Q modificado, Q', se calcula a partir de los resultados del mapeo estructural o el registro geomecánico del núcleo de la masa rocosa de acuerdo con el sistema de clasificación Q, pero con el supuesto de que el parámetro de factor de reducción de esfuerzos y la presencia de agua son iguales a uno”. La calidad de la masa rocosa se define por la ecuación que se presenta a continuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_v}{J_a}$$

“Donde RQD es el índice de designación de calidad de la masa rocosa desarrollado por Deere en 1964 y se basa en un porcentaje de recuperación del núcleo modificado, Jn es el número de juntas o familias que existen, Jr es la rugosidad que presenta la junta y Ja es la alteración de la junta.

El número de estabilidad de Mathews se determina ajustando el valor Q' para las tensiones inducidas, la orientación de discontinuidad y factor de gravedad sobre la superficie de excavación”. El número de estabilidad se define como:

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

Dónde:

Q' : Índice de la calidad de roca modificada

A: Factor de reducción por los esfuerzos inducidos

B: Factor de orientación de las juntas

C: Factor de gravedad sobre la superficie de excavación

a) Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A)

“Este factor de corrección incorpora los efectos de esfuerzos inducidos en la superficie de la pared expuesta. Se obtiene gráficamente y corresponde a la relación entre el esfuerzo de compresión simple (σ_c) y el esfuerzo de compresión inducido (σ_i), en la Figura N° 8 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013).

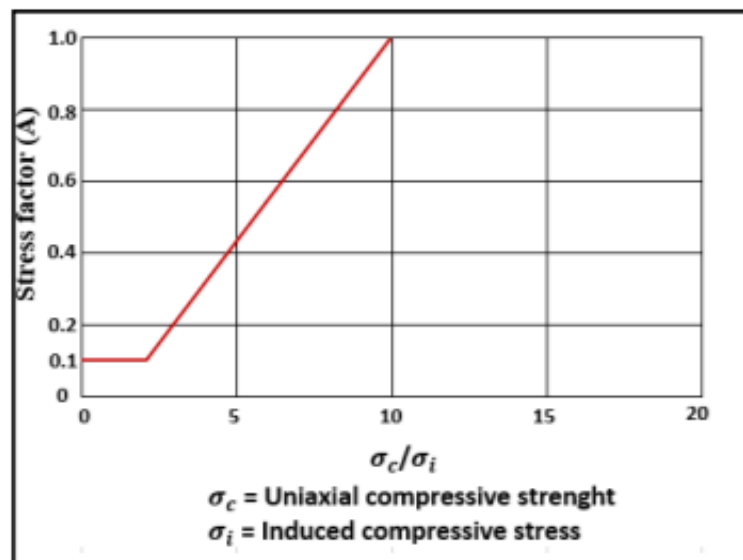


Figura 6. Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A)

Fuente: Mathews et al., 1981

b) Factor de orientación de las juntas (B)

“El factor B es el ajuste realizado por condición de estructuras. La orientación más favorable corresponde a estructuras perpendiculares a la superficie y se le asignan los más altos valores, en la Figura 5 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013).

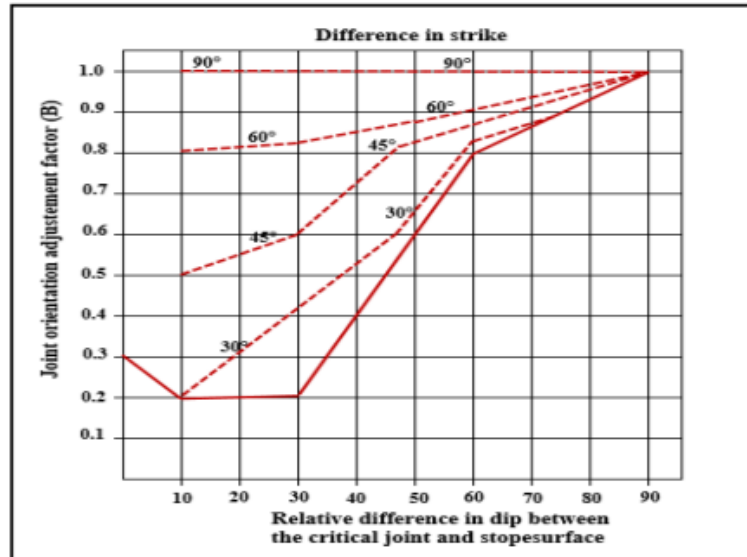


Figura 7. Factor de orientación de las juntas (B)

Fuente: Mathews et al., 1981.

c) Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C)

“El factor C da cuenta de los modos de falla de las paredes del tajeo, en la Figura 6 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013).

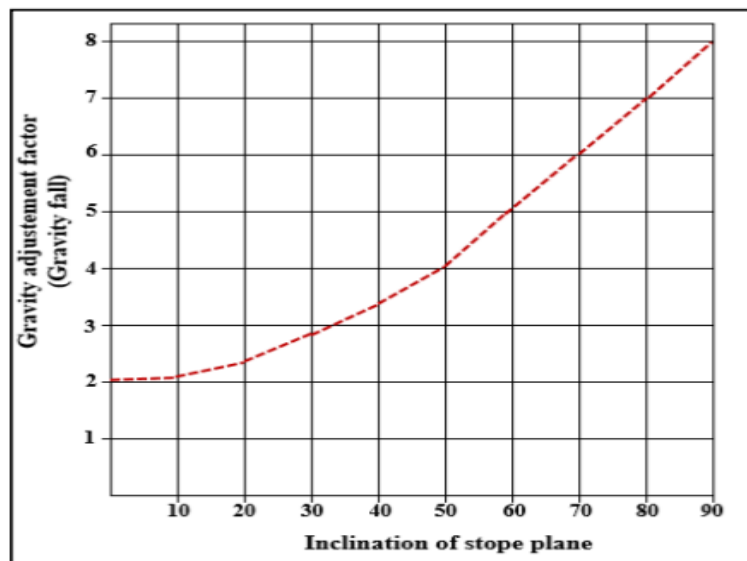


Figura 8. Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C)

Fuente: Mathews et al., 1981.

d) Radio hidráulico (Rh)

“El término radio hidráulico fue originalmente tomado de la industria civil, usado para expresar la forma y tamaño de un conducto. En minera, el radio hidráulico o factor de forma entrega una descripción en dos dimensiones de la superficie de la pared expuesta.

Sin embargo, no considera la orientación de la superficie de las paredes, además no incorpora el efecto de la gravedad ni las estructuras geológicas, es decir, solo considera las dimensiones de la pared de la excavación”. El radio hidráulico se calcula mediante la ecuación que se muestra a continuación (Molina, 2013):

$$RH(m) = \frac{area(m^2)}{perimetro(m)}$$

e) Método gráfico de estabilidad modificado (N')

Putvin (1988) “realizo la primera modificación al Método de Estabilidad de Mathews, esto corresponde a un estudio realizado de 176 casos más a la base de datos inicial presentada por Mathews. Putvin establece un nuevo gráfico de estabilidad, que para su aplicación modifica los factores A, B y C corrigiendo el rango sin definir de A, incluyendo en strike de las estructuras en el factor B y modifico el rango de valores posibles en la función para el factor C, sin embargo, mantiene el mismo esquema de Numero de estabilidad vs Radio Hidráulico, definiendo nuevas zonas estable transición y hundimiento” (Ver Figura 9 y Figura 10).

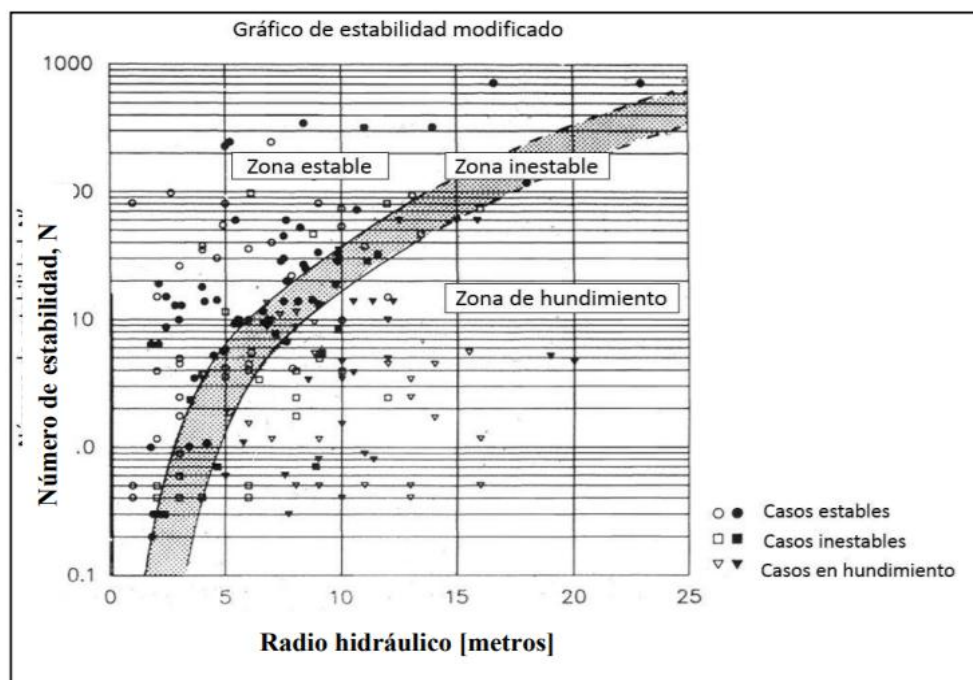


Figura 9. Estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos

Fuente: Potvin, 1988.

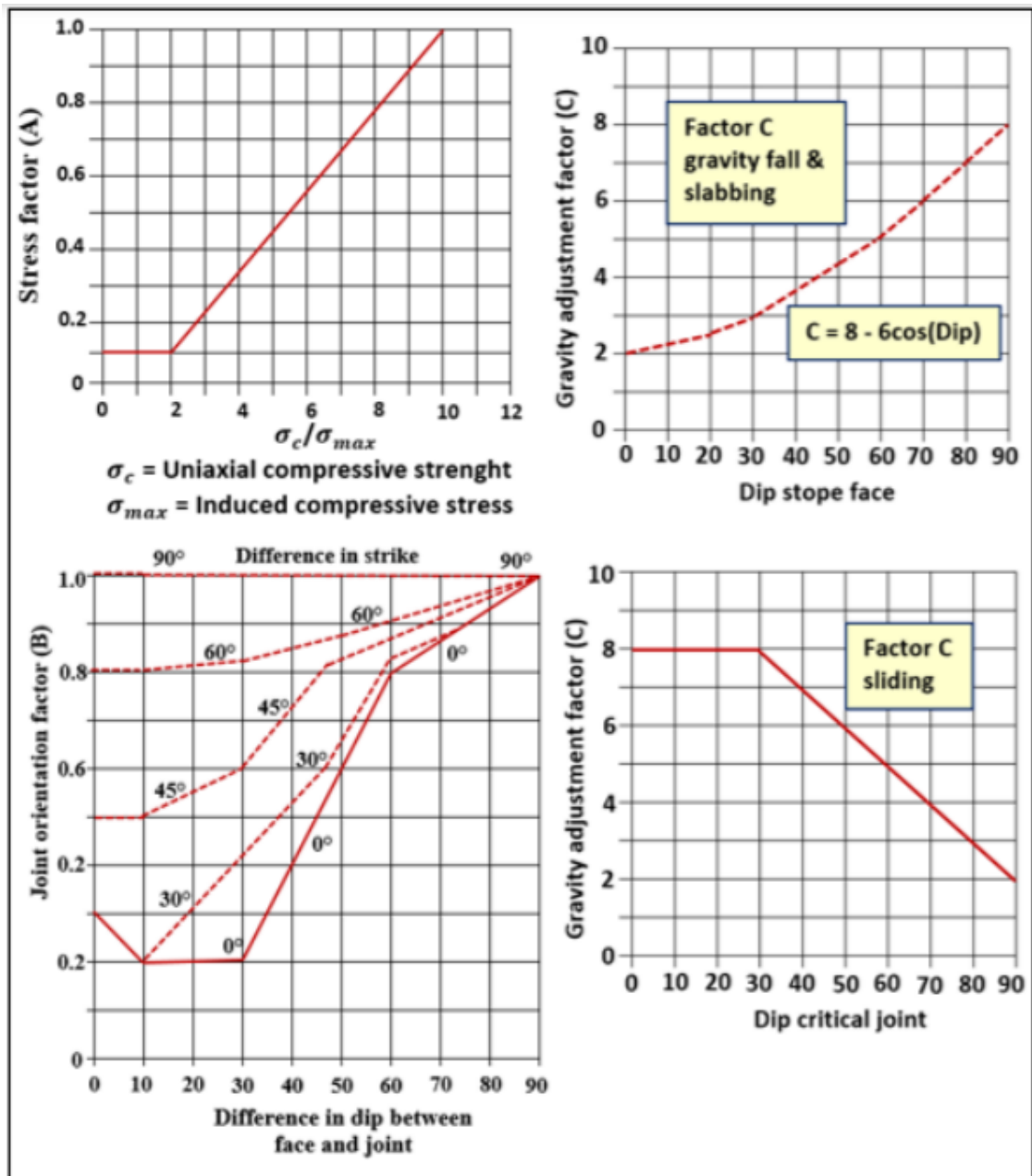


Figura 10. Parámetros de Potvin para la estimación de N'

Fuente: Putvin, 1988

Nickson (1992) “adiciona 13 nuevos casos no soportados a la base de datos e introduce por primera vez estadísticas al análisis, cuyo fin es establecer nuevos límites de estabilidad. Los resultados siguen la línea mostrada por Putvin, adicionándole una nueva curva para excavaciones con sostenimiento o soportadas” (Ver Figura 11)

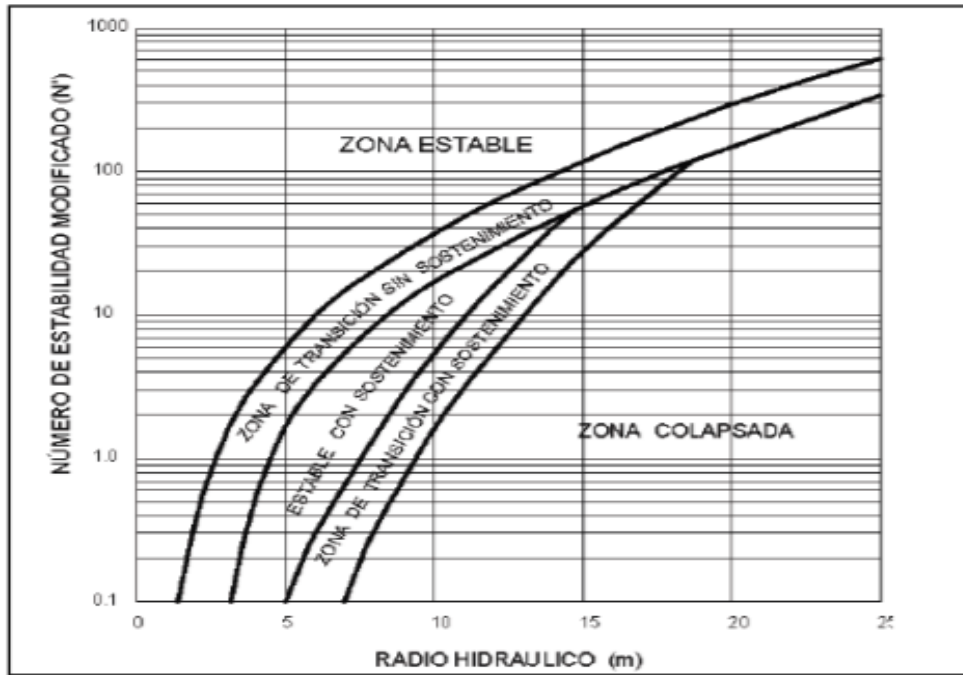


Figura 11. Estabilidad propuesto por Nickson en 1992

Fuente: Osinergmin, 2017.

Barreto y Sáenz (2018). “En 1995 se desarrolla el Método de Estabilidad extendido desarrollado por Stward y Forsyth donde se redefine las zonas adicionando 4 zonas nuevas de transición, tratando de integrar probabilidades al gráfico. Las 4 zonas nuevas de transición fueron denominadas como potencialmente estable, potencialmente inestable, falla potencial mayor y zona potencial de hundimiento”. La descripción de estas 4 zonas de transición es:

- Potencialmente estable: las superficies son esencialmente auto soportadas con mínima dilución (10%)
- Potencialmente inestable: las superficies requerirán soporte. El grado de soporte determinara las fallas asociadas. La dilución estimada es de (10-30%)
- Potencial colapso mayor: las superficies requerirán un grado de soporte mayor y extenso. La dilución estimada superara el 30%
- Potencial hundimiento: las superficie que presentaran hundimiento, no se auto soportara bajo ninguna condición y solo podrá ser estabilizado hasta que el vacío sea rellenado.

Lo más relevante de esta propuesta es que las definiciones cualitativas se traducen en un término cuantitativo como es la dilución, mejorando la precisión y confiabilidad del método. Se muestra en la Figura 12

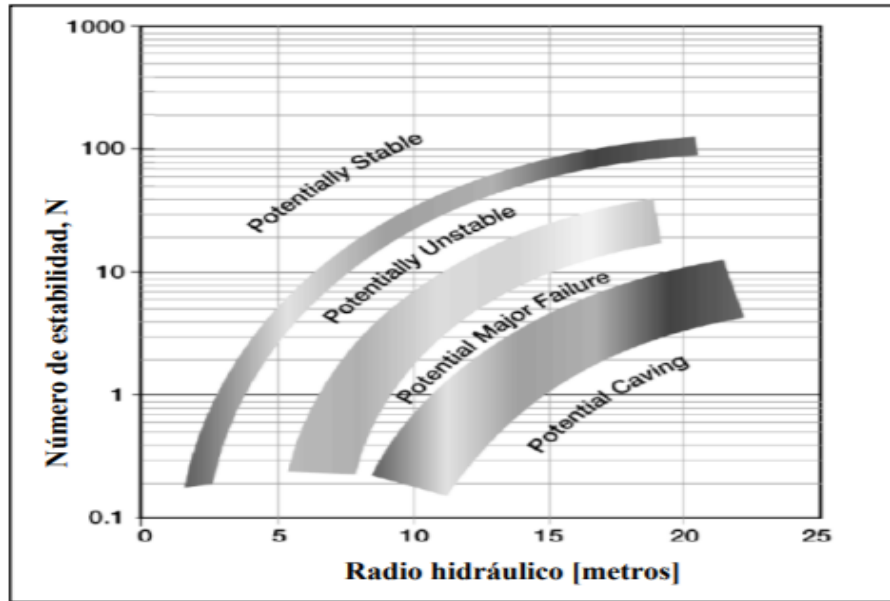


Figura 12. Estabilidad propuesta por Stewart y Forsyth en 1995

Fuente: Barreto y Sáenz, 2018.

Osinergmin (2017). “En el año 2001 Mawdesley y Trueman desarrollaron un nueva figura de Estabilidad extendido, esto fue posible gracias a más de 400 base de datos históricos de casos de tajeos de explotación recopiladas de minas canadienses y australianas. Este método extendido es una gráfica que se basa en el análisis probabilístico que permite estimar escenarios de probabilidades de falla mayores en el diseño de una superficie de tajeo a ser obtenidos directamente del gráfico de estabilidad”, tal como se puede apreciar en la Figura 13.

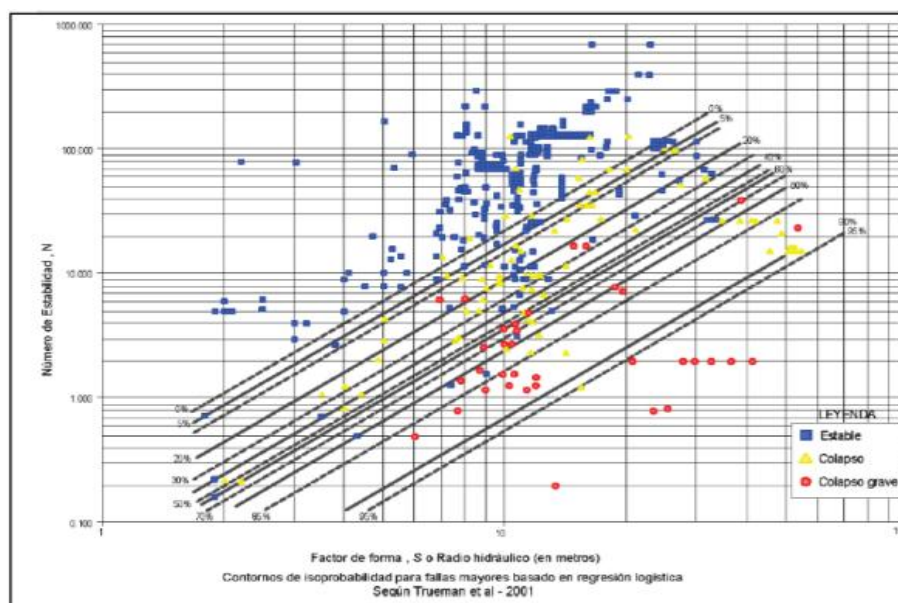


Figura 13. Estabilidad extendido de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001

Fuente: Osinergmin, 2017.

2.5.7. Métodos numéricos

Método de los elementos finitos (EFM)

Osinergmin (2017). “El método de los elementos finitos (EFM) es un método numérico que es usado para el cálculo del factor de seguridad relacionando los parámetros de esfuerzo – deformación en geomecánica no pueden ser resueltas analíticamente. Para ello este método puede ser aplicado si se cumplen las siguientes condiciones: - Las condiciones de borde, incluyendo la geometría de las estructuras a analizar no pueden ser descritas por funciones matemáticas simplificadas”.

- Las ecuaciones diferenciales parciales que gobiernan el sistema a analizar no son lineales.
- El problema incluye sectores no homogéneos y discontinuos.
- Las ecuaciones constitutivas del macizo rocoso son no lineales o complejas.

Sin embargo, debe recordarse que el método numérico no reemplaza el método de planificación de perforación subterránea, sino que respalda el resto del método de planificación de perforación subterránea.

El EFM en los planes de excavación subterránea se puede resolver por métodos continuos y discontinuos. Este estudio describe los métodos continuos enumerados en la Tabla 7.

Tabla 7. *Software geomecánico – Métodos numéricos*

Métodos continuos		
Método	Software	Recomendaciones de uso
Elementos Finitos (FEM)	PHASE2 (RS2), RS3, ABAQUS,	Recomendado en geometrías complejas no homogéneas y materiales con geometrías no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local.
	ANSYS	En las zonas de mayor interés o riesgo geotécnico, la malla a utilizar debe ser más fina y cada elemento debe contener por lo menos 6 nodos.
Diferencias Finitas (FDM)	FLAC, FLAC3D	Método recomendado para modelar procesos de fracturamiento en roca.
Elementos de Borde (BEM)	MAP3D	Recomendado principalmente para materiales de comportamiento lineal y homogéneo. Recomendado para analizar estabilidad a escala global o cuando el sistema presenta reducidos grados de libertad)

Fuente: Osinergmin, 2017.

2.6. Definiciones conceptuales

2.6.1. Caja techo (CT)

“Es la parte superior que delimita a un cuerpo mineralizado (vetas, mantos), este término es muy usado en minería subterránea”.

2.6.2. Caja piso (CP)

“Es la parte inferior que delimita a un cuerpo mineralizado (veta, mantos), este término es muy usado en minería subterránea”.

2.6.3. Método Grafico de Estabilidad (MGE)

“Es una técnica empleada para el dimensionamiento geométrico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño de tajeos subterráneos”.

2.6.4. Strength Factor (FS)

“Es la relación entre la capacidad de resistencia de un macizo rocos y la demanda de esfuerzo que actual sobre él. Este término es usado para el diseño de obras civiles y mineras para saber si la obra es estable o inestable”.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Metodología de investigación

3.1.1. Tipo

Oседа, (2008), indica que la investigación es de tipo:

Por enfoque: Cuantitativo ya que las variables de investigación, buscan cuantificar resultados a través del análisis, así también el tipo de trabajo de investigación describe la realidad circunstancial para entender los sucesos y el desarrollo de teorías.

Por propósito: Es aplicada debido a que se quiere conocer las variables del proceso con respecto y por su índole de investigación nos dejará cuantificar las características y diferencias entre unas y otras.

La investigación corresponde por enfoque de tipo cuantitativo y por propósito es de tipo aplicada, por qué obedece a una representación de los resultados del estudio geomecánico por medio del análisis gráfico y método numérico para la determinación de la estabilidad del minado de la veta Miriam en la Unidad Minera Pallancata.

3.1.2. Nivel de investigación

Según Carrasco S, (2019) el Nivel explicativo. Son aquellas investigaciones que no tienen mucha información con respecto al tema de investigación; esta investigación tiene un nivel explicativo, ya que objetiva, considerando que en esta investigación se manipulara la variable independiente que el estudio geomecánico para el análisis gráfico y el método numérico para la estabilidad del minado de la veta Miriam unidad minera Pallancata 2021.

3.1.3. Diseño

“Por su finalidad de estudio, la presente investigación de acuerdo a las variables planteadas, el objetivo general y objetivos específicos de la investigación es de tipo cuasi experimental”.

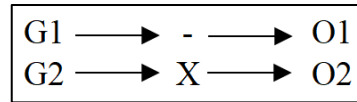


Figura 14. *Diseño de Investigación*

*Nota: Propia

Dónde:

- G1: Grupo de estudio geomecanico del macizo rocoso
- G2: Grupo de estudio geomecanico del macizo rocoso
- O1: Observación 1
- O2: Observación 2
- X: Tratamientos, estímulo o implementación experimental.

3.1.4. Población

La población de esta investigación está constituida por el Macizo Rocosos que se encuentra en la unidad minera Pallancata 2021.

Según Gonzales, Abel (2014) “la población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

3.1.5. Muestra

En el caso de la investigación la muestra es el macizo rocoso perteneciente a veta Miriam de la unidad minera Pallancata 2021.

El mismo Gonzales, Abel (2014) menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población”.

3.1.6. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la compañía minera ARES SAC

Para ello se emplearán los siguientes pasos.

- Recolección de datos
- Análisis de datos antiguos.
- Visitas a campo
- Toma de muestras

3.2. Metodología

3.2.1. Recopilación de información y planeación del trabajo de campo

“Se hizo una revisión bibliográfica de la información aportada por la empresa minera ARES SAC acerca del tipo de depósito y sus características geológicas, características de la roca y parámetros del macizo rocoso, además del apoyo académico de estudios previos relacionados con la temática del proyecto objeto de estudio, base teórica de la mecánica de rocas y las metodologías más utilizadas en la clasificación de macizos rocosos y el levantamiento de las discontinuidades en la fase de campo como la selección e impresión de los formatos para el mapeo geomecánico”.

3.2.2. Fase de campo

“En esta etapa se realizó el trabajo de mapeado, donde se efectuó el levantamiento estructural y de las discontinuidades teniendo en cuenta los parámetros propuestos por Bieniawski (1989) –RQD, espaciamiento de la discontinuidad, condición de las discontinuidades, orientación de las discontinuidades y presencia de agua– y los de Barton et al. (1974) –RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF– insumos necesarios para la posterior clasificación geomecánica del macizo rocoso en la unidad minera Pallancata compañía minera ARES SAC”.

3.2.3. Fase posterior al trabajo de campo

“Esta fase comprende, el procesamiento de los datos tomados en la fase de campo para su análisis y finalmente la recopilación de los resultados para la construcción de la discusión. Seguidamente, se realizó el análisis y la interpretación de las tendencias estructurales arrojadas por el software DIPS y para cada uno de los parámetros mencionados anteriormente”.

3.2.4. Unidad de análisis

La unidad de análisis es la caracterización del macizo rocosa realizado en el ámbito de la muestra, en la unidad minera Pallancata 2021

3.3. Recursos

3.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

- a) Observación: técnica empleada para realizar la caracterización *in situ*.
- b) Registro de datos de campo: al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.
- c) Análisis de datos: se realiza el análisis de los datos obtenidos para evaluar el tipo de características del macizo rocoso objeto de estudio.

EVALUACION GEOMECANICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación


Señor Johnny Henry Ccatamayo Barrios, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL ANALISIS GRAFICO Y EL METODO NUMERICO PARA LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA MIRIAM UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021 En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:

En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Johnny Henry Ccatamayo Barrios
Grado Académico Doctor
Profesión: Ingeniero de Minas


Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR ESTIMADO	VALORACION		
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)			<25(2) <5(1) <1(0)	1
A	%	B	%	N° Fract. / ml.	RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		CONDICION DE JUNTAS	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR	COMENTARIOS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
							ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	
							RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	
							RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	
							ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	
							AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														
CLASE DE MACIZO ROCOSO														
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0								
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA								

Observaciones:

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
Aren	Arenisca		
Cuar	Cuarcita		
Piz	Pizarra		
Min	Mineral		

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasa		
Fn	Falla		
Ct	Contacto		
E	Estrato		

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Ca	Carbonatos
Arc	Arcilla	Ye	Yeso
Si	Silice	Py	Pirita
Pzo	Panizo		

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERED.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.



Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'



A							
PARAMETROS DE CLASIFICACION							
Resistencia de la roca intacta (Mpa)							
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.	
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	<1
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25	
	Puntuacion	20	17	13	6	3	
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.	
	Puntuacion	20	15	10	8	5	
Estado de discontinuidades:							
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.	
	Puntuacion	6	4	2	1	0	
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)	
	Puntuacion	6	4	2	2	0	
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta	
	Puntuacion	6	5	3	1	0	
Agua subterranea							
5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
	Presion de agua/tension principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
	Estado general	Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo	
	Puntuacion	15	10	7	4	0	

CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES						
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

CLASIFICACION						
C	Clase	I	II	III	IV	V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

CARACTERISTICAS GEOTECNICAS						
D	Clase	I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	0° - 20°	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media



 Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'

3.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Para el procesamiento de datos se usarán los siguientes procedimientos:

- Reporte diario de operación de labores. Es decir, revisar los datos de la clasificación geomecánica tomados en los frentes de labores.
- Se utilizara el programa Excel para realizar los cálculos respectivos para la determinación de los valores a obtener.
- Así mismo se aplicaran software de simulación tales como el software disps para la determinación de las familias de discontinuidades existentes en la zona de estudio.

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Investigaciones geomecánicas básicas

4.1.1. Caracterización del macizo rocoso

La zona de estudio se encuentra ubicada entre los niveles 4520 y 4550 de la zona Ranichico, teniendo los bloques de manera *in situ*; hacia niveles superiores se tiene laboreo antiguo convencional.

“Para la caracterización del macizo rocoso de la veta Miriam, en la zona de estudio se trabajan estaciones geomecánicas con las cuales se determina el RMR, Q de Barton y GSI, así como el ajuste de los parámetros para el modelamiento numérico y el método gráfico de estabilidad de la corona expuesta”.

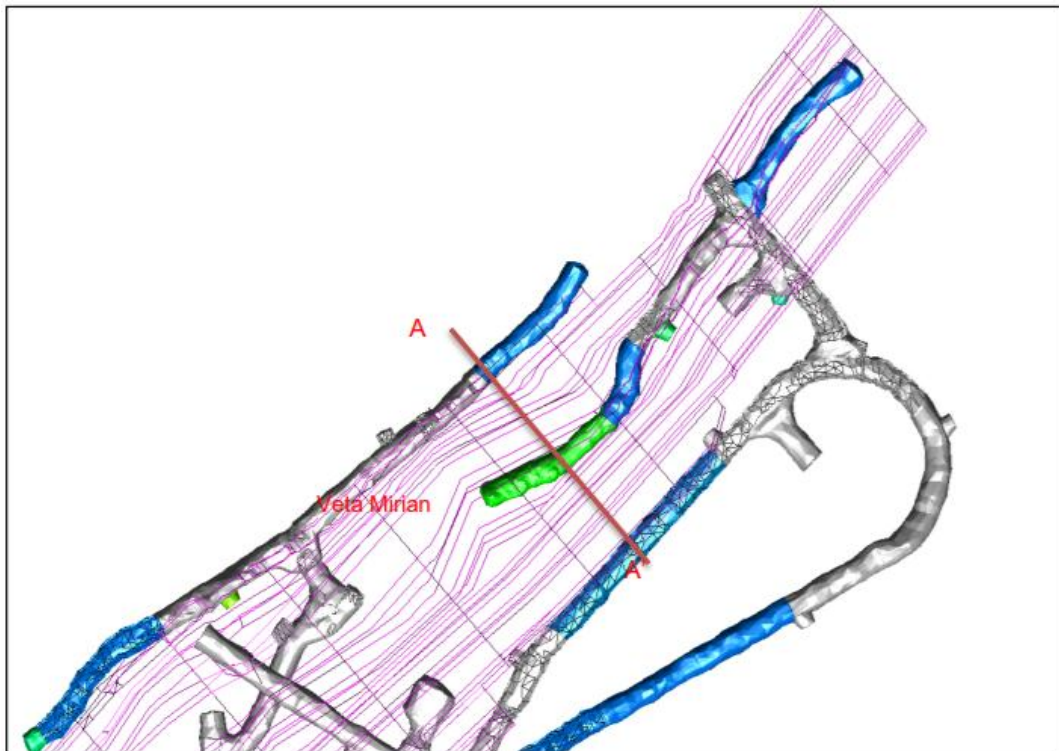


Figura 15. Ubicación en plano topográfico de la zona de estudio en el NV4296

*Nota: Propia

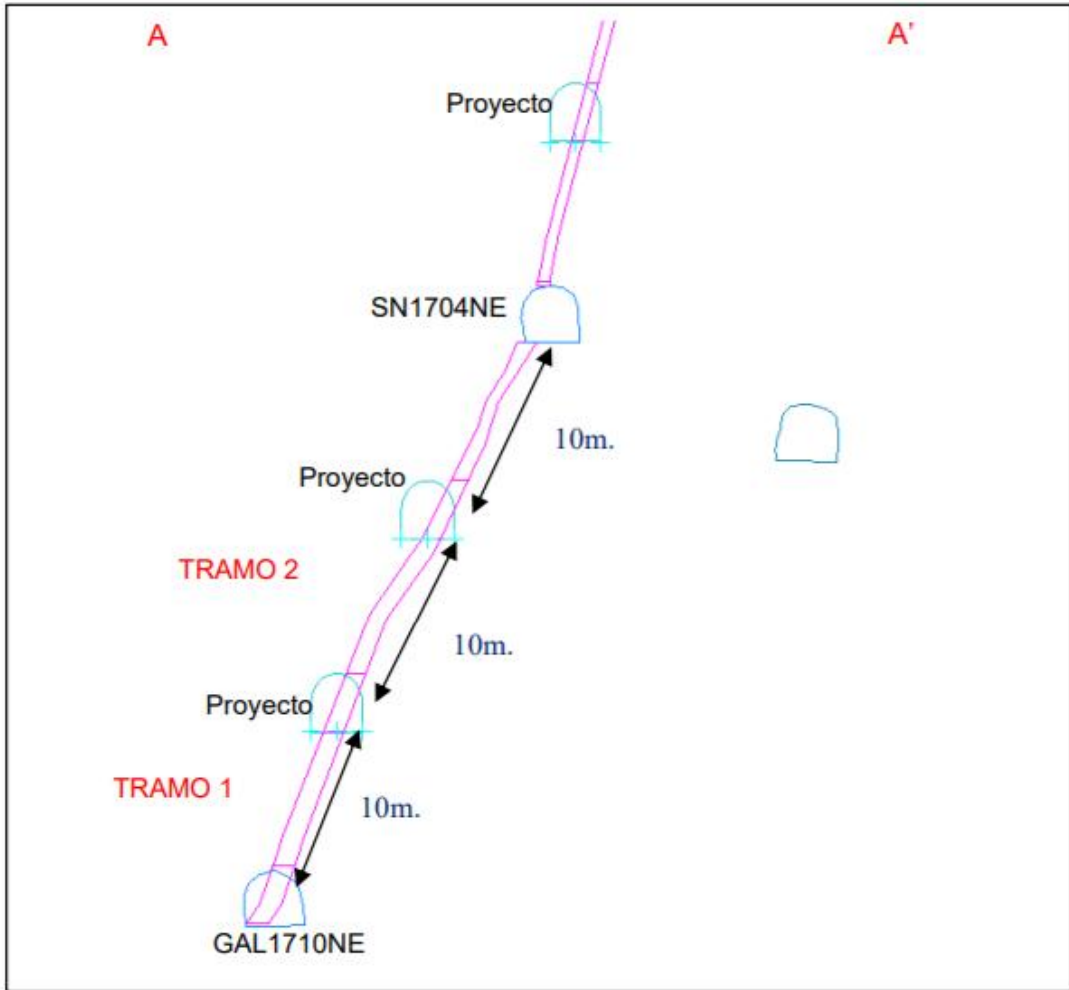


Figura 16. Sección AA' Sección Veta Mirian Nv. 4500 al 4575

*Nota: Propia

4.1.2. Condición geológica

Para la caracterización del macizo rocoso del SN1704NE se trabaja con estaciones geomecánicas con las cuales se determina el RMR, Q de Barton y GSI; así como el ajuste de los parámetros para el modelamiento numérico y el método gráfico de estabilidad de la cara expuesta. Esto dentro del Nv 4520 al Nv 4550.

Siendo el minado de la veta Mirian entre los niveles 4520 al 4550, esta se encuentra emplazada sobre una litología toba dacítica dentro de la cual se evidencia alteración argílica moderada a fuerte en tramos, fracturamiento moderado y argilización moderada. Oxidación fuerte y presencia de arcillas. Presenta la veta de cuarzo lechoso con sílice gris y sulfuros, asociado a arrastre de falla. @1.90 Veta de cuarzo rojizo. Bxda, con parches y relleno de OxFe y Hematita, y argilización moderada a fuerte, (falla al techo y piso) con panizo y arrastre de clastos de cuarzo (Brecha de falla).

a) Registro de datos

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO															
Estacion Geotécnica:		EG - 01		Ref: RP1554		Zona: Mirian		Nivel: 4550		Encampane: 144 m		Norte: 8,371,634.260			
Fecha: 30/07/21		Labor: SN1704SW		Densidad: 2.44 t/m ³		Sv: 3.51 Mpa		Sh: 5.27 Mpa		UCS/σ ₁ : 14.4		Este: 696,101.210			
Resistencia: 76 Mpa		Daño voladura: 0.5										Cota: 4,531.970			
N°	Dip	DDir	Litología	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Relleno	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set	Observaciones
1	66	5	Toba Dacítica	<2	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
2	47	235	Toba Dacítica	<2	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
3	58	326	Toba Dacítica	<2	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
4	81	20	Toba Dacítica	2-6	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
5	70	340	Toba Dacítica	2-6	<1	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
6	31	45	Toba Dacítica	<2	<1	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
7	41	195	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
8	66	70	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
9	60	5	Toba Dacítica	2-6	3-10	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
10	45	330	Toba Dacítica	2-6	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
11	68	312	Toba Dacítica	<2	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
12	70	336	Toba Dacítica	<2	1-3	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
13	54	214	Toba Dacítica	<2	1-3	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
14	44	215	Toba Dacítica	<2	1-3	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
15	48	213	Toba Dacítica	<2	1-3	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
16	75	310	Toba Dacítica	2-6	1-3	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
17	50	225	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
18	79	5	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
19	52	225	Toba Dacítica	2-6	<1	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
20	54	96	Toba Dacítica	2-6	<1	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
21	79	220	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
22	69	335	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
23	51	210	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
24	65	193	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
25	60	355	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
26	76	225	Toba Dacítica	<2	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
27	80	219	Toba Dacítica	<2	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
28	58	350	Toba Dacítica	<2	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
29	50	242	Toba Dacítica	<2	3-10	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
30	72	5	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
31	55	223	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.5-2.5	Descolorada	D	Humedo		
32	71	7	Toba Dacítica	2-6	<1	8-10	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	D	Humedo		
33	68	322	Toba Dacítica	2-6	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
34	69	350	Toba Dacítica	2-6	1-3	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
35	88	55	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
36	66	306	Toba Dacítica	2-6	3-10	10-12	Ond/Rugoso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
37	80	124	Toba Dacítica	6-20	3-10	10-12	Ond/liso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
38	35	100	Toba Dacítica	6-20	3-10	10-12	Ond/liso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
39	51	240	Toba Dacítica	6-20	3-10	10-12	Ond/liso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla
40	29	42	Toba Dacítica	6-20	3-10	10-12	Ond/liso	Panizo	S2	0.25-0.5	Descolorada	F	Humedo		Falla

Martillo Schmidt (realizar 20 mediciones)

Índice de rebote (mat 1) / 36 / 38 / 14 / 20 / 14 / 28 / 18 / 52 / 30 / 22 / 14 / 30 / 14 / 16 / 22/24/12/12/30/22/24

RQD* Equivalente Jv: 28

RQD* = 115 - 3.3 Jv RQD*: 23

Orientación del equipo:

Figura 18. Estación Geomecánica

*Nota: Propia

b) Distribución de discontinuidades

- La distribución de las discontinuidades se realizó mediante una proyección estereográfica, con ayuda del software Dips.
- El análisis estructural se realizó estratégicamente utilizando los datos de los tajos BA2927 y BA2928
- Así mismo se realizó el mapeo geomecánico a las vetas principales.



c) Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto de los tajos en estudio, el procesamiento de datos se realizó mediante mapeos geomecánicos “Clasificación del índice Geológico de Resistencia” (GSI) propuesto por Hoek (1995).

4.1.3. Clasificación de la masa rocosa en labores permanentes

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989) y la Clasificación del índice Geológico de Resistencia (GSI) propuesto por Hoek (1995).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos mediante datos en campo con el martillo Schmidt.

4.1.4. Resistencia de la roca

a) Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Los valores de σ_c fueron obtenidos mediante los siguientes procedimientos:

- Ensayos *in situ* de impacto con el martillo Schmidt de dureza, durante los trabajos de mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas.
- Ensayos de carga puntual, efectuados en el campo con el equipo del departamento de geomecánica.
- Ensayos de compresión uniaxial efectuados en un Laboratorio de Mecánica de Rocas como parte de este estudio.

MAPEO GEOTECNICO - GEOLOGICO							
Levantamiento de Campo							
Localidad:				N° de registro:			
Orientación:				Realizado por:			
Inclinación:				Fecha:			
Condiciones del Macizo Rocoso							
Resistencia de la Roca	R6	R5	R4	R3	R2	R1	< R0
Rango	15	12	7	4	2	1	0
Meteorización	Sana	Leve	Moderada	Alta	Descompuesta		
Alteración	Sana	Leve	Moderada	Alta	Intensa		
Rango	6	5	3	1	0		
Num. Fracturas /m3	< 8	8 a 12	13 a 19	20 a 27	> 27		
Espaciamento c/d	> 2m	0,6 a 2m	0,6 a 0,2m	0,2 a 0,06m	<0,06m		
Rango	Excelente	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre		
Condiciones de Discontinuidades Observadas							
Persistencia	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
Rango	6	4	2	1	0		
Presencia de Agua (* Aguas Subterráneas)							
Lts/min	ninguno	< 10	10 a 25	26 a 125	> 125		
Rango	Seco	Húmedo	Mojado	Presión moderada	Problemas de agua		
Calculo RQD							
RQD = 115 - 3,3(X + Y + Z)							
Sector	X	Y	Z	RQD			
Indice Q de Barton		GSI		Rocas:			
Parámetros	Sector		Sector	Tipo I:	> 3		
RQD		A		Tipo II:	1,00 a 3,00		
J _n		M		Tipo III:	0,1 a 1		
J _r		B		Tipo IV:	0,01 a 0,1		
J _a				Tipo V:	< 0,01		
J _w							
SRF							
Q							
R. Tipo							
				$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$			
OBSERVACIONES:							

Figura 19. Mapeo geomecánico

*Nota: CGI

4.2. Prueba de normalidad de datos

Prueba de normalidad del factor de seguridad Vs esfuerzo.

H0: La distribución de la variable estudio geomecanico Vs clasificación de las discontinuidades no difiere de la distribución normal.

H1: La distribución de la variable estudio geomecanico Vs clasificación de las discontinuidades difiere de la distribución normal.

Tabla 8. Prueba de normalidad de la variable factor de seguridad Vs esfuerzo

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Estudio Geomecanico	0,925	8	0,468
Clasificación de las Discontinuidades	0,966	8	0,862

Fuente: Propia

Conclusión: Como el nivel de significancia de (0,468 y 0,862) mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) se rechaza H0, es decir se acepta que: La distribución de la variable estudio factor de seguridad vs esfuerzo no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.

a) Prueba de hipótesis

H0: El factor de seguridad del estudio geomecanico medio poblacional de la unidad minera Huachocolpa uno es menor igual a 12.

$$H0: \mu \leq 12$$

H1: El factor de seguridad del estudio geomecanico medio poblacional de la unidad minera Huachocolpa uno es mayor de 1.2

$$H1: \mu > 1.2$$

Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del pos-test provienen de una distribución normal.

Tabla 9. Estadísticas de prueba

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Software	8	1,1400	0,34797	0,12303

Fuente: Propia

Tabla 10. Prueba de hipótesis

	Valor de prueba = 1.2					
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

Fuente: Propia

Para un 95% de confianza se acepta H1, es decir: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1.2.

CAPÍTULO V RESULTADOS

5.1. Aspectos estructurales

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales fueron los siguientes:

Tajos BA2927 y BA2928

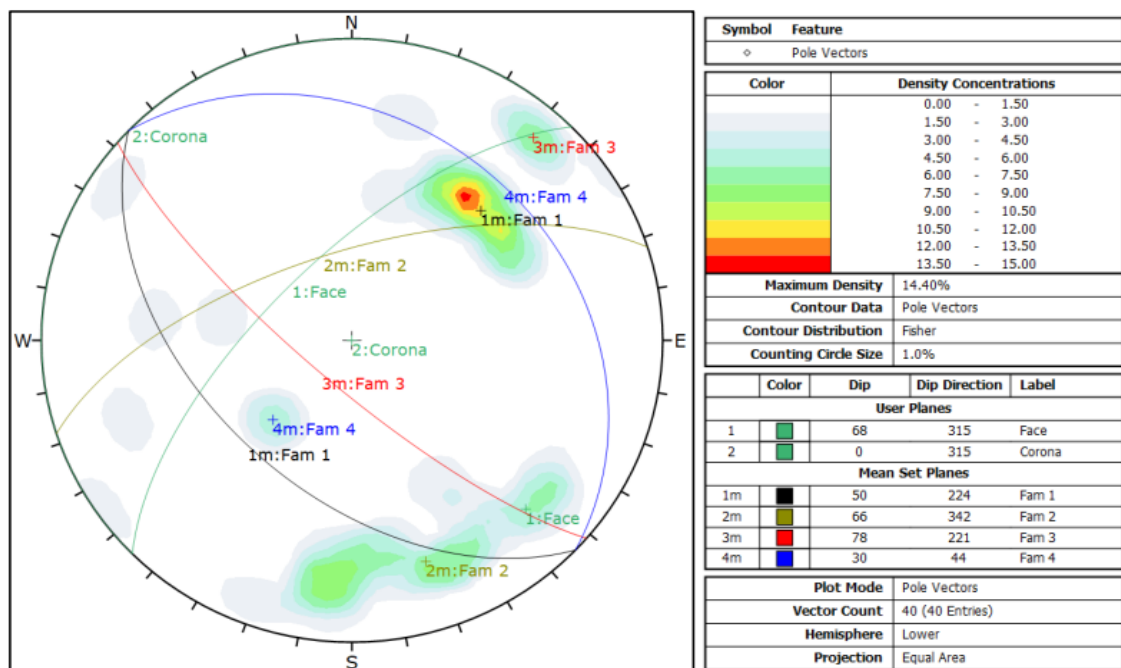


Figura 20. Proyección de discontinuidades con Dips

Fuente: Propia

Tabla 11. Resumen de clasificación del macizo rocoso según sistemas de clasificación

Sistema	Valor	Tipo de Roca
RQD	23	Muy Mala
RMR (1989)	30	Mala "B"
Q-Barton	3	Mala
GSI (2013)	37.3	Mala

Fuente: Propia.

5.2. Modalidad de falla

“La investigación de la modalidad de falla en la zona de estudio es considerada como principio básico ya que este indicara el marco de análisis y diseño. Para el análisis del minado de la veta Mirian se realizará el análisis de modalidad de falla de la Cara expuesta”.

El análisis inicia por resumir los parámetros del estudio de campo los mismos que servirán como dato de ingreso para interpretar la modalidad de falla.

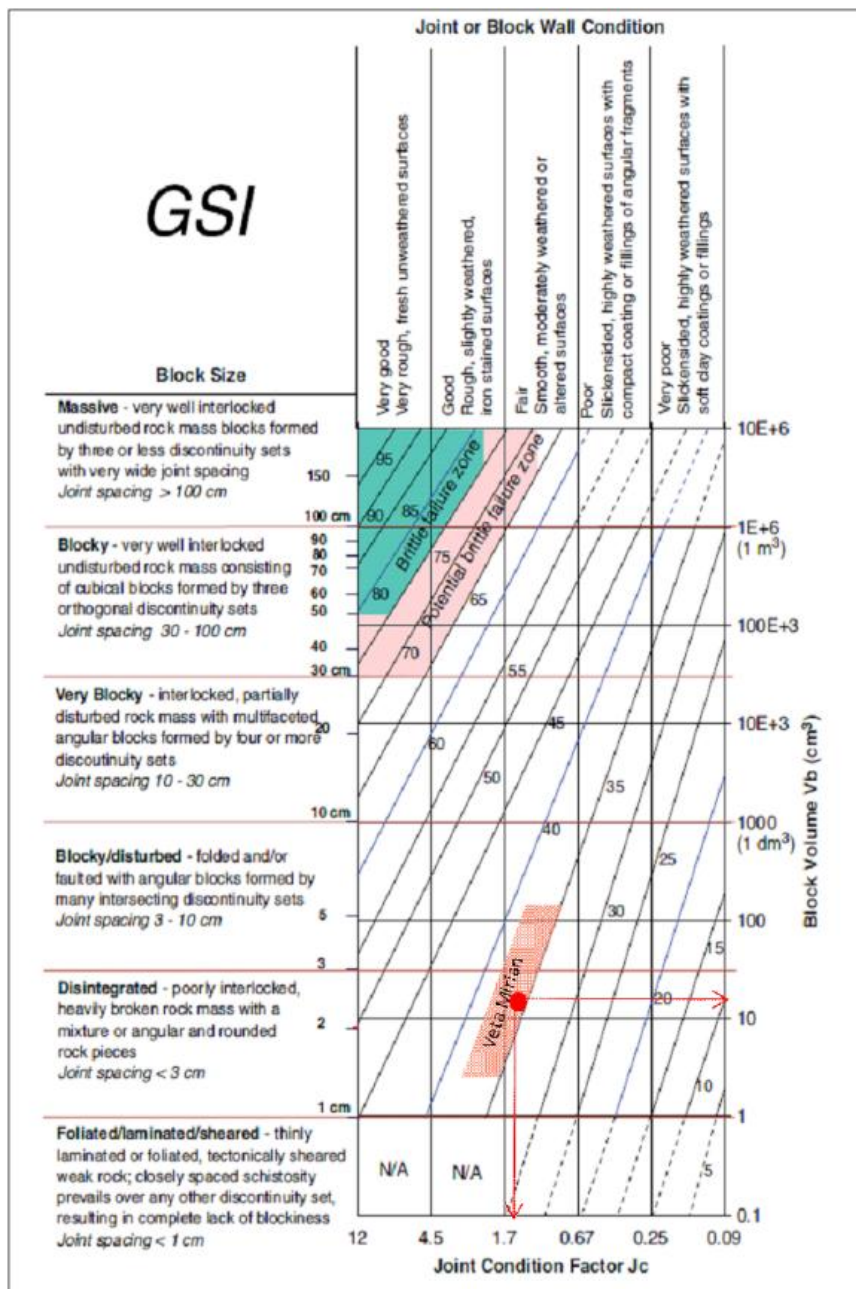


Figura 21. Clasificación GSI para determina Vb y Jc como entrada del ábaco Russo

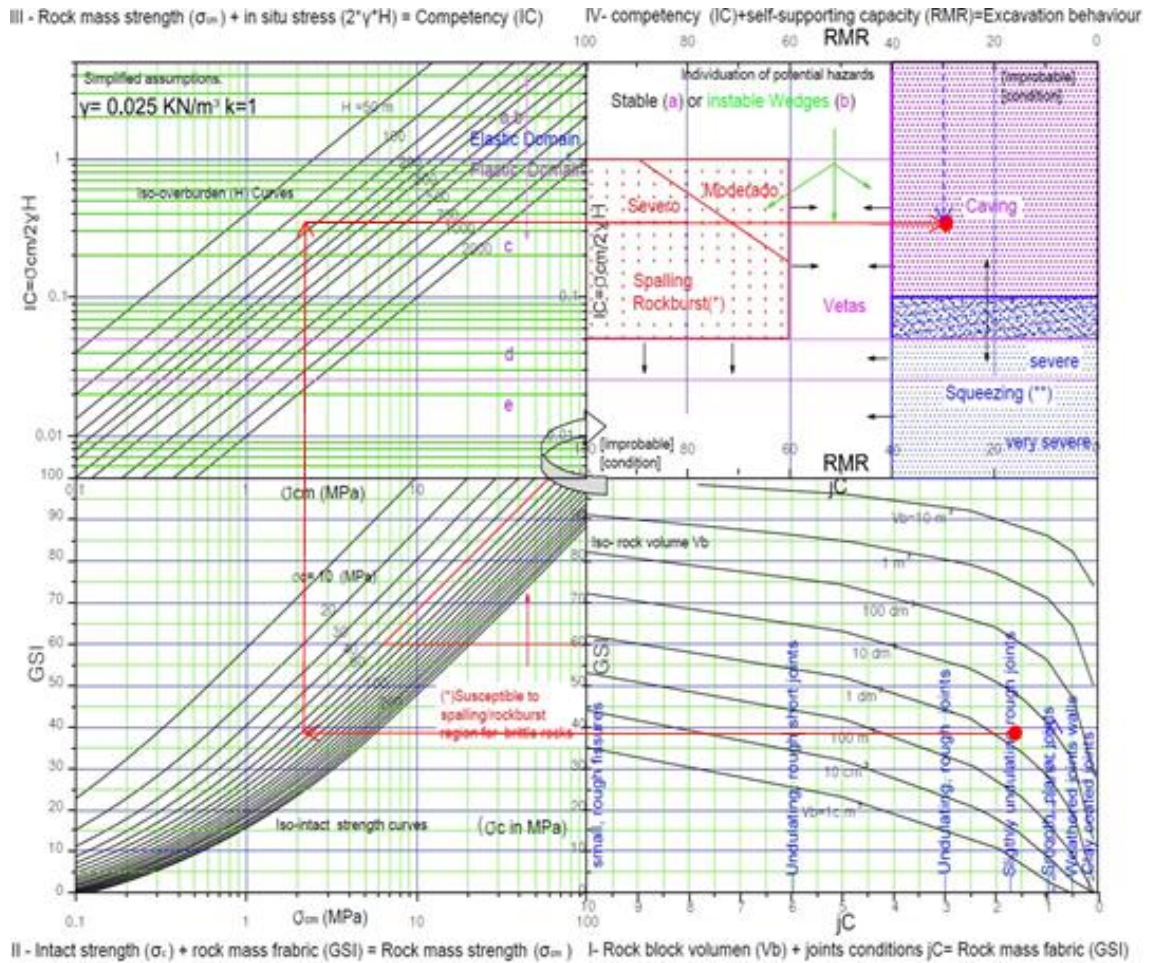


Figura 22. Estabilidad múltiple (Russo 2014), para cara expuesta de la veta Miriam

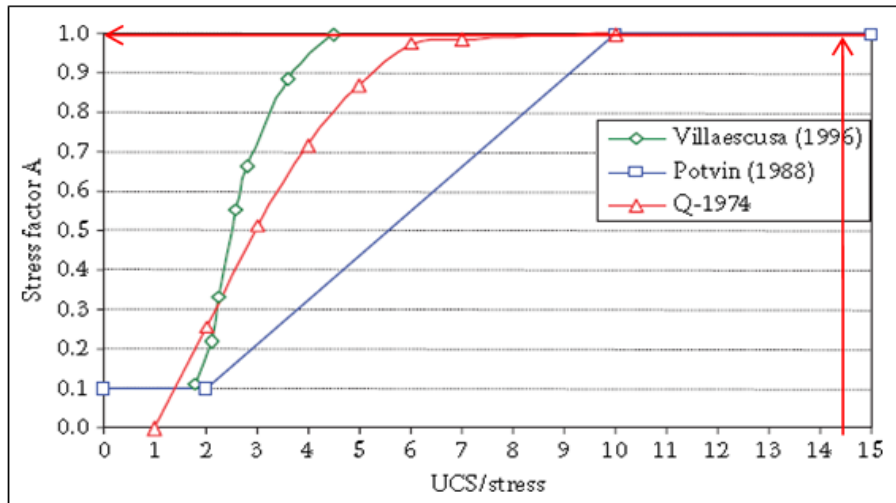
“Del análisis de la modalidad de falla se puede concluir que las excavaciones desarrolladas en la zona de estudio experimentarían cuñas inestables, por lo que se deberá considerar un sostenimiento que controle el movimiento de las cuñas en la cara expuesta”.

5.3. Análisis por método gráfico

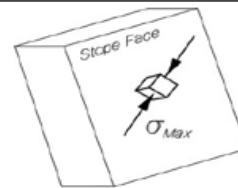
“El método gráfico de estabilidad permite determinar el dimensionamiento óptimo de los tajos. Este método de estabilidad correlaciona el Número de Estabilidad ($N' = Q' \times A \times B \times C \times F$) con el radio hidráulico (RH). Siendo F, el factor de corrección por influencia de falla”.

El factor A (Factor de esfuerzo en la roca)

“Para determinar el factor A se tomó en cuenta la resistencia a la compresión uniaxial promedio (σ_c) y esfuerzo máximo (σ_{max}), calculado en la estación geotécnica”.

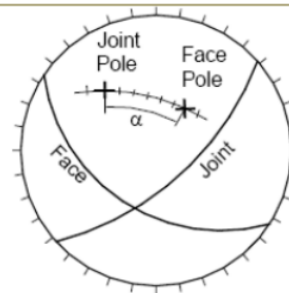
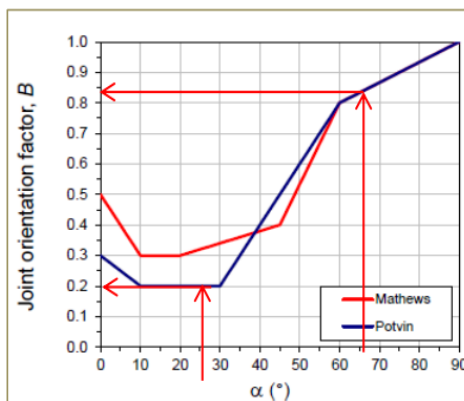


	HW	Corona	FW
UCS:	76.0		
Stress:	5.3		
UCS/Stress:	14.4		
A:	1		



Obtain σ_{Max} from 2D or (preferably) 3D numerical stress modelling.

El factor B (Factor de ajuste por orientación de discontinuidades) se obtuvo de la diferencia de ángulos entre la orientación de la corona expuesta ($84^\circ/264^\circ$) y la orientación de la discontinuidad de mayor predominio equivalente. Para el caso de estudio se definió como familia de mayor relevancia en la cara expuesta ($80^\circ/12^\circ$).

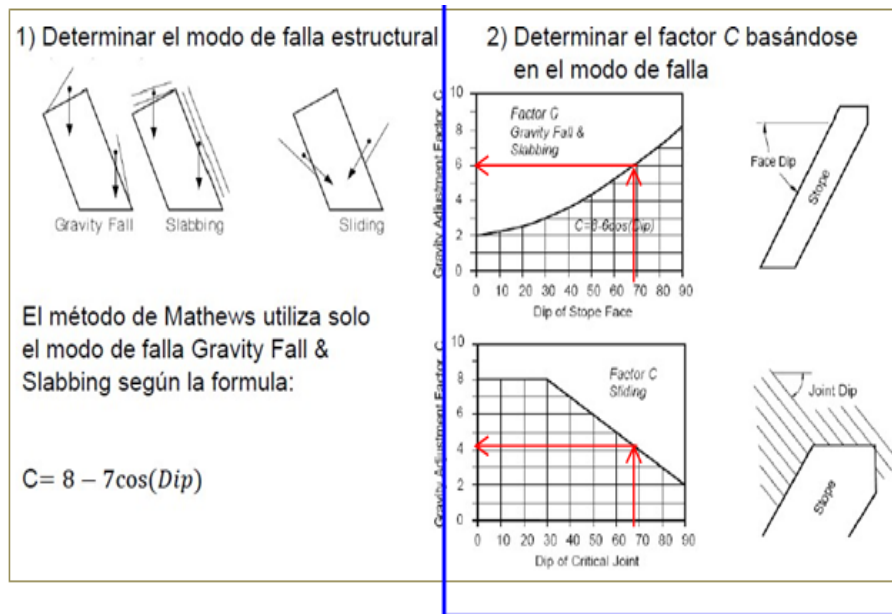


Determination of the minimum or true angle between two planes = Angle α Between Poles

1. α entre 60 y 90: Difícil que las discontinuidades deslicen
2. α entre 30 y 60: Alto potencial de deslizamiento de las discontinuidades
3. α entre 0 y 30: Alta probabilidad para que puentes de roca sean destruidos por tronadura, esfuerzos y otras discontinuidades

	HW	Corona	FW
α°	25.08	66.7	
B	0.2	0.84	

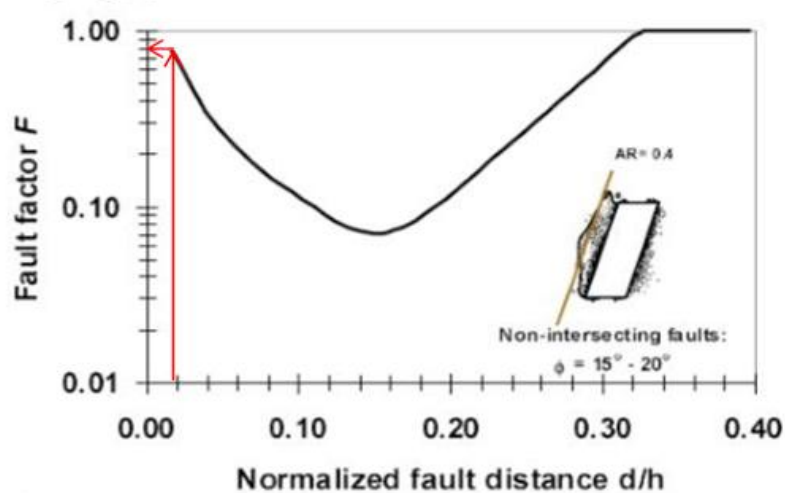
El factor C (Factor de ajuste gravitacional) se obtuvo en base a la inclinación promedio de la cara expuesta de la zona de estudio (83°).



	HW	Corona	FW
DF/DCJ:	68°	68°	
C:	6	4	

El factor F Se obtuvo falla teniendo en cuenta en Angulo regular en el medio de tajo

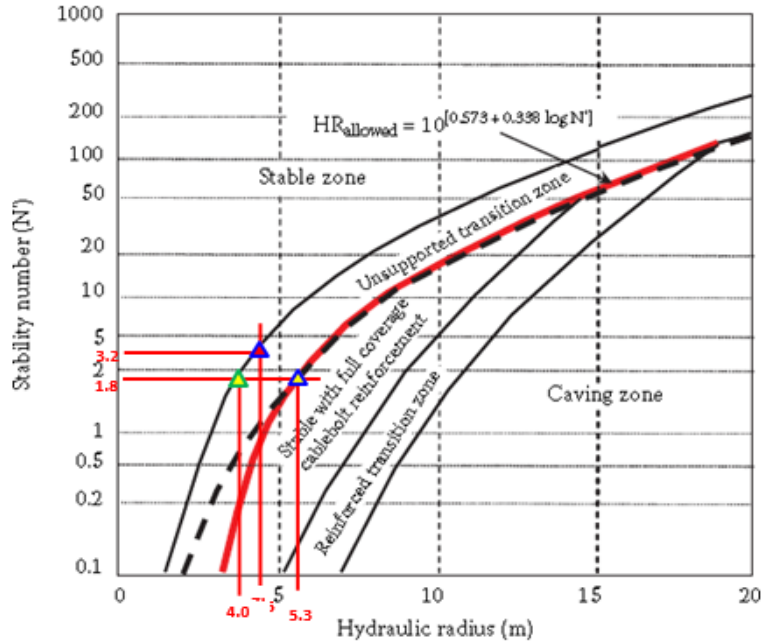
Factor de falla F:



d	0.4
h	18
d/h	0.02
F	0.8

El índice Q' de la estación geomecánica y los valores de los coeficientes A, B, C y F se utilizan para determinar el número de estabilidad (N') de la superficie de trabajo expuesta (caja de techo), coronación y caja de fondo.

iii. Grafico de estabilidad



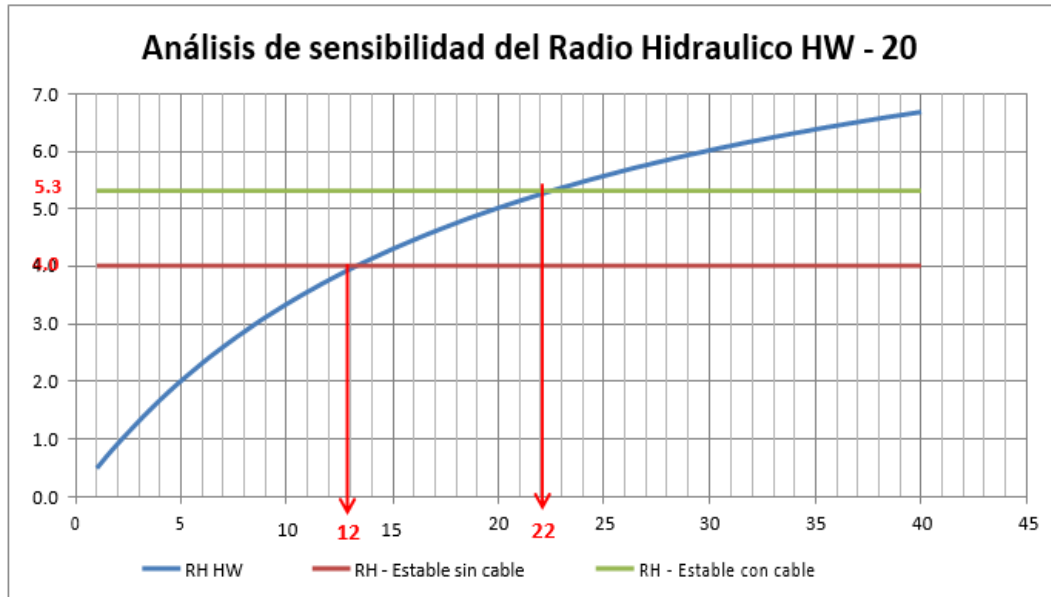
CARA	Q'	A	B	C	F	N'	RH	COND.
HW	1.9	1	0.2	6	0.8	1.8	4.0	Sin Cable.
HW	1.9	1	0.2	6	0.8	1.8	5.3	Con Cable.
Corona	0.9	1	0.84	4	1	3.2	4.5	Estable

5.4. Sensibilización de radio hidráulico – corona expuesta

Para el minado de la veta Miriam mediante sub level stoping se realiza el análisis simulando bancadas de 20 (block de 12m de altura), 18 (block de 10m de altura) y 16 (block de 8m de altura), que considera los subniveles de sección 4x4 en el nivel inferior (extracción) y nivel superior (perforación).

HW – 20m se tiene que la longitud máxima de minado sin cable es de 12m y con cable es de 22m

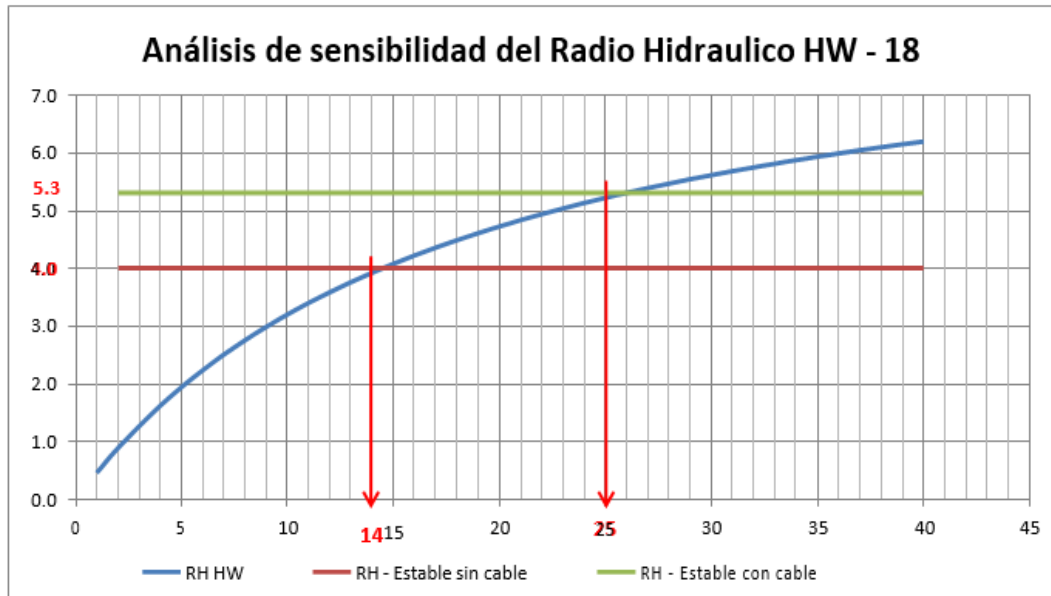
Tabla 12. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 29m (Tramo 2)



Fuente: Propia.

HW – 18m la longitud máxima de minado sin cable es de 14m y con cable de 25m

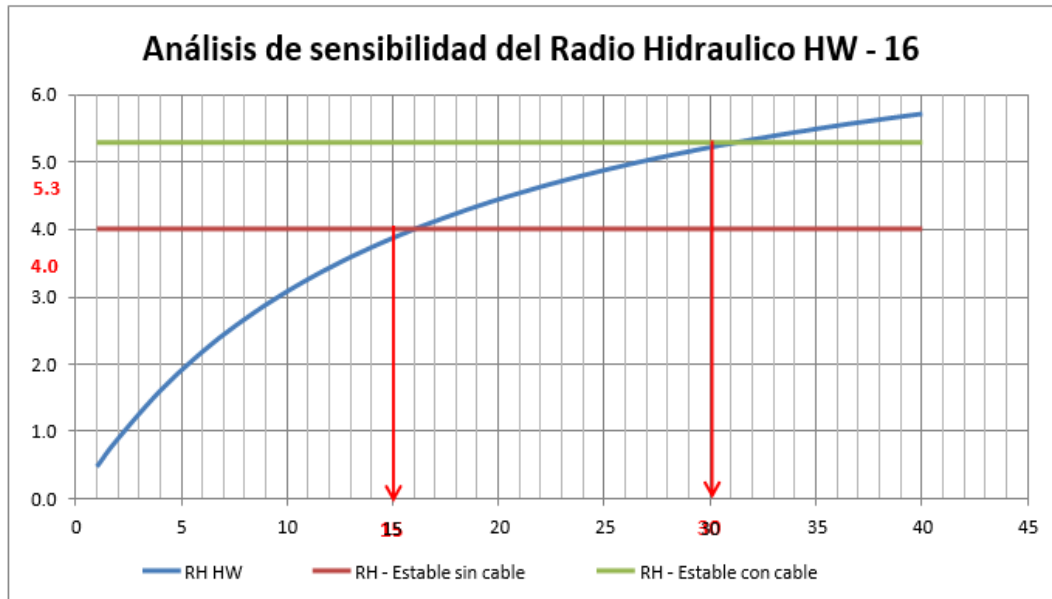
Tabla 13. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 29m (Tramo 2)



Fuente: Propia.

HW – 16m se tiene que la longitud máxima de minado sin cable es de 15m y con cable es de 30m

Tabla 14. Análisis de sensibilidad Radio Hidráulico – Altura 18m (Tramo 1)



Fuente: Propia.

5.5. Estimación de sobre excavación no controlada (ELOS)

De acuerdo al postulado de Clark (1988) y considerando un N' de 1.8 con un RH de 4.0 y 5.2 se tiene la siguiente figura.

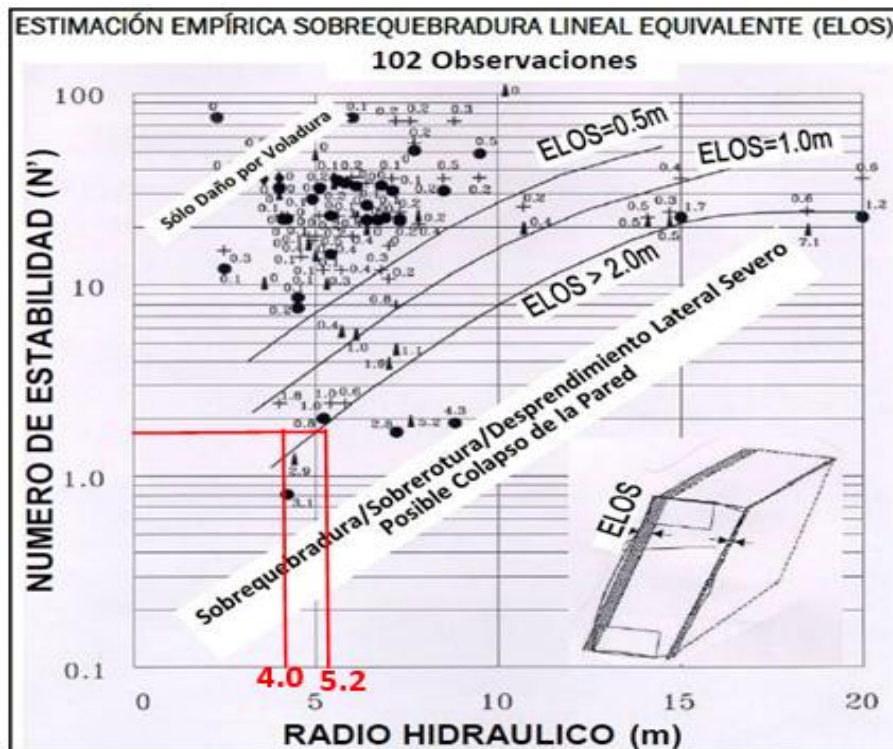


Figura 23. Estimación empírica de sobre excavación ELOS (Clark, 1988)

De la figura se tiene que durante el minado de la veta Miriam se obtienen ELOS de 1.5m y 2.0m de profundidad para RH 4.0 y 5.2 respectivamente que debe ser considerado para el análisis de dilución; adicional se observa que la caja techo tiene una posibilidad severa de colapso que se interpreta como desprendimiento de la caja techo.

5.6. Análisis por método numérico

A continuación, se tomaran las propiedades de los materiales, según resultados geomecánicos de laboratorio de la estación.

Tabla 15. Características de los materiales – Phases2

Material Name	Color	Initial Element Loading	Unit Weight (MN/m ³)	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Tensile Strength (MPa)	Friction Angle (peak) (deg)	Cohesion (peak) (MPa)	Intact Compressive Strength (MPa)	mb (peak)	s (peak)	a (peak)	Piezo Line	Ru
Toba Dactica Piso	Yellow	Field Stress and Body Force	0.024	Isotropic	1949	0.19	Generalized Hoek-Brown	Elastic				76	1.24468	0.000225	0.513932	None	0
Mineral	Red	Field Stress and Body Force	0.027	Isotropic	10860	0.23	Generalized Hoek-Brown	Elastic				120	1.67677	0.003866	0.505734	None	0
Relleno 50	Grey	Field Stress and Body Force	0.027	Isotropic	20000	0.3	Mohr Coulomb	Elastic	0	35	10.5					None	0

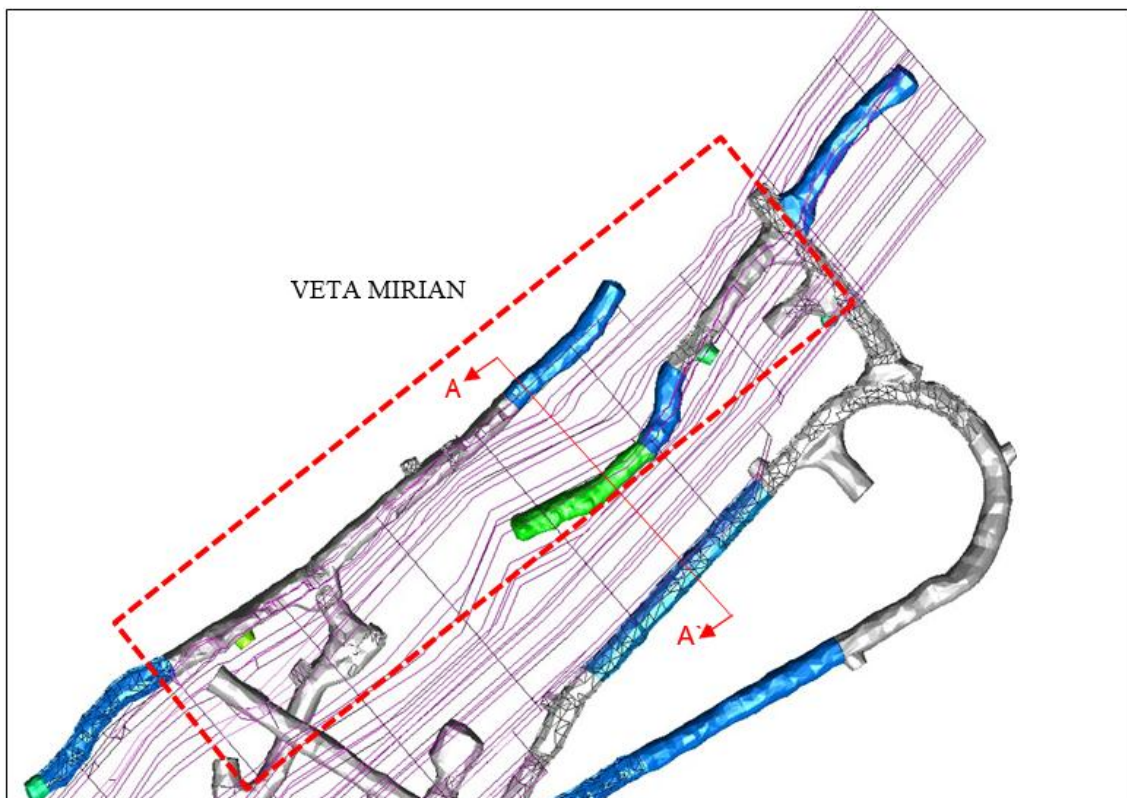


Figura 24. Sección representativa en planta del proyecto

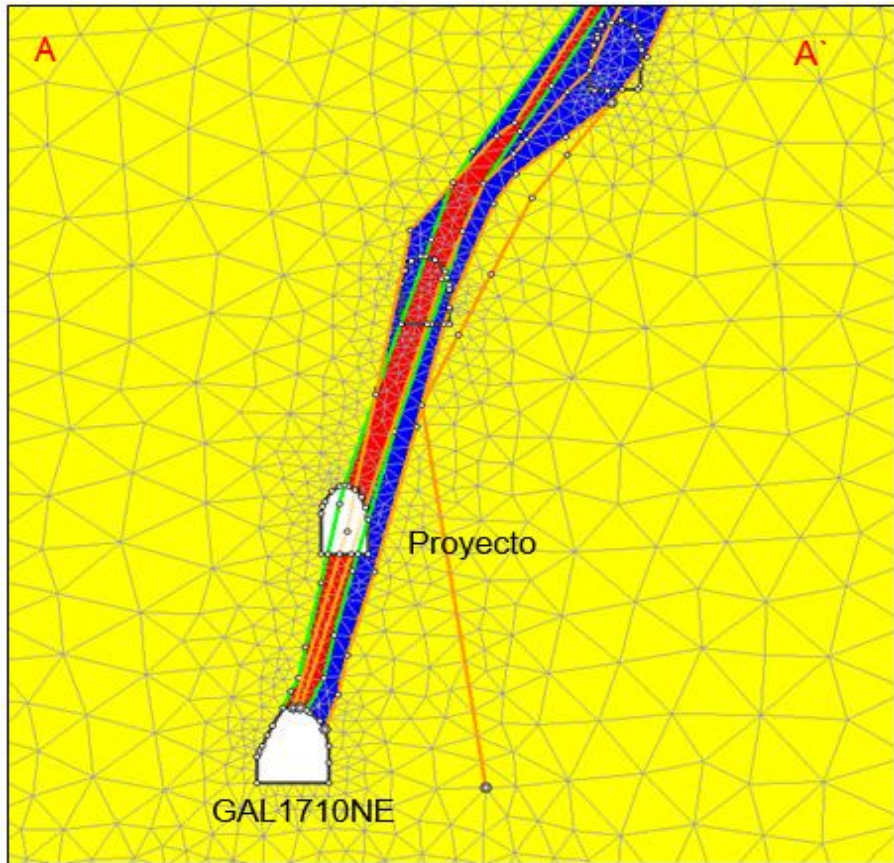
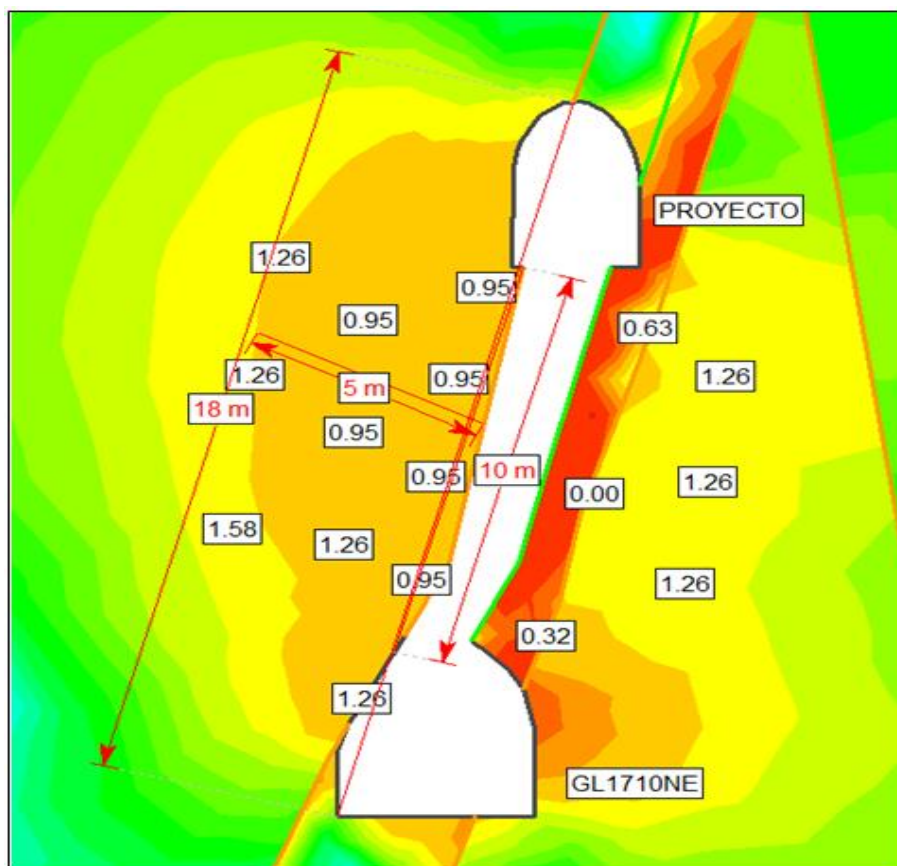
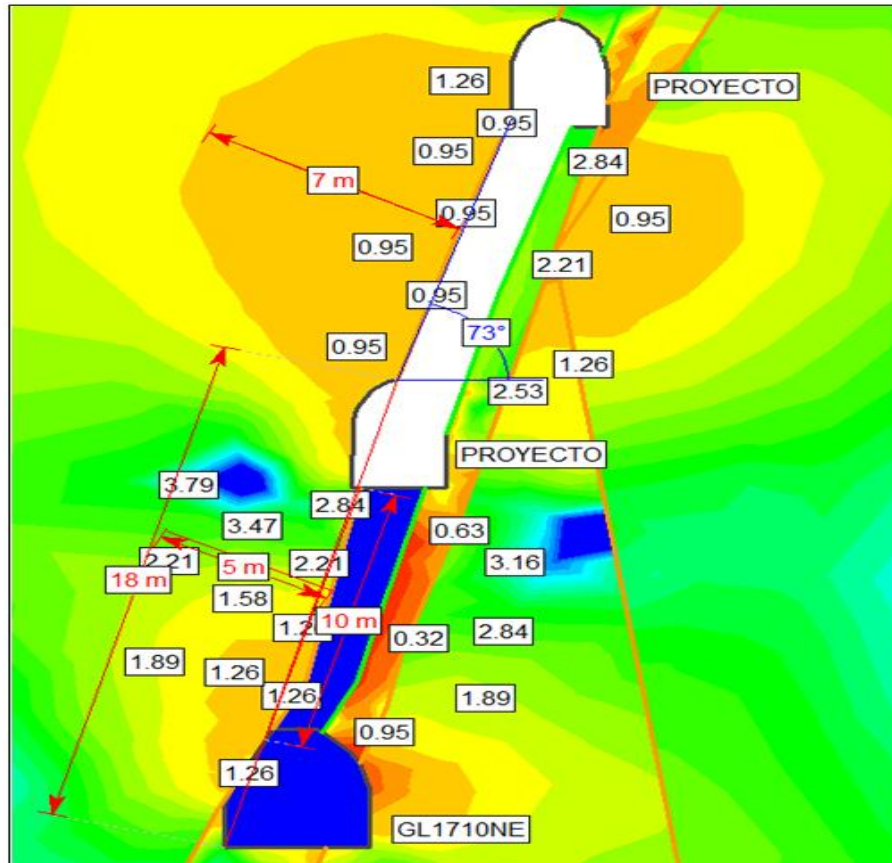


Figura 25. *Sección representativa transversal del proyecto*



Luego de minar una altura de banco de 10m, se genera una zona desconfinamiento de 5m aproximadamente en la caja techo con un FS de 0.9, hacia la caja piso se genera aureolas de esfuerzo por debajo de 1, indicando desprendimiento.



Al realizar minado en el nivel superior y completado relleno del BA inferior se tiene un reacomodo de los esfuerzos en la caja techo con valores de 0.95 indicando desprendimiento de la caja techo.

CONCLUSIONES

1. En respuesta a la hipótesis general, se concluye que al momento de determinar la estabilidad del macizo rocoso en la veta Miriam, unidad minera Pallancata 2021, ya que del mapeo geológico se tiene que la inclinación de la veta Miriam es de 68° , ángulo mínimo que se acerca al recomendado para minado de taladros largos de 70° .
2. En correspondencia con la Hipótesis 1 específica, los mapeos geomecánicos muestran tres familias discontinuas que se encuentran comúnmente en la unidad minera Pallancata 2021 de la veta Miriam. Después de esta clasificación, será posible determinar las áreas que necesitan apoyo sostenimiento.
3. Los parámetros obtenidos, según el sistema RQD, con valor de 56, considera un tipo de roca regular, por otro lado la clasificación RMR, da un valor de 50, obteniendo un tipo de roca regular "B" y Q- Barton muestra los resultados con un valor de 6.5 y una clasificación de la roca de Buena "B" y finalmente aplicando GSI, se obtuvo un valor de 54 y un tipo de roca regular.
4. En cuanto al análisis por método numérico, se observa que durante el minado se generan zonas de desconfinamiento en la caja techo los cuales presentan valores de esfuerzo de 0.95 indicando desconfinamiento y desprendimiento de roca, mientras que del método gráfico de estimación empírica se define los ELOS para un RH de 4.0 una profundidad de 1.5m y para RH 5.3 una profundidad de 2.0m.
5. Según análisis por método gráfico se obtiene un radio hidráulico 4.0 para un minado estable sin instalación de cable bolting, y un radio hidráulico de 5.2 para un minado estable con instalación de cable bolting.

RECOMENDACIONES

- Para el minado mediante taladros largos se debe considerar la Sensibilidad de Radio Hidráulico, donde se determina la longitud máxima de minado en relación a la altura de bancada.
- Los taladros deben ser diseñados con un ángulo no menor a 70° para mantener estabilidad de la cara expuesta.
- La sobre excavación que se generará en la caja techo son ELOS de 1.5m para un RH de 4.0 (Sin cable bolting) y ELOS de 2.0m para un RH de 5.2 (Con cable bolting).
- Se debe considerar el tiempo de autosoporte para el minado, remoción de mineral y relleno del mismo con el fin de evitar posibles desprendimientos de la caja techo.
- El material de relleno será cementado de 55kg para mantener la estabilidad de los blocks adyacentes.
- El diseño de cables bolting incluirá el refuerzo de la cara expuesta, así como estabilidad de los subniveles evaluados por el área de geotecnia.
- De acuerdo a la configuración geométrica de la veta se evaluará la longitud mínima de minado en simultaneo tanto vertical como horizontal.

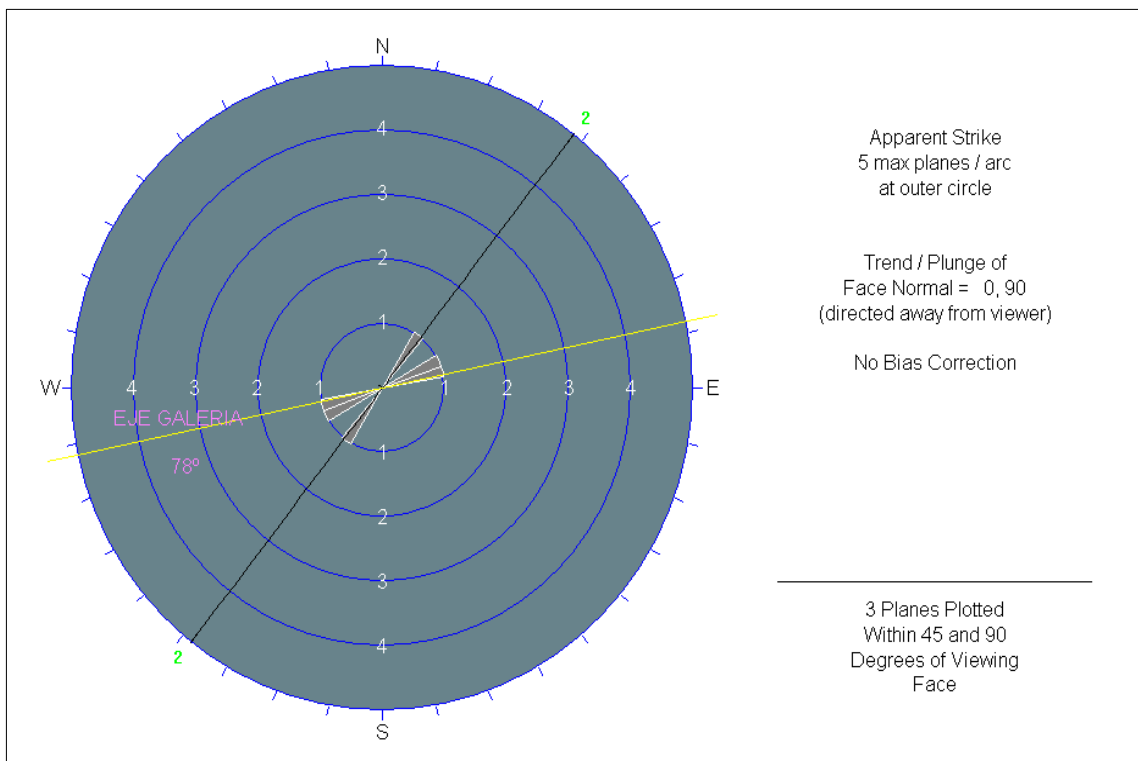
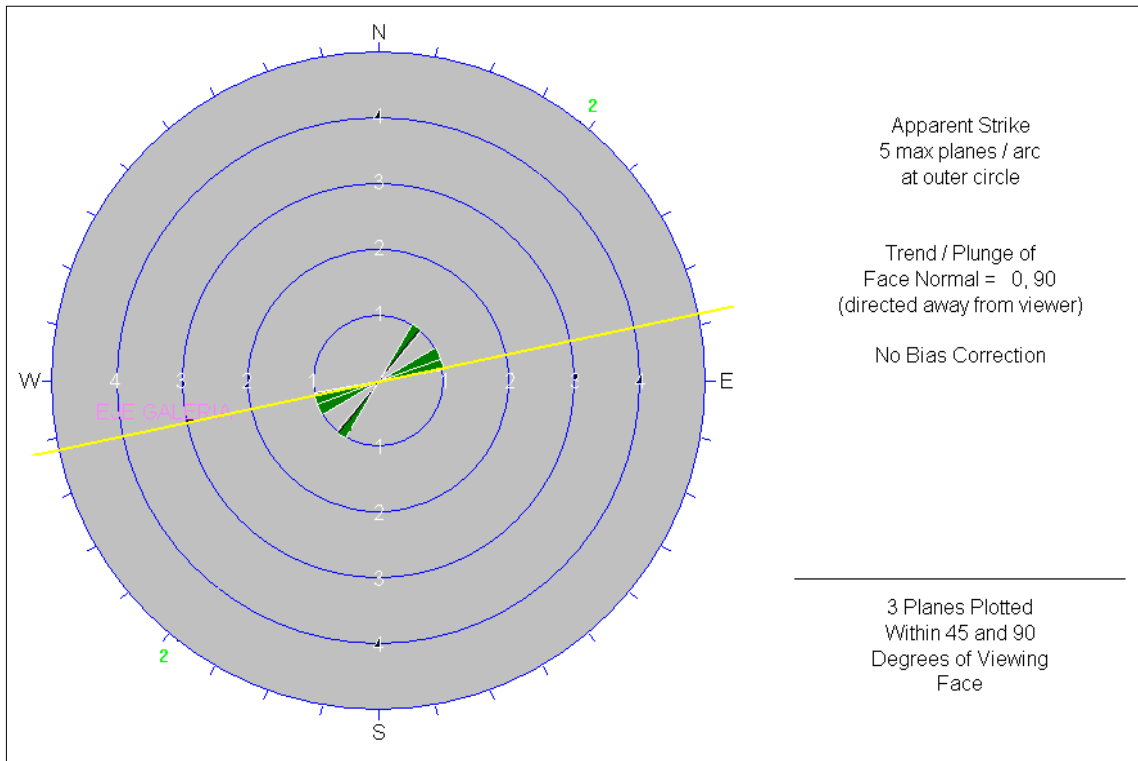
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Becerra, A. (2017). *Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá*. Repositorio Institucional UPTC. Obtenido de <https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/2236>
- Caceres, M. (2017). *Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcan S.A.A*”. Repositorio Institucional Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Tesis de licenciatura, Ica.
- Cartaya, M. (2001). *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país*. Repositorio Institucional . Obtenido de <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/155/153>
- Cataldo, G. (1992). *Revista de Filosofía . Revista de Filosofía* .
- Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk. (2014). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rcoso*.
- Cruzado, P. (2017). *EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TÚNEL DE LA CENTRAL*. Repositorio Institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Tesis para optar el título de Ingeniero Geólogo, Cajamarca.
- Gonzales, A. (2014). *Metodología de la investigación* . Lima.
- Gonzales, A. (2018). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador*. Repositorio Institucional - Universidad Técnica Particular de Loja, Tesis de licenciatura para optar el título de ingeniero de minas, Loja. Obtenido de <http://dspace.utpl.edu.ec/xmlui/bitstream/handle/20.500.11962/21959/Gonz%c3%a1lez%20Maldonado%20Ana%20Gabriela.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería Geológica* .
- Hoek, & Brown. (1980). *Criteros de Rotura* .
- Hoek, & Marinos. (2000). *GSI: A GEOLOGICALLY FRIENDLY TOOL FOR ROCK MASS*.
- Hurtado, J. (2010). *Metodología de la Investigación*. Caracas: Quirón.
- Koppen, W. (1984). *división climática de W. Koppen* .
- Lozano, A. (1978). *Martillo Schmidt (esclerometro)*.
- LOzano, A. (1978). *Martillo Schmitd*.

- Mamani. (2018). *Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A.* Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano.
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada.* Repositorio Institucional UPM, Tesis Doctoral de Ingeniería Civil. Obtenido de <http://oa.upm.es/722/>
- MINEM. (2018). Accidentes por caída de rocas en los frentes de trabajo.
- Palmstrom. (2001). *METODOLOGÍA PARA PREDECIR Y MANEJAR CONDICIONES DE MASA ROCOSA DIFÍCILES EN TÚNELES SUBMARIOS DE ROCA DURA (2013).*
- Quispe, K. (2018). *Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A.* Repositorio Institucional Universidad Continental, Tesis de Licenciatura - universidad Continental, Huancayo. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/4685/1/IV_FIN_10_TE_Quispe_Matos_2018.pdf
- Ramirez , & Alejano. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de taludes.* Obtenido de <http://oa.upm.es/14183/>
- Read, & Stacey. (2009). *Directrices para el Diseño de Talud a Cielo Abierto.*
- Rodriguez. (2007). *Correlación de la resistencia a compresión uniaxial con la humedad y porosidad eficaz en rocas.*
- Suarez, L. (2016). *Descripcion del macizo rocoso (Segunda Edicion ed.).*
- Tamayo. (1993). *Metodologia de la Investigacion.*
- Valdivia. (1994). *Geologia Estructural Compañía Minera la Caudalosa S.A.*

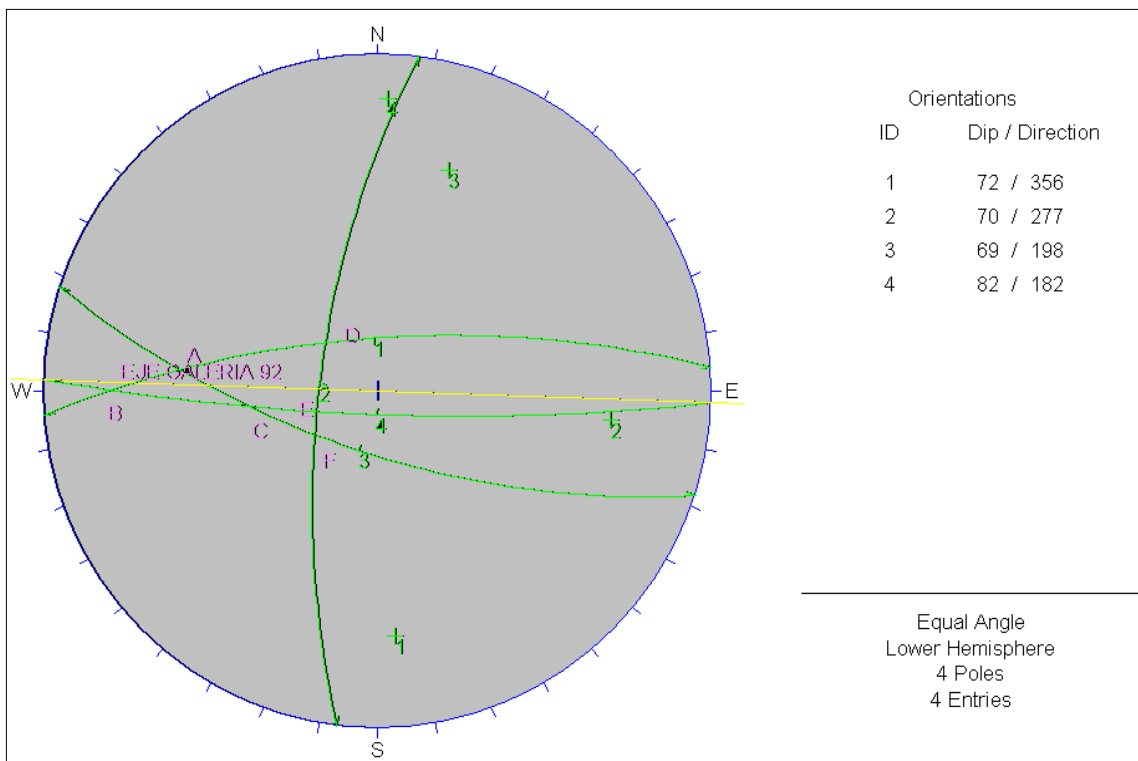
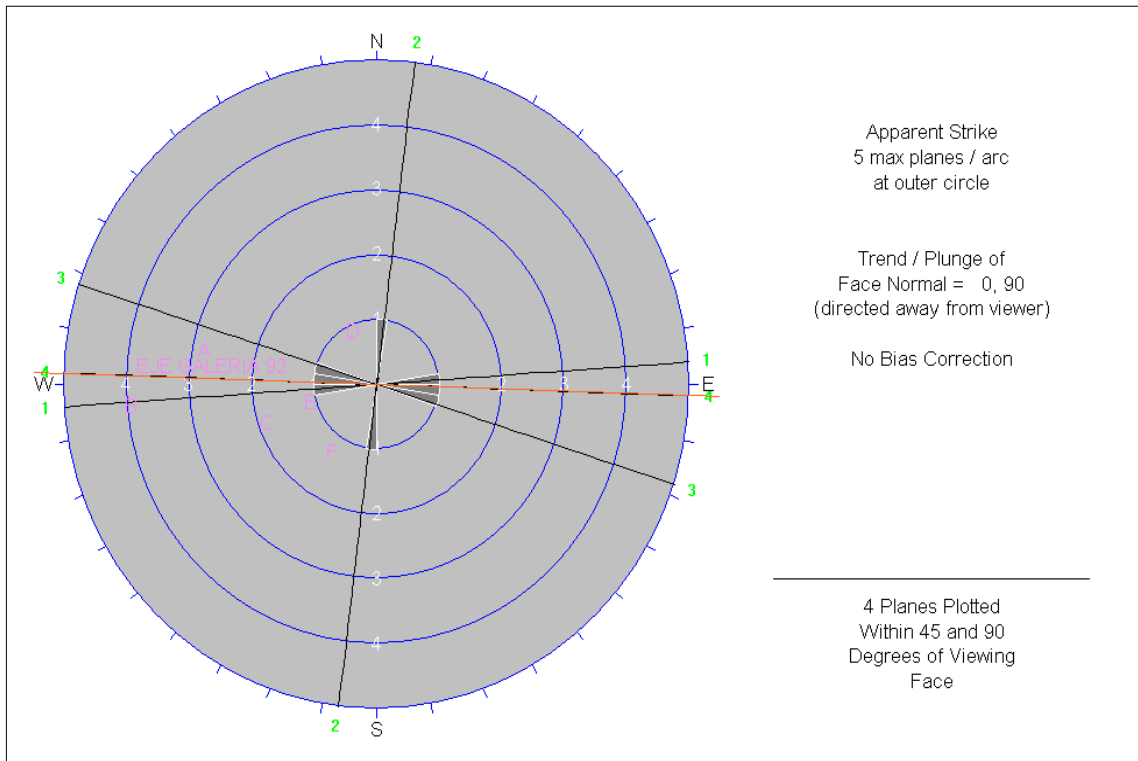
ANEXOS

Anexo 1. Diagrama de rosas BA2828NORTE



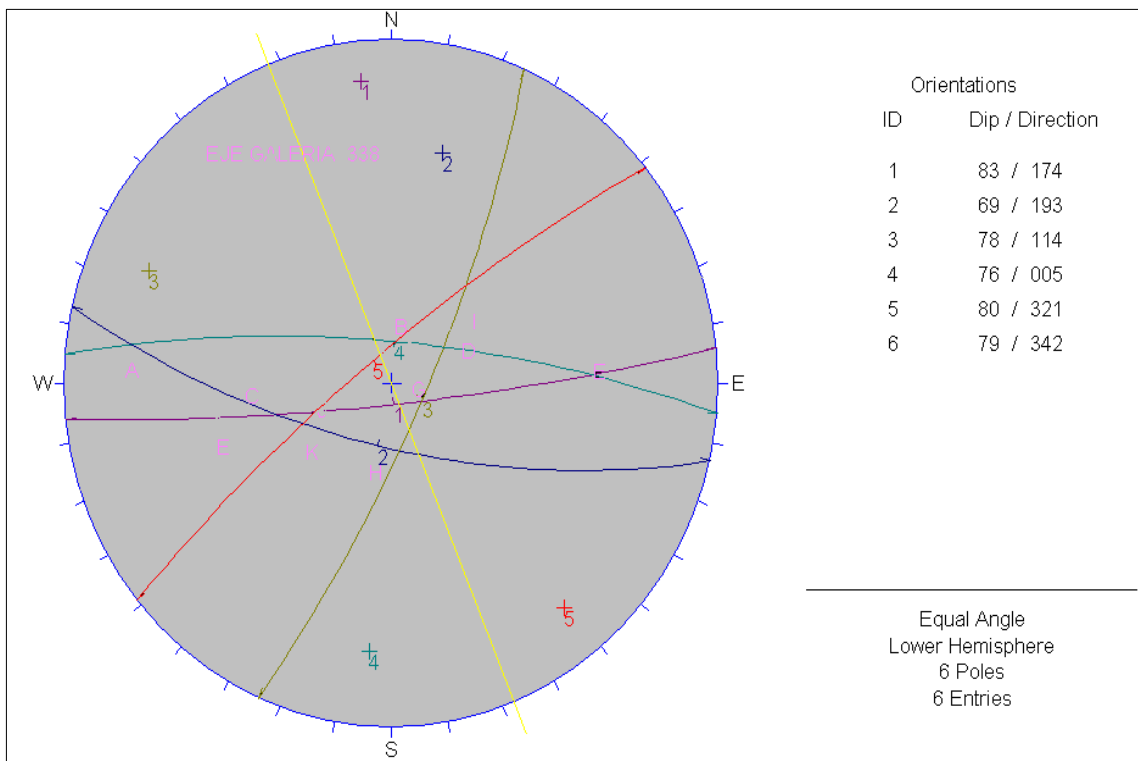
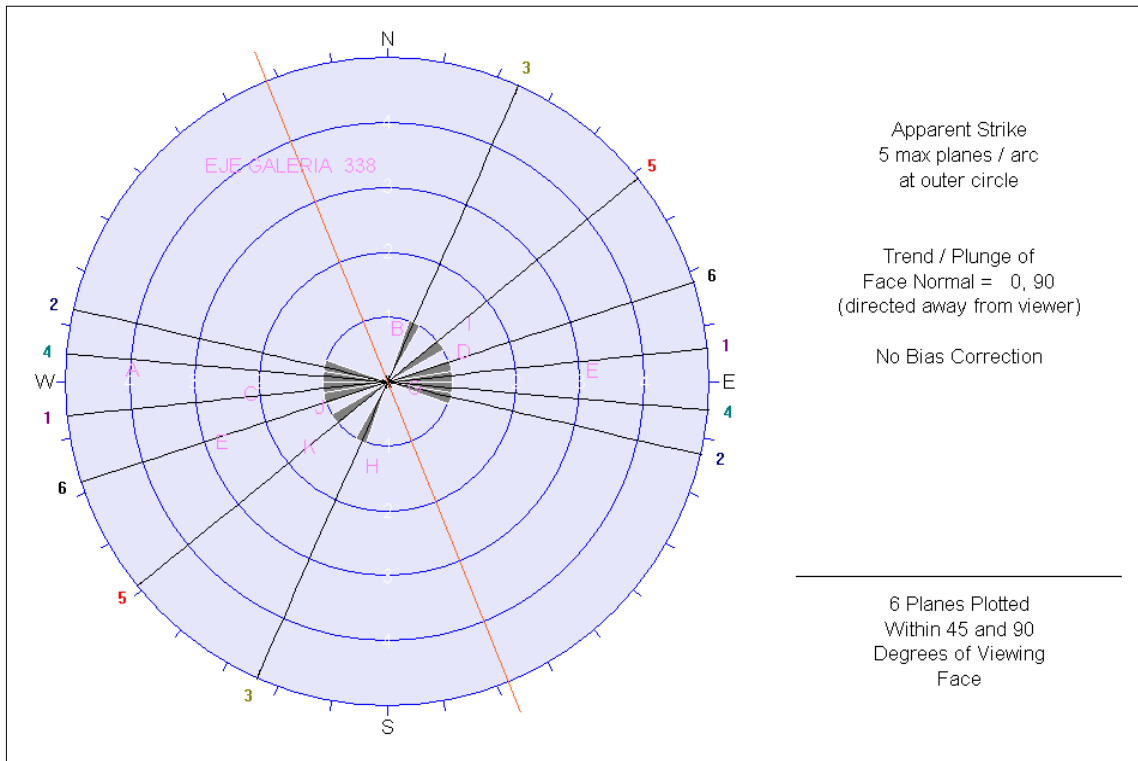
Fuente: Elaboración propia

Anexo 2. Diagrama de rosas BA2828NORTE



Fuente: Elaboración propia

Anexo 3. Diagrama de rosas BA2829NORTE



Orientations	
ID	Dip / Direction
1	83 / 174
2	69 / 193
3	78 / 114
4	76 / 005
5	80 / 321
6	79 / 342

Fuente: Elaboración propia

Anexo 4. Toma de datos clasificación geomecánica

Dip	Ddir	Sondaje	Set	Sondaje	Distancia	Tipo
27	246	1	1	SG-0380	18.307	Weak Vein
29	230	1	1	SG-0380	19.327	Weak Vein
34	198	1	1	SG-0380	20.007	Weak Vein
37	203	1	1	SG-0380	21.877	Weak Vein
24	232	1	1	SG-0380	22.207	Weak Vein
36	223	1	1	SG-0380	22.667	Weak Vein
29	223	1	1	SG-0380	24.027	Weak Vein
22	200	1	1	SG-0380	25.277	Weak Vein
42	222	1	1	SG-0380	27.217	Weak Vein
22	220	1	1	SG-0380	29.397	Weak Vein
30	234	1	1	SG-0380	33.107	Weak Vein
30	240	1	1	SG-0380	33.247	Weak Vein
38	207	1	1	SG-0380	33.747	Weak Vein
43	228	1	1	SG-0380	36.027	Weak Vein
30	247	1	1	SG-0380	36.557	Weak Vein
40	219	1	1	SG-0380	37.517	Weak Vein
30	233	1	1	SG-0380	39.057	Weak Vein
34	215	1	1	SG-0380	40.027	Weak Vein
38	239	1	1	SG-0380	41.807	Weak Vein
43	235	1	1	SG-0380	43.827	Weak Vein
36	240	1	1	SG-0380	44.107	Weak Vein
34	233	1	1	SG-0380	44.497	Weak Vein
40	202	1	1	SG-0380	45.197	Weak Vein
42	230	1	1	SG-0380	45.567	Weak Vein
46	220	1	1	SG-0380	48.507	Weak Vein
30	222	1	1	SG-0380	48.747	Weak Vein
36	202	1	1	SG-0380	49.207	Weak Vein
35	208	1	1	SG-0380	51.597	Weak Vein
29	225	1	1	SG-0380	52.517	Weak Vein
31	224	1	1	SG-0380	52.547	Weak Vein
36	235	1	1	SG-0380	55.147	Weak Vein
27	214	1	1	SG-0380	55.547	Weak Vein
35	232	1	1	SG-0380	58.447	Weak Vein
40	202	1	1	SG-0380	62.527	Weak Vein
40	234	1	1	SG-0380	64.257	Weak Vein
45	198	1	1	SG-0380	65.237	Weak Vein
50	205	1	1	SG-0380	66.527	Weak Vein
35	226	1	1	SG-0380	66.757	Weak Vein

34	225	1	1	SG-0380	66.877	Weak Vein
25	234	1	1	SG-0380	66.917	Weak Vein
50	202	1	1	SG-0380	67.817	Weak Vein
45	222	1	1	SG-0380	68.407	Weak Vein
38	222	1	1	SG-0380	70.067	Weak Vein
36	228	1	1	SG-0380	70.117	Weak Vein
43	222	1	1	SG-0380	71.427	Weak Vein
45	208	1	1	SG-0380	71.497	Weak Vein
28	231	1	1	SG-0380	72.467	Weak Vein
40	226	1	1	SG-0380	72.877	Weak Vein
40	194	1	1	SG-0380	73.317	Weak Vein
24	188	1	1	SG-0380	76.297	Weak Vein
32	242	1	1	SG-0380	77.307	Weak Vein
42	192	1	1	SG-0380	77.417	Weak Vein
35	238	1	1	SG-0380	79.457	Weak Vein
42	208	1	1	SG-0380	82.297	Weak Vein
38	218	1	1	SG-0380	83.687	Weak Vein
34	216	1	1	SG-0380	84.997	Weak Vein
35	228	1	1	SG-0380	85.337	Weak Vein
42	224	1	1	SG-0380	86.597	Weak Vein
9	268	1	2	SG-0380	20.947	Weak Vein
8	262	1	2	SG-0380	26.177	Weak Vein
8	275	1	2	SG-0380	35.047	Weak Vein
7	273	1	2	SG-0380	52.377	Weak Vein
7	272	1	2	SG-0380	52.997	Weak Vein
40	150	1	3	SG-0380	18.977	Weak Vein
50	136	1	3	SG-0380	19.677	Weak Vein
44	142	1	3	SG-0380	20.977	Weak Vein
42	160	1	3	SG-0380	21.837	Weak Vein
42	140	1	3	SG-0380	24.697	Weak Vein
42	130	1	3	SG-0380	24.897	Weak Vein
33	153	1	3	SG-0380	25.077	Weak Vein
40	138	1	3	SG-0380	25.577	Weak Vein
40	150	1	3	SG-0380	29.237	Weak Vein
43	143	1	3	SG-0380	29.667	Weak Vein
38	154	1	3	SG-0380	30.227	Weak Vein
48	152	1	3	SG-0380	30.847	Weak Vein
52	140	1	3	SG-0380	34.437	Weak Vein
48	145	1	3	SG-0380	34.597	Weak Vein
40	158	1	3	SG-0380	37.177	Weak Vein
35	150	1	3	SG-0380	38.047	Weak Vein
30	144	1	3	SG-0380	38.317	Weak Vein

47	153	1	3	SG-0380	40.477	Weak Vein
52	152	1	3	SG-0380	42.297	Weak Vein
55	145	1	3	SG-0380	44.477	Weak Vein
45	152	1	3	SG-0380	51.987	Weak Vein
50	134	1	3	SG-0380	53.927	Weak Vein
40	142	1	3	SG-0380	55.427	Weak Vein
45	156	1	3	SG-0380	56.287	Weak Vein
40	152	1	3	SG-0380	57.077	Weak Vein
48	132	1	3	SG-0380	59.277	Weak Vein
40	142	1	3	SG-0380	60.577	Weak Vein
42	132	1	3	SG-0380	69.057	Weak Vein
40	160	1	3	SG-0380	71.127	Weak Vein
38	160	1	3	SG-0380	71.977	Weak Vein
35	158	1	3	SG-0380	73.717	Weak Vein
35	156	1	3	SG-0380	73.817	Weak Vein
45	136	1	3	SG-0380	75.417	Weak Vein
45	138	1	3	SG-0380	79.407	Weak Vein
47	144	1	3	SG-0380	79.717	Weak Vein
48	132	1	3	SG-0380	82.647	Weak Vein
50	142	1	3	SG-0380	84.917	Weak Vein
65	160	1		SG-0380	18.047	Weak Vein
22	110	1		SG-0380	18.517	Weak Vein
25	108	1		SG-0380	18.557	Weak Vein
32	180	1		SG-0380	18.607	Weak Vein
44	122	1		SG-0380	18.777	Weak Vein
60	82	1		SG-0380	19.057	Weak Vein
44	112	1		SG-0380	19.127	Weak Vein
50	248	1		SG-0380	19.977	Weak Vein
78	210	1		SG-0380	20.227	Weak Vein
80	118	1		SG-0380	20.607	Weak Vein
37	128	1		SG-0380	20.627	Weak Vein
77	150	1		SG-0380	20.677	Weak Vein
55	96	1		SG-0380	20.847	Weak Vein
46	96	1		SG-0380	21.077	Weak Vein
54	210	1		SG-0380	21.247	Weak Vein
36	115	1		SG-0380	22.427	Weak Vein
63	287	1		SG-0380	22.827	Weak Vein
59	50	1		SG-0380	23.217	Weak Vein
35	273	1		SG-0380	23.457	Weak Vein
53	32	1		SG-0380	23.677	Weak Vein
45	250	1		SG-0380	24.327	Weak Vein
74	350	1		SG-0380	24.377	Weak Vein

70	96	1	SG-0380	24.977	Weak Vein
35	185	1	SG-0380	25.037	Weak Vein
20	140	1	SG-0380	25.427	Weak Vein
60	198	1	SG-0380	25.827	Weak Vein
74	120	1	SG-0380	26.107	Weak Vein
30	175	1	SG-0380	26.577	Weak Vein
53	33	1	SG-0380	26.777	Weak Vein
51	161	1	SG-0380	27.147	Weak Vein
64	36	1	SG-0380	27.297	Weak Vein
54	6	1	SG-0380	27.497	Weak Vein
50	180	1	SG-0380	27.877	Weak Vein
73	332	1	SG-0380	28.307	Weak Vein
60	193	1	SG-0380	28.577	Weak Vein
82	152	1	SG-0380	29.527	Weak Vein
24	254	1	SG-0380	29.807	Weak Vein
62	95	1	SG-0380	29.817	Weak Vein
49	167	1	SG-0380	29.957	Weak Vein
60	128	1	SG-0380	30.207	Weak Vein
65	18	1	SG-0380	30.317	Weak Vein
35	24	1	SG-0380	30.417	Weak Vein
80	240	1	SG-0380	30.707	Weak Vein
3	237	1	SG-0380	30.957	Weak Vein
68	26	1	SG-0380	31.257	Weak Vein
69	106	1	SG-0380	31.677	Weak Vein
69	46	1	SG-0380	31.877	Weak Vein
20	252	1	SG-0380	31.927	Weak Vein
32	64	1	SG-0380	32.427	Weak Vein
60	18	1	SG-0380	32.857	Weak Vein
88	280	1	SG-0380	33.377	Weak Vein
34	58	1	SG-0380	33.527	Weak Vein
63	5	1	SG-0380	34.277	Weak Vein
73	270	1	SG-0380	34.487	Weak Vein
65	204	1	SG-0380	34.927	Weak Vein
47	233	1	SG-0380	35.277	Weak Vein
62	180	1	SG-0380	35.677	Weak Vein
33	50	1	SG-0380	35.897	Weak Vein
54	68	1	SG-0380	36.927	Weak Vein
30	92	1	SG-0380	37.227	Weak Vein
19	260	1	SG-0380	37.457	Weak Vein
63	134	1	SG-0380	37.777	Weak Vein
40	120	1	SG-0380	37.897	Weak Vein
71	135	1	SG-0380	38.427	Weak Vein

29	102	1	SG-0380	39.377	Weak Vein
57	356	1	SG-0380	39.457	Weak Vein
40	310	1	SG-0380	40.007	Weak Vein
65	198	1	SG-0380	40.377	Weak Vein
35	43	1	SG-0380	40.477	Weak Vein
72	0	1	SG-0380	40.577	Weak Vein
56	140	1	SG-0380	40.627	Weak Vein
58	230	1	SG-0380	40.727	Weak Vein
70	88	1	SG-0380	40.757	Weak Vein
55	94	1	SG-0380	41.127	Weak Vein
61	162	1	SG-0380	41.577	Weak Vein
33	119	1	SG-0380	41.727	Weak Vein
18	250	1	SG-0380	42.407	Weak Vein
25	98	1	SG-0380	42.477	Weak Vein
20	118	1	SG-0380	42.677	Weak Vein
20	253	1	SG-0380	43.117	Weak Vein
45	82	1	SG-0380	43.367	Weak Vein
53	168	1	SG-0380	43.477	Weak Vein
60	68	1	SG-0380	43.587	Weak Vein
54	206	1	SG-0380	43.657	Weak Vein
74	30	1	SG-0380	43.737	Weak Vein
74	39	1	SG-0380	43.837	Weak Vein
62	63	1	SG-0380	43.867	Weak Vein
57	114	1	SG-0380	44.297	Weak Vein
64	210	1	SG-0380	44.527	Weak Vein
86	40	1	SG-0380	44.577	Weak Vein
63	142	1	SG-0380	45.727	Weak Vein
45	62	1	SG-0380	46.037	Weak Vein
54	28	1	SG-0380	46.407	Weak Vein
85	88	1	SG-0380	46.637	Weak Vein
66	52	1	SG-0380	47.217	Weak Vein
57	62	1	SG-0380	47.277	Weak Vein
32	36	1	SG-0380	47.387	Weak Vein
44	272	1	SG-0380	47.467	Weak Vein
60	32	1	SG-0380	48.077	Weak Vein
68	212	1	SG-0380	48.137	Weak Vein
54	272	1	SG-0380	49.227	Weak Vein
70	98	1	SG-0380	49.517	Weak Vein
68	48	1	SG-0380	49.807	Weak Vein
70	52	1	SG-0380	50.027	Weak Vein
25	112	1	SG-0380	50.157	Weak Vein
48	88	1	SG-0380	50.507	Weak Vein

61	152	1	SG-0380	50.577	Weak Vein
28	42	1	SG-0380	51.397	Weak Vein
58	202	1	SG-0380	52.157	Weak Vein
61	320	1	SG-0380	52.577	Weak Vein
68	84	1	SG-0380	52.727	Weak Vein
60	72	1	SG-0380	53.127	Weak Vein
51	309	1	SG-0380	54.367	Weak Vein
54	306	1	SG-0380	54.497	Weak Vein
34	118	1	SG-0380	54.567	Weak Vein
84	110	1	SG-0380	55.127	Weak Vein
52	160	1	SG-0380	55.877	Weak Vein
50	170	1	SG-0380	56.007	Weak Vein
38	72	1	SG-0380	56.797	Weak Vein
50	60	1	SG-0380	56.867	Weak Vein
75	90	1	SG-0380	56.937	Weak Vein
53	62	1	SG-0380	57.467	Weak Vein
55	75	1	SG-0380	58.247	Weak Vein
50	350	1	SG-0380	58.287	Weak Vein
38	58	1	SG-0380	58.417	Weak Vein
75	358	1	SG-0380	59.457	Weak Vein
80	32	1	SG-0380	59.817	Weak Vein
77	82	1	SG-0380	60.537	Weak Vein
43	165	1	SG-0380	60.587	Weak Vein
65	132	1	SG-0380	60.987	Weak Vein
20	82	1	SG-0380	61.567	Weak Vein
30	268	1	SG-0380	62.477	Weak Vein
65	28	1	SG-0380	62.837	Weak Vein
35	68	1	SG-0380	63.077	Weak Vein
40	24	1	SG-0380	63.227	Weak Vein
48	168	1	SG-0380	63.377	Weak Vein
58	48	1	SG-0380	63.577	Weak Vein
45	108	1	SG-0380	63.757	Weak Vein
43	164	1	SG-0380	63.797	Weak Vein
50	62	1	SG-0380	64.157	Weak Vein
62	194	1	SG-0380	64.887	Weak Vein
50	258	1	SG-0380	65.247	Weak Vein
60	36	1	SG-0380	65.387	Weak Vein
45	92	1	SG-0380	65.557	Weak Vein
42	98	1	SG-0380	65.827	Weak Vein
70	308	1	SG-0380	67.227	Weak Vein
65	82	1	SG-0380	67.957	Weak Vein
76	22	1	SG-0380	68.227	Weak Vein

25	98	1	SG-0380	68.667	Weak Vein
40	110	1	SG-0380	68.677	Weak Vein
55	228	1	SG-0380	68.827	Weak Vein
34	36	1	SG-0380	68.937	Weak Vein
70	22	1	SG-0380	69.027	Weak Vein
80	238	1	SG-0380	69.087	Weak Vein
68	288	1	SG-0380	69.377	Weak Vein
48	80	1	SG-0380	69.797	Weak Vein
79	82	1	SG-0380	70.127	Weak Vein
58	33	1	SG-0380	70.427	Weak Vein
66	33	1	SG-0380	70.587	Weak Vein
73	358	1	SG-0380	70.737	Weak Vein
77	36	1	SG-0380	70.847	Weak Vein
75	282	1	SG-0380	71.097	Weak Vein
72	156	1	SG-0380	71.157	Weak Vein
52	104	1	SG-0380	71.617	Weak Vein
32	0	1	SG-0380	72.057	Weak Vein
70	52	1	SG-0380	72.187	Weak Vein
52	32	1	SG-0380	72.587	Weak Vein
80	30	1	SG-0380	72.637	Weak Vein
34	62	1	SG-0380	72.827	Weak Vein
45	122	1	SG-0380	73.067	Weak Vein
62	38	1	SG-0380	73.517	Weak Vein
40	186	1	SG-0380	74.257	Weak Vein
72	67	1	SG-0380	74.587	Weak Vein
45	91	1	SG-0380	74.787	Weak Vein
72	138	1	SG-0380	74.907	Weak Vein
32	0	1	SG-0380	75.027	Weak Vein
80	258	1	SG-0380	75.337	Weak Vein
65	88	1	SG-0380	75.737	Weak Vein
45	18	1	SG-0380	77.827	Weak Vein
65	82	1	SG-0380	78.167	Weak Vein
52	278	1	SG-0380	78.287	Weak Vein
46	96	1	SG-0380	78.697	Weak Vein
48	99	1	SG-0380	78.717	Weak Vein
75	304	1	SG-0380	78.757	Weak Vein
66	102	1	SG-0380	79.047	Weak Vein
23	22	1	SG-0380	79.607	Weak Vein
28	22	1	SG-0380	80.067	Weak Vein
58	32	1	SG-0380	80.467	Weak Vein
62	34	1	SG-0380	80.797	Weak Vein
64	82	1	SG-0380	80.897	Weak Vein

56	24	1	SG-0380	81.167	Weak Vein
60	184	1	SG-0380	81.297	Weak Vein
52	122	1	SG-0380	82.037	Weak Vein
38	58	1	SG-0380	82.107	Weak Vein
54	182	1	SG-0380	82.277	Weak Vein
78	292	1	SG-0380	82.657	Weak Vein
55	68	1	SG-0380	82.977	Weak Vein
35	263	1	SG-0380	82.997	Weak Vein
23	270	1	SG-0380	83.257	Weak Vein
45	52	1	SG-0380	83.747	Weak Vein
53	111	1	SG-0380	83.957	Weak Vein
45	242	1	SG-0380	84.447	Weak Vein
46	23	1	SG-0380	85.557	Weak Vein
58	112	1	SG-0380	85.937	Weak Vein
40	58	2	2 SG-0374	17.774	Weak Vein
45	58	2	2 SG-0374	19.644	Weak Vein
25	38	2	2 SG-0374	20.194	Weak Vein
25	44	2	2 SG-0374	20.794	Weak Vein
28	52	2	2 SG-0374	21.434	Weak Vein
42	58	2	2 SG-0374	30.004	Weak Vein
44	62	2	2 SG-0374	34.594	Weak Vein
40	42	2	2 SG-0374	35.484	Weak Vein
30	40	2	2 SG-0374	36.414	Weak Vein
40	50	2	2 SG-0374	36.754	Weak Vein
44	60	2	2 SG-0374	43.774	Weak Vein
50	50	2	2 SG-0374	45.244	Weak Vein
30	38	2	2 SG-0374	48.164	Weak Vein
30	42	2	2 SG-0374	49.794	Weak Vein
28	38	2	2 SG-0374	50.844	Weak Vein
50	50	2	2 SG-0374	51.044	Weak Vein
40	38	2	2 SG-0374	54.164	Weak Vein
30	42	2	2 SG-0374	54.544	Weak Vein
38	42	2	2 SG-0374	57.704	Weak Vein
30	28	2	2 SG-0374	58.024	Weak Vein
30	42	2	2 SG-0374	62.034	Weak Vein
38	30	2	2 SG-0374	74.254	Weak Vein
30	32	2	2 SG-0374	78.824	Weak Vein
50	50	2	2 SG-0374	79.594	Weak Vein
35	58	2	2 SG-0374	80.994	Weak Vein
20	42	2	2 SG-0374	84.374	Weak Vein
40	48	2	2 SG-0374	85.604	Weak Vein
30	42	2	2 SG-0374	85.794	Weak Vein

30	30	2	2	SG-0374	91.034	Weak Vein
50	50	2	2	SG-0374	91.204	Weak Vein
40	40	2	2	SG-0374	92.004	Weak Vein
30	30	2	2	SG-0374	92.094	Weak Vein
43	43	2	2	SG-0374	92.284	Weak Vein
30	30	2	2	SG-0374	93.094	Weak Vein
30	318	2	3	SG-0374	37.054	Weak Vein
42	74	2		SG-0374	17.654	Weak Vein
22	212	2		SG-0374	18.574	Weak Vein
32	24	2		SG-0374	18.784	Weak Vein
35	4	2		SG-0374	19.004	Weak Vein
36	332	2		SG-0374	19.494	Weak Vein
40	352	2		SG-0374	20.544	Weak Vein
48	74	2		SG-0374	21.764	Weak Vein
50	28	2		SG-0374	22.364	Weak Vein
50	70	2		SG-0374	23.284	Weak Vein
35	78	2		SG-0374	23.474	Weak Vein
40	68	2		SG-0374	23.604	Weak Vein
50	70	2		SG-0374	24.254	Weak Vein
25	240	2		SG-0374	24.544	Weak Vein
30	62	2		SG-0374	25.254	Weak Vein
50	100	2		SG-0374	25.594	Weak Vein
40	210	2		SG-0374	25.804	Weak Vein
60	12	2		SG-0374	26.074	Weak Vein
60	40	2		SG-0374	26.244	Weak Vein
50	354	2		SG-0374	26.344	Weak Vein
28	228	2		SG-0374	27.174	Weak Vein
30	350	2		SG-0374	28.474	Weak Vein
40	284	2		SG-0374	28.904	Weak Vein
36	204	2		SG-0374	29.654	Weak Vein
44	248	2		SG-0374	29.744	Weak Vein
40	98	2		SG-0374	29.954	Weak Vein
80	130	2		SG-0374	30.404	Weak Vein
44	92	2		SG-0374	30.904	Weak Vein
28	92	2		SG-0374	31.084	Weak Vein
50	320	2		SG-0374	32.114	Weak Vein
30	10	2		SG-0374	32.854	Weak Vein
40	230	2		SG-0374	33.174	Weak Vein
50	74	2		SG-0374	33.734	Weak Vein
42	110	2		SG-0374	34.194	Weak Vein
40	28	2		SG-0374	34.704	Weak Vein
38	0	2		SG-0374	34.824	Weak Vein

35	274	2	SG-0374	35.394	Weak Vein
56	258	2	SG-0374	36.564	Weak Vein
40	210	2	SG-0374	36.734	Weak Vein
48	340	2	SG-0374	36.954	Weak Vein
36	230	2	SG-0374	37.364	Weak Vein
34	220	2	SG-0374	37.804	Weak Vein
30	194	2	SG-0374	38.574	Weak Vein
40	80	2	SG-0374	38.754	Weak Vein
50	240	2	SG-0374	38.854	Weak Vein
60	258	2	SG-0374	39.384	Weak Vein
40	220	2	SG-0374	39.484	Weak Vein
20	0	2	SG-0374	39.674	Weak Vein
30	128	2	SG-0374	39.774	Weak Vein
35	260	2	SG-0374	39.934	Weak Vein
30	62	2	SG-0374	41.274	Weak Vein
25	112	2	SG-0374	41.524	Weak Vein
60	82	2	SG-0374	41.874	Weak Vein
58	232	2	SG-0374	42.174	Weak Vein
30	224	2	SG-0374	42.424	Weak Vein
60	22	2	SG-0374	42.574	Weak Vein
44	80	2	SG-0374	42.654	Weak Vein
50	110	2	SG-0374	42.804	Weak Vein
40	0	2	SG-0374	43.534	Weak Vein
42	82	2	SG-0374	43.594	Weak Vein
72	192	2	SG-0374	44.104	Weak Vein
30	172	2	SG-0374	44.674	Weak Vein
55	26	2	SG-0374	45.324	Weak Vein
38	82	2	SG-0374	45.794	Weak Vein
46	220	2	SG-0374	46.394	Weak Vein
44	80	2	SG-0374	47.184	Weak Vein
35	250	2	SG-0374	47.484	Weak Vein
30	230	2	SG-0374	47.684	Weak Vein
50	252	2	SG-0374	48.134	Weak Vein
50	350	2	SG-0374	48.904	Weak Vein
40	90	2	SG-0374	49.974	Weak Vein
40	78	2	SG-0374	51.154	Weak Vein
38	92	2	SG-0374	51.554	Weak Vein
44	128	2	SG-0374	51.904	Weak Vein
30	108	2	SG-0374	52.394	Weak Vein
40	82	2	SG-0374	52.624	Weak Vein
50	62	2	SG-0374	53.494	Weak Vein
40	340	2	SG-0374	53.554	Weak Vein

38	72	2	SG-0374	54.634	Weak Vein
32	70	2	SG-0374	54.754	Weak Vein
40	92	2	SG-0374	54.964	Weak Vein
20	112	2	SG-0374	55.214	Weak Vein
40	80	2	SG-0374	56.074	Weak Vein
50	78	2	SG-0374	56.984	Weak Vein
46	100	2	SG-0374	57.784	Weak Vein
48	0	2	SG-0374	57.864	Weak Vein
40	340	2	SG-0374	57.994	Weak Vein
50	150	2	SG-0374	58.394	Weak Vein
66	88	2	SG-0374	58.574	Weak Vein
46	270	2	SG-0374	59.704	Weak Vein
50	282	2	SG-0374	59.784	Weak Vein
50	12	2	SG-0374	60.074	Weak Vein
58	320	2	SG-0374	60.674	Weak Vein
40	84	2	SG-0374	62.074	Weak Vein
50	130	2	SG-0374	62.204	Weak Vein
20	350	2	SG-0374	62.554	Weak Vein
50	60	2	SG-0374	62.944	Weak Vein
60	74	2	SG-0374	63.164	Weak Vein
50	62	2	SG-0374	63.364	Weak Vein
50	0	2	SG-0374	63.724	Weak Vein
30	182	2	SG-0374	64.274	Weak Vein
52	162	2	SG-0374	64.584	Weak Vein
65	38	2	SG-0374	64.874	Weak Vein
18	110	2	SG-0374	65.264	Weak Vein
50	140	2	SG-0374	65.384	Weak Vein
45	0	2	SG-0374	65.674	Weak Vein
50	10	2	SG-0374	65.824	Weak Vein
48	12	2	SG-0374	66.424	Weak Vein
30	94	2	SG-0374	66.994	Weak Vein
42	4	2	SG-0374	67.964	Weak Vein
28	228	2	SG-0374	68.034	Weak Vein
40	102	2	SG-0374	68.324	Weak Vein
52	250	2	SG-0374	68.624	Weak Vein
42	330	2	SG-0374	69.154	Weak Vein
40	92	2	SG-0374	69.454	Weak Vein
42	246	2	SG-0374	70.054	Weak Vein
62	130	2	SG-0374	70.584	Weak Vein
50	80	2	SG-0374	70.744	Weak Vein
50	64	2	SG-0374	71.004	Weak Vein
70	8	2	SG-0374	72.524	Weak Vein

50	230	2	SG-0374	72.774	Weak Vein
40	132	2	SG-0374	73.364	Weak Vein
42	94	2	SG-0374	73.744	Weak Vein
40	150	2	SG-0374	73.904	Weak Vein
40	80	2	SG-0374	74.134	Weak Vein
70	354	2	SG-0374	74.764	Weak Vein
30	266	2	SG-0374	75.634	Weak Vein
60	54	2	SG-0374	75.894	Weak Vein
35	22	2	SG-0374	76.074	Weak Vein
70	20	2	SG-0374	76.094	Weak Vein
35	210	2	SG-0374	76.134	Weak Vein
30	212	2	SG-0374	76.204	Weak Vein
55	92	2	SG-0374	76.284	Weak Vein
58	70	2	SG-0374	76.464	Weak Vein
50	70	2	SG-0374	76.594	Weak Vein
30	222	2	SG-0374	76.994	Weak Vein
40	10	2	SG-0374	77.084	Weak Vein
20	182	2	SG-0374	77.374	Weak Vein
35	64	2	SG-0374	78.094	Weak Vein
50	100	2	SG-0374	78.994	Weak Vein
40	10	2	SG-0374	79.664	Weak Vein
50	240	2	SG-0374	80.074	Weak Vein
40	100	2	SG-0374	80.084	Weak Vein
58	10	2	SG-0374	80.094	Weak Vein
50	20	2	SG-0374	81.494	Weak Vein
52	92	2	SG-0374	81.574	Weak Vein
40	220	2	SG-0374	82.154	Weak Vein
54	260	2	SG-0374	82.494	Weak Vein
50	80	2	SG-0374	82.554	Weak Vein
40	100	2	SG-0374	82.724	Weak Vein
30	90	2	SG-0374	83.434	Weak Vein
40	350	2	SG-0374	83.964	Weak Vein
60	30	2	SG-0374	85.454	Weak Vein
46	12	2	SG-0374	85.484	Weak Vein
72	60	2	SG-0374	86.204	Weak Vein
52	258	2	SG-0374	86.544	Weak Vein
46	172	2	SG-0374	86.664	Weak Vein
58	314	2	SG-0374	86.684	Weak Vein
55	310	2	SG-0374	87.504	Weak Vein
42	112	2	SG-0374	87.624	Weak Vein
43	82	2	SG-0374	87.724	Weak Vein
40	232	2	SG-0374	87.954	Weak Vein

32	92	2		SG-0374	88.094	Weak Vein
30	94	2		SG-0374	88.474	Weak Vein
40	88	2		SG-0374	88.754	Weak Vein
50	64	2		SG-0374	88.924	Weak Vein
50	16	2		SG-0374	88.934	Weak Vein
36	62	2		SG-0374	88.944	Weak Vein
35	202	2		SG-0374	88.974	Weak Vein
20	292	2		SG-0374	89.044	Weak Vein
32	254	2		SG-0374	89.774	Weak Vein
48	120	2		SG-0374	90.294	Weak Vein
50	92	2		SG-0374	90.804	Weak Vein
45	264	2		SG-0374	91.104	Weak Vein
38	323	3	1	SG-0359	11.129	Weak Vein
44	342	3	1	SG-0359	11.289	Weak Vein
48	330	3	1	SG-0359	11.579	Weak Vein
40	330	3	1	SG-0359	13.529	Weak Vein
40	350	3	1	SG-0359	16.239	Weak Vein
31	7	3	1	SG-0359	16.629	Weak Vein
43	343	3	1	SG-0359	16.839	Weak Vein
51	37	3	1	SG-0359	17.129	Weak Vein
40	333	3	1	SG-0359	18.339	Weak Vein
56	24	3	1	SG-0359	18.759	Weak Vein
50	22	3	1	SG-0359	19.579	Weak Vein
34	349	3	1	SG-0359	20.059	Weak Vein
45	350	3	1	SG-0359	23.759	Weak Vein
40	19	3	1	SG-0359	23.889	Weak Vein
50	0	3	1	SG-0359	24.799	Weak Vein
42	341	3	1	SG-0359	25.159	Weak Vein
41	350	3	1	SG-0359	25.449	Weak Vein
40	345	3	1	SG-0359	26.839	Weak Vein
37	346	3	1	SG-0359	28.449	Weak Vein
42	19	3	1	SG-0359	29.249	Weak Vein
40	357	3	1	SG-0359	29.269	Weak Vein
34	16	3	1	SG-0359	29.759	Weak Vein
35	346	3	1	SG-0359	30.089	Weak Vein
43	17	3	1	SG-0359	30.889	Weak Vein
42	12	3	1	SG-0359	32.839	Weak Vein
38	355	3	1	SG-0359	33.159	Weak Vein
43	324	3	1	SG-0359	34.489	Weak Vein
39	348	3	1	SG-0359	35.109	Weak Vein
47	20	3	1	SG-0359	35.579	Weak Vein
53	31	3	1	SG-0359	36.199	Weak Vein

28	352	3	1	SG-0359	36.729	Weak Vein
43	333	3	1	SG-0359	37.529	Weak Vein
44	17	3	1	SG-0359	37.799	Weak Vein
47	21	3	1	SG-0359	38.209	Weak Vein
47	359	3	1	SG-0359	38.369	Weak Vein
27	338	3	1	SG-0359	38.679	Weak Vein
47	343	3	1	SG-0359	39.279	Weak Vein
44	340	3	1	SG-0359	39.329	Weak Vein
51	338	3	1	SG-0359	39.349	Weak Vein
50	6	3	1	SG-0359	40.869	Weak Vein
44	26	3	1	SG-0359	41.629	Weak Vein
33	21	3	1	SG-0359	42.149	Weak Vein
53	27	3	1	SG-0359	43.669	Weak Vein
50	17	3	1	SG-0359	44.579	Weak Vein
36	15	3	1	SG-0359	44.779	Weak Vein
33	11	3	1	SG-0359	47.609	Weak Vein
50	319	3	1	SG-0359	48.249	Weak Vein
35	333	3	1	SG-0359	49.159	Weak Vein
37	25	3	1	SG-0359	50.909	Weak Vein
34	346	3	1	SG-0359	51.509	Weak Vein
36	1	3	1	SG-0359	52.529	Weak Vein
36	329	3	1	SG-0359	52.599	Weak Vein
47	18	3	1	SG-0359	53.129	Weak Vein
36	350	3	1	SG-0359	53.679	Weak Vein
36	340	3	1	SG-0359	54.209	Weak Vein
28	11	3	1	SG-0359	54.579	Weak Vein
53	23	3	1	SG-0359	55.969	Weak Vein
48	30	3	1	SG-0359	57.039	Weak Vein
49	17	3	1	SG-0359	57.199	Weak Vein
43	353	3	1	SG-0359	57.519	Weak Vein
32	340	3	1	SG-0359	57.839	Weak Vein
51	343	3	1	SG-0359	57.899	Weak Vein
50	350	3	1	SG-0359	60.749	Weak Vein
38	348	3	1	SG-0359	60.929	Weak Vein
42	329	3	1	SG-0359	62.319	Weak Vein
42	322	3	1	SG-0359	64.639	Weak Vein
43	320	3	1	SG-0359	64.989	Weak Vein
50	341	3	1	SG-0359	65.679	Weak Vein
46	346	3	1	SG-0359	65.689	Weak Vein
30	22	3	1	SG-0359	66.459	Weak Vein
44	339	3	1	SG-0359	66.839	Weak Vein
45	334	3	1	SG-0359	67.789	Weak Vein

55	354	3	1	SG-0359	67.839	Weak Vein
40	339	3	1	SG-0359	68.039	Weak Vein
37	354	3	1	SG-0359	68.139	Weak Vein
43	351	3	1	SG-0359	69.999	Weak Vein
52	347	3	1	SG-0359	70.349	Weak Vein
37	4	3	1	SG-0359	71.019	Weak Vein
37	3	3	1	SG-0359	71.189	Weak Vein
42	20	3	1	SG-0359	71.709	Weak Vein
45	23	3	1	SG-0359	72.369	Weak Vein
22	332	3	1	SG-0359	73.489	Weak Vein
50	339	3	1	SG-0359	74.039	Weak Vein
40	9	3	1	SG-0359	74.539	Weak Vein
46	357	3	1	SG-0359	76.099	Weak Vein
50	23	3	1	SG-0359	77.619	Weak Vein
52	335	3	1	SG-0359	77.889	Weak Vein
34	334	3	1	SG-0359	78.039	Weak Vein
39	16	3	1	SG-0359	79.609	Weak Vein
30	2	3	1	SG-0359	82.249	Weak Vein
36	341	3	1	SG-0359	82.759	Weak Vein
38	359	3	1	SG-0359	85.149	Weak Vein
25	335	3	1	SG-0359	85.169	Weak Vein
38	335	3	1	SG-0359	85.289	Weak Vein
40	21	3	1	SG-0359	85.989	Weak Vein
27	302	3	2	SG-0359	13.999	Weak Vein
19	312	3	2	SG-0359	25.729	Weak Vein
20	309	3	2	SG-0359	47.189	Weak Vein
16	291	3	2	SG-0359	60.259	Weak Vein
29	302	3	2	SG-0359	66.959	Weak Vein
17	60	3	3	SG-0359	49.589	Weak Vein
18	67	3	3	SG-0359	56.209	Weak Vein
14	64	3	3	SG-0359	61.419	Weak Vein
34	319	3		SG-0359	11.699	Weak Vein
50	193	3		SG-0359	12.159	Weak Vein
50	150	3		SG-0359	13.429	Weak Vein
40	213	3		SG-0359	14.319	Weak Vein
55	274	3		SG-0359	14.699	Weak Vein
40	104	3		SG-0359	14.999	Weak Vein
60	268	3		SG-0359	15.289	Weak Vein
52	208	3		SG-0359	15.449	Weak Vein
38	313	3		SG-0359	15.559	Weak Vein
70	224	3		SG-0359	15.599	Weak Vein
59	265	3		SG-0359	16.129	Weak Vein

32	81	3	SG-0359	18.359	Weak Vein
69	312	3	SG-0359	19.209	Weak Vein
20	16	3	SG-0359	19.789	Weak Vein
23	204	3	SG-0359	20.679	Weak Vein
31	220	3	SG-0359	21.329	Weak Vein
28	250	3	SG-0359	21.729	Weak Vein
30	93	3	SG-0359	22.009	Weak Vein
28	93	3	SG-0359	22.249	Weak Vein
33	188	3	SG-0359	22.439	Weak Vein
37	46	3	SG-0359	23.709	Weak Vein
40	180	3	SG-0359	23.939	Weak Vein
28	268	3	SG-0359	24.529	Weak Vein
32	207	3	SG-0359	24.689	Weak Vein
37	220	3	SG-0359	25.889	Weak Vein
68	210	3	SG-0359	25.979	Weak Vein
63	268	3	SG-0359	27.049	Weak Vein
20	12	3	SG-0359	27.809	Weak Vein
70	277	3	SG-0359	27.999	Weak Vein
46	315	3	SG-0359	29.029	Weak Vein
45	232	3	SG-0359	30.239	Weak Vein
49	249	3	SG-0359	30.659	Weak Vein
55	276	3	SG-0359	31.309	Weak Vein
33	181	3	SG-0359	31.709	Weak Vein
20	231	3	SG-0359	31.839	Weak Vein
76	219	3	SG-0359	32.299	Weak Vein
67	342	3	SG-0359	33.029	Weak Vein
49	269	3	SG-0359	34.519	Weak Vein
41	35	3	SG-0359	36.579	Weak Vein
59	10	3	SG-0359	36.639	Weak Vein
30	220	3	SG-0359	36.649	Weak Vein
33	253	3	SG-0359	37.269	Weak Vein
77	280	3	SG-0359	37.739	Weak Vein
47	234	3	SG-0359	37.819	Weak Vein
88	314	3	SG-0359	38.749	Weak Vein
22	261	3	SG-0359	39.909	Weak Vein
27	211	3	SG-0359	40.549	Weak Vein
56	245	3	SG-0359	41.209	Weak Vein
15	92	3	SG-0359	41.349	Weak Vein
58	187	3	SG-0359	41.699	Weak Vein
36	86	3	SG-0359	42.749	Weak Vein
74	89	3	SG-0359	42.989	Weak Vein
37	275	3	SG-0359	43.039	Weak Vein

17	280	3	SG-0359	43.589	Weak Vein
40	220	3	SG-0359	43.719	Weak Vein
42	241	3	SG-0359	44.009	Weak Vein
60	349	3	SG-0359	45.139	Weak Vein
36	229	3	SG-0359	46.009	Weak Vein
24	273	3	SG-0359	46.449	Weak Vein
45	219	3	SG-0359	46.689	Weak Vein
50	297	3	SG-0359	46.849	Weak Vein
72	290	3	SG-0359	47.519	Weak Vein
23	223	3	SG-0359	48.209	Weak Vein
59	71	3	SG-0359	48.589	Weak Vein
34	79	3	SG-0359	50.499	Weak Vein
66	220	3	SG-0359	50.839	Weak Vein
71	279	3	SG-0359	51.779	Weak Vein
65	299	3	SG-0359	52.109	Weak Vein
23	244	3	SG-0359	52.719	Weak Vein
25	222	3	SG-0359	53.019	Weak Vein
31	202	3	SG-0359	53.929	Weak Vein
21	337	3	SG-0359	54.629	Weak Vein
24	274	3	SG-0359	54.929	Weak Vein
64	325	3	SG-0359	57.999	Weak Vein
51	207	3	SG-0359	59.029	Weak Vein
53	312	3	SG-0359	59.219	Weak Vein
24	5	3	SG-0359	60.109	Weak Vein
66	233	3	SG-0359	60.429	Weak Vein
88	238	3	SG-0359	60.619	Weak Vein
35	79	3	SG-0359	61.219	Weak Vein
36	32	3	SG-0359	62.789	Weak Vein
79	291	3	SG-0359	63.149	Weak Vein
23	23	3	SG-0359	63.439	Weak Vein
31	52	3	SG-0359	63.459	Weak Vein
62	253	3	SG-0359	63.709	Weak Vein
39	303	3	SG-0359	63.759	Weak Vein
43	233	3	SG-0359	64.009	Weak Vein
63	286	3	SG-0359	64.099	Weak Vein
69	278	3	SG-0359	64.349	Weak Vein
14	325	3	SG-0359	64.999	Weak Vein
47	272	3	SG-0359	65.229	Weak Vein
23	30	3	SG-0359	65.559	Weak Vein
68	287	3	SG-0359	65.969	Weak Vein
40	232	3	SG-0359	65.999	Weak Vein
49	267	3	SG-0359	66.349	Weak Vein

57	337	3	SG-0359	67.809	Weak Vein
65	205	3	SG-0359	68.029	Weak Vein
29	99	3	SG-0359	68.319	Weak Vein
59	338	3	SG-0359	68.809	Weak Vein
30	217	3	SG-0359	69.359	Weak Vein
23	355	3	SG-0359	70.029	Weak Vein
21	337	3	SG-0359	70.709	Weak Vein
42	191	3	SG-0359	72.219	Weak Vein
24	101	3	SG-0359	73.239	Weak Vein
43	223	3	SG-0359	73.319	Weak Vein
33	101	3	SG-0359	74.979	Weak Vein
27	32	3	SG-0359	75.039	Weak Vein
34	176	3	SG-0359	75.059	Weak Vein
57	254	3	SG-0359	76.059	Weak Vein
23	107	3	SG-0359	76.599	Weak Vein
36	130	3	SG-0359	77.309	Weak Vein
35	220	3	SG-0359	77.939	Weak Vein
43	203	3	SG-0359	78.679	Weak Vein
78	321	3	SG-0359	78.709	Weak Vein
27	106	3	SG-0359	78.749	Weak Vein
23	327	3	SG-0359	79.429	Weak Vein
67	229	3	SG-0359	79.589	Weak Vein
29	172	3	SG-0359	80.709	Weak Vein
21	17	3	SG-0359	81.189	Weak Vein
74	349	3	SG-0359	81.269	Weak Vein
28	316	3	SG-0359	81.729	Weak Vein
48	214	3	SG-0359	81.949	Weak Vein
50	222	3	SG-0359	82.489	Weak Vein
80	13	3	SG-0359	84.269	Weak Vein
20	332	3	SG-0359	84.459	Weak Vein
74	35	3	SG-0359	84.589	Weak Vein
41	203	3	SG-0359	84.929	Weak Vein
60	320	3	SG-0359	85.199	Weak Vein
62	219	3	SG-0359	85.589	Weak Vein
50	209	3	SG-0359	86.339	Weak Vein

Fuente: Elaboración Propia