
**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL
CUSCO**

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALURGIA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“ANÁLISIS GEOMECANICO PARA SELECCIONAR EL TIPO DE
SOSTENIMIENTO EN LA MINA APMINAC PULPERA CAYLLOMA -
AREQUIPA”**

PRESENTADO POR:

BACH. GUILLERMO DIEGO ARANA ALVITES

ASESOR: MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO-PERÚ

2019

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mi profesor, hermano, abuelos, tíos y a mis padres quienes siempre me ayudaron en esta etapa tan importante de mi vida dándome todo su apoyo y comprensión.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios en primer lugar y luego a mis compañeros de trabajo amigos como a mi asesor y sobre todo a la empresa APMINAC Pulpera por el apoyo brindado en todo este tiempo.

INTRODUCCIÓN

La minera Apmnac La Pulpera es una minera que desarrolla actividades en pequeña minería con fines de expansión a mediano plazo, para lo cual necesita que se realicen estudios que son propios de la Ingeniería de minas, uno de estudios es la evaluación geomecánica de la mina, que anteriormente no se ha realizado, por lo tanto no tenemos estudios relevantes que nos ayuden en la toma de decisiones, en especial al momento de determinar el sostenimiento apropiado.

La presente investigación es una evaluación geomecánica de la zona Celia de la empresa minera Apmnac La Pulpera, con el objetivo de determinar el sostenimiento más apropiado, los estudios que se realizaron fueron variados pero fueron realizados basándonos en las condiciones geológicas y el comportamiento geomecánico de la roca propia de la mina, el trabajo se ha dividido en 5 partes para su mejor entendimiento:

La primera parte es un estudio del aspecto metodológico del estudio donde se plantea el problema y se diseña la metodología para dar solución a la problemática planteada.

La segunda parte es una descripción de los aspectos más relevantes de la mina donde más resaltamos el aspecto geológico que es de suma importancia para nuestra evaluación.

La tercera parte es la revisión de los diferentes conceptos y planteamiento propuestos para hacer la evaluación geomecánica.

La cuarta parte es la evaluación geomecánica en sí, en donde realizamos un estudio profundo de los diferentes aspectos que determinan el comportamiento de la roca, así mismo seguimos diferentes clasificaciones y métodos propuestos con el objeto de determinar la opción más óptima para la mina.

En la última parte proponemos una tentativa de solución para el sostenimiento basado en la geomecánica de la mina. El trabajo termina con las conclusiones y recomendaciones.

Es de mucho interés que la empresa pueda utilizar este estudio para ser complemento en sus labores diarias y así poder realizar las operaciones de manera más correcta y acertada. Los resultados obtenidos en este estudio son de mucho interés en la mina, porque se va a realizar un plan de profundización y avance para aumentar la producción.

RESUMEN

El sostenimiento que se ha elegido es el de cuadros de madera, porque según las diferentes clasificaciones geomecánicas que se han estudiado se ha obtenido valores de RMR entre 38 y 63 en rocas sin mineralización, en cambio en zonas mineralizadas el RMR es menor a 23 por lo cual el sostenimiento es inmediato así como se ha determinado en la evaluación de labores auto soportadas, por otra parte el análisis de esfuerzos en la roca circundante es mínimo siendo menor de 5 MPa con lo cual no existe la posibilidad de deformación ni casos de rotura porque la roca en la pruebas físico mecánicas que se han realizado ha arrojado resultado entre 40 y 60 MPa, en las zonas mineralizadas es donde se tiene presencia de roca alterada y de mala calidad así como indican los resultados del GSI en donde se encontró roca MF/M, el sostenimiento con madera es la mejor opción en sus diferentes formas tales como cuadros de madera puntales de avance, es posible la aplicación de split set, pero la minera prefiere la compra de madera a las comunidades aledañas como parte de un contrato que tienen, el sostenimiento con cerchas no es posible por el elevado costo de sostenimiento que implica, el sostenimiento con shotcrete vía seca con el equipo aliva puede ser posible pero las dimensiones de la sección dificultaría su empleo, los estudios de estabilidad demostraron que las labores son estables, las convergencias no llegan a 20mm y no son de riesgos para las labores, las deformaciones no son significativas, tampoco se ve la presencia de fracturamiento significativo en la roca por lo que la presencia de cuñas y bloques no es posible o en el caso de que existieran no son representativas y no comprometen la estabilidad ni la seguridad en la mina Apmnac Pulpera.

Palabras Cable: Sostenimiento, madera y geomecánica.

ABSTRACT

The support that has been chosen is that of wooden frames, because according to the different geomechanical classifications that have been studied, RMR values have been obtained between 38 and 63 in rocks without mineralization, whereas in mineralized zones the RMR is less than 23 which the support is immediate as it has been determined in the evaluation of self-supported work, on the other hand the stress analysis in the surrounding rock is minimal being less than 5 MPa, so there is no possibility of deformation or breakage cases because the rock in the physical and mechanical tests that have been carried out has yielded results between 40 and 60 MPa, in the mineralized zones is where there is presence of altered and poor quality rock, as indicated by the GSI results where rock was found MF / M, the support with wood is the best option in its different forms such as wooden frames forward struts, the application of split set is possible, but the miner prefers the purchase of wood to the surrounding communities as part of a contract they have, the support with trusses is not possible due to the high cost of support that implies, the support with shotcrete dry way with the aliva equipment may be possible but the dimensions of the section would hinder its use, the stability studies showed that the work is stable, the convergences do not reach 20mm and there are no risks for the work, the deformations they are not significant, nor is the presence of significant fracturing in the rock, so the presence of wedges and blocks is not possible or in the case of e that they existed are not representative and do not compromise stability or security in the Apmnac Pulpera mine.

Keywords: Support, wood and geomechanical

**“ANÁLISIS GEOMECANICO PARA SELECCIONAR EL TIPO DE
SOSTENIMIENTO EN LA MINA APMINAC PULPERA CAYLLOMA -
AREQUIPA”**

CONTENIDO

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTOS.....	II
INTRODUCCIÓN.....	III
RESUMEN.....	V
ABSTRACT	VI
INDICE DE GRAFICOS	XII
INDICE DE CUADROS	XII

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACION

1.1.- Problema de investigación	1
1.2.-Formulacion del problema	1
1.2.1.- Problema Principal	2
1.2.2.- Problemas específicos	2
1.3.- Objetivos	2
1.3.1.- Objetivo General	2
1.3.2.- Objetivos específicos.....	2
1.4.- Justificación del estudio	3
1.5.- Alcances	3
1.6.- Hipótesis.....	3
1.6.1.- Hipótesis General	3
1.6.2.- Hipótesis Específicas.....	3

1.7.- Variables e indicadores	3
1.8.- Metodología de la investigación	4
1.8.1.- Tipo de investigación	4
1.8.2.- Técnicas de recolección de datos	4
1.8.3.- Procesamiento de datos	5
1.8.4.- Técnicas de análisis de datos	5
1.8.5.- Población y muestra	5
1.9.- Matriz de consistencia.....	6

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

2.1.- Ubicación Geográfica.....	7
2.2.- Accesibilidad.....	9
2.3.- Relieve de la Mina	9
2.4.- Hidrología de la Mina	10
2.5. Geología de la Mina	10
2.5.1.- Geología Regional	10
2.5.2.- Geología Local	11
2.5.3.- Geología Estructural	13
2.5.4.- Geología Económica	15
2.5.4.1.- Mineralogía.....	15
2.5.4.2.- Reserva Mineral	15
2.5.4.3.- Vida probable Mina	17
2.6.- Operaciones de Minado.....	17
2.6.1.- Capacidad de Producción	17
2.6.2.- Método de Explotación.....	18

2.6.2.1.-Metodo de corte y relleno ascendente (Diseño y descripción)	18
2.6.3.- Ciclo de Minado	19
2.6.3.1.- Equipos de perforación	19
2.6.3.2.- Voladura y explosivos	20
2.6.3.3.- Limpieza y equipos de acarreo	22
2.6.4.- Costo de explotación	22

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1.- Antecedentes de la investigación	24
3.1.1.- Antecedentes Internacionales	24
3.1.1.1.- Primer Antecedente.....	24
3.1.1.2.- Segundo Antecedente	25
3.1.1.3.- Tercer Antecedente	26
3.1.2.- Antecedentes Nacionales	26
3.1.2.1.- Primer Antecedente.....	26
3.1.2.2.- Segundo Antecedente	27
3.1.2.3.- Tercer Antecedente	28
3.2.- Bases Teóricas.....	28
3.2.1.- Geomecánica	28
3.2.1.1.- Índice de la calidad de roca RQD.....	28
3.2.2.- Estabilidad en labores de minado	40
3.2.3.- Presión en el terreno (esfuerzos)	40
3.2.4.- Tipos de sostenimiento	46
3.2.5.- Métodos de selección de sostenimiento para labores mineras	48
3.2.5.1. Criterios de diseño.....	54

3.2.5.1.1. Método analítico	54
3.2.5.1.2. Método empírico Sistema Q	55
3.2.5.1.3. Energía de absorción del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr)	56

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS GEOMECÁNICO EN LA MINA LA PULPERA

4.1.- Evaluación geomecánica	58
4.1.1.- Análisis de discontinuidades	59
4.1.2.- Análisis de Propiedades Físicas de la roca	63
4.1.3.- Análisis de Propiedades Mecánicas de la roca	65
4.2.- Análisis de estabilidad en las labores de minado	66
4.2.1.- Determinación de esfuerzos en la mina	68
4.3.- Clasificaciones Geomecánicas	76
4.3.1.- Clasificación Geomecánica con RMR y Q	76
4.3.2.- Clasificación geomecánica con GSI	84
4.3.3.- Resumen de características geomecánicas de la mina	86

CAPÍTULO V

PROPUESTA DE SOSTENIMIENTO EN LA MINA LA PULPERA

5.1.- Selección del tipo del sostenimiento	87
5.2.- Diseño y descripción del sostenimiento	95
5.3.- Vida útil del sostenimiento	117
5.4.- Costo del sostenimiento seleccionado	117
CONCLUSIONES	119
RECOMENDACIONES	120
BIBLIOGRAFÍA	121
ANEXOS	123

Anexo N°1 Tipos de Sostenimiento	123
Anexo N°2 Plano Geological Regional de Apmnac Pulpera	129

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico N° 1 Ubicación de la Mina APMINAC PULPERA, Proyecto CONDOR.....	8
Gráfico N° 2 Geología local	12
Gráfico N° 3 Geología estructural	14
Gráfico N° 4 Block de minado	18
Gráfico N° 5 Ciclo de minado	19
Gráfico N° 6 Sondeo RQD por testigos.....	30
Gráfico N° 7 Tabla Base GSI	37
Gráfico N° 8 GSI modificado	38
Gráfico N° 9 GSI Final	39
Gráfico N° 10 Altura de carga según Bieniawski.....	41
Gráfico N° 11 Abaco de Sheorey, relación del K con Eh y la profundidad	42
Gráfico N° 12 Diagrama de momento flector.....	44
Gráfico N° 13 Nivel de esfuerzos in Situ	55
Gráfico N° 14 Sistema Q de Bartón	57
Gráfico N° 15 Labores a Analizar Apmiac Pulpera	59
Gráfico N° 16 Discontinuidades Niveles 20 y 40.....	62
Gráfico N° 17 Esfuerzos verticales.....	70
Gráfico N° 18 Alturas litostaticas	71
Gráfico N° 19 Variación de k con respecto a la profundidad	72
Gráfico N° 20 Altura de carga	75
Gráfico N° 21 Sistema GSI.....	85
Gráfico N° 22 Tiempo de Autosoporte.....	88
Gráfico N° 23 Sostenimiento en base a clasificación Q de Bartón	90

Gráfico N° 24 Ploteo de datos Q de Bartón.....	91
Gráfico N° 25 Selección del sostenimiento	93
Gráfico N° 26 Altura de Carga y Esfuerzos Horizontales y Verticales.....	97
Gráfico N° 27 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	101
Gráfico N° 28 Obtención del módulo de flexión mediante el Abaco	102
Gráfico N° 29 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	104
Gráfico N° 30 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	107
Gráfico N° 31 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	109
Gráfico N° 32 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	112
Gráfico N° 33 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos ...	114
Gráfico N° 34 Diseño del cuadro de madera recto nivel 20	115
Gráfico N° 35 Diseño del cuadro de madera cónico nivel 40	115
Gráfico N° 36 Plano Geomecánica labores de minado clasificación geomecánica RMR Bieniawski	116

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° 1 Variables e indicadores	4
Cuadro N° 2 Matriz de consistencia.....	6
Cuadro N° 3 Coordenadas W.G.S.– 84 mina Pulpera (Zona 19S).....	7
Cuadro N° 4 Accesibilidad a la unidad minera	9
Cuadro N° 5 Reserva Mineral Probado	16
Cuadro N° 6 Parámetros para Galería	20
Cuadro N° 7 Característica Técnicas Dinamita Semexa	20
Cuadro N° 8 Costo por disparo	23
Cuadro N° 9 Índice de Calidad de roca	29
Cuadro N° 10 RQD por sondeos	31
Cuadro N° 11 Sistema RMR	34
Cuadro N° 12 Puntaje para condiciones de discontinuidades	35
Cuadro N° 13 Significado clases de roca	35
Cuadro N° 14 Ajuste por orientación	36
Cuadro N° 15 Datos de laboratorio de la madera.....	43
Cuadro N° 16 Factores de flambeo	46
Cuadro N° 17 Valor RQD	49
Cuadro N° 18 Índice de Juntas	49
Cuadro N° 19 Índice de Rugosidad	50
Cuadro N° 20 Índice Alteración de discontinuidades	50
Cuadro N° 21 Factor de reducción de agua.....	51
Cuadro N° 22 SRF Primera Parte	51
Cuadro N° 23 SRF Segunda Parte.....	52

Cuadro N° 24 Clasificación de Bartón de los macizos rocosos	52
Cuadro N° 25 Clases de energía de absorción.....	56
Cuadro N° 26 Línea de detalle Nv 20	60
Cuadro N° 27 Línea de detalle Nv 40	61
Cuadro N° 28 Propiedades físicas roca	64
Cuadro N° 29 Propiedades mecánicas roca en veta Celia.....	65
Cuadro N° 30 Monitoreo de convergencia.....	68
Cuadro N° 31 Tensión verticales Apmnac Pulpera.....	71
Cuadro N° 32 Tensiones verticales y horizontales.....	73
Cuadro N° 33 Mapeo Geomecánico Bieniawski Nivel 20.....	79
Cuadro N° 34 Mapeo Geomecánico Bieniawski Nivel 40.....	80
Cuadro N° 35 Mapeo Geomecánico Bieniawski Zona Mineralizada	81
Cuadro N° 36 RQD	82
Cuadro N° 37 Índice de diaclasado Jn.....	82
Cuadro N° 38 Índice de rugosidad Jr	83
Cuadro N° 39 Índice de alteración Ja.....	83
Cuadro N° 40 Índice de reductor de agua Jw	83
Cuadro N° 41 Influencia de estado tensional SRF	84
Cuadro N° 42 Resultados clasificación Sistema Q	84
Cuadro N° 43 Análisis con Sistema GSI.....	86
Cuadro N° 44 Resumen Características Geomecánicas	86
Cuadro N° 45 SPAM de las labores de minado	88
Cuadro N° 46 Tiempo de Autosoporte Labores de Minado.....	89
Cuadro N° 47 Resumen sostenimiento Q de Bartón	92
Cuadro N° 48 Sostenimiento en base al sistema GSI.....	92

Cuadro N° 49 Sostenimiento de los diferentes niveles	94
Cuadro N° 50 Resumen del sostenimiento.....	94
Cuadro N° 51 Equivalencias del sostenimiento con madera.....	96
Cuadro N° 52 Vida Útil en labores de minado.....	117
Cuadro N° 53 Costos Cuadro de madera.....	118
Cuadro N° 54 Costos para cuadros de madera de diferentes diámetros.....	118

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía N° 1 Mapeo de línea de detalle Nv 20	63
Fotografía N° 2 Testigos para evaluaciones Mecánicas.....	64
Fotografía N° 3 Cuadros de madera en zona mineralizada	66
Fotografía N° 4 Monitoreo de convergencias con extensómetro	67

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN

1.1.- Problema de investigación

1.2.-Formulación del problema

En la mina APMINAC – PULPERA no se tiene un área especializada en geomecánica por lo tanto el sostenimiento que se emplea es empírico y a criterio de los trabajadores, el sostenimiento se realiza sin seguir los parámetros y conceptos existentes en el tema, por lo cual no se tiene un sostenimiento adecuado porque nunca se ha realizado un análisis que nos ayude a sustentar en la toma de decisiones.

En la actualidad se viene utilizando cuadros de madera rectos, pero no hay un análisis que nos indique que los esfuerzos verticales y horizontales sean iguales para este tipo de sostenimiento, en otras minas del país se utilizan cuadros cónicos porque los esfuerzos horizontales son mayores, no se ha determinado si la madera que se utiliza es de buena calidad o si resistirá las condiciones de minado, tampoco se ha realizado un análisis para comparar otros tipos de sostenimiento, es por estas razones que se realiza el presente análisis geomecánico.

De seguir presente este problema continuaran aumentando los costos y las condiciones inseguras en las diferentes labores ya que no se tiene datos precisos y tampoco se conoce el comportamiento de los diferentes sostenimientos, el problema aumentara a medida que se profundicen las labores porque las condiciones de minado cambiaran y presentaran mayores complicaciones.

1.2.1.- Problema General

¿Cuál sería el tipo de sostenimiento adecuado para la mina la Pulpera mediante el análisis geomecánico?

1.2.2.- Problemas específicos

i.¿Cuáles son las calidades de roca predominantes en la mina Pulpera?

ii.¿Cuál será el tipo de sostenimiento que tenga mayor resistencia y durabilidad a los esfuerzos en las labores de minado?

iii.¿Cuál será el costo de sostenimiento seleccionado en la mina Pulpera?

1.3.- Objetivos

1.3.1.- Objetivo General

Determinar el tipo de sostenimiento que mejor se adapte a las condiciones geomecánicas de la mina Pulpera.

1.3.2.- Objetivos específicos

i.Determinar la calidad de roca predominante en la mina Pulpera.

ii.Determinar el tipo de sostenimiento que resista más esfuerzos y tenga mayor tiempo de servicio en las labores de minado.

iii.Determinar el costo del sostenimiento seleccionado para la mina Pulpera.

1.4.- Justificación del estudio

El presente estudio se justifica porque se desea encontrar la mejor opción de sostenimiento para la mina la Pulpera, el cual cumpla con las condiciones de soportar las cargas presentes en la mina, mantener la estabilidad de la mina y ser la mejor opción en cuanto a durabilidad y costos.

1.5.- Alcances

El trabajo es de vital importancia para la mina La Pulpera, ya que en esta mina no se utiliza un análisis geomecánico para determinar el sostenimiento como se realiza en otras minas, hoy en día es de suma importancia determinar el tipo de sostenimiento en la mina en base a análisis geomecánicos porque no solo se estudia la valorización del macizo rocoso, sino que también las cargas y estabilidad en la mina.

1.6.- Hipótesis

1.6.1.- Hipótesis General

La selección apropiada del tipo de sostenimiento con cuadros de madera para las condiciones geomecánicas de la mina la Pulpera, permitirá mantener la estabilidad de las labores de minado.

1.6.2.- Hipótesis Específicas

- i. La calidad de roca predominante es regular en la mina la Pulpera.
- ii. El sostenimiento con madera será el más resistente y tendrá mayor durabilidad para la mina la Pulpera.

iii. El costo del sostenimiento con madera en mina la Pulpera será rentable para las operaciones.

1.7.- Variables e indicadores

Cuadro N° 1 Variables e indicadores

Variable dependiente	Indicadores
Tipos de Sostenimiento	Madera(sombrero, postes, encribado, encostillado)
Variables independientes	Indicadores
Calidad de roca	Clasificación geomecanica RMR, Q de Barton
Vida útil sostenimiento	Meses
Costo	\$/m

Fuente: elaboración propia

1.8.- Metodología de la investigación

1.8.1.- Tipo de investigación

El tipo de investigación es cuantitativo porque se estudiarán diversos indicadores que se pueden cuantificar y medir.

Es descriptivo porque se van describir los diferentes aspectos geomecánicos de la mina.

1.8.2.- Técnicas de recolección de datos

La técnica de recolección de datos será mediante la observación de las diferentes labores de desarrollo (Galerías) en los niveles 20 y 40.

1.8.3.- Procesamiento de datos

Se procesó los datos utilizando los diferentes métodos de clasificación geomecánica que nos ayudan a determinar un tipo de sostenimiento.

1.8.4.- Técnicas de análisis de datos

Para el análisis de datos se usaron los diferentes paquetes informativos y metodologías propuestas por diferentes autores.

1.8.5.- Población y muestra

- Población: Labores de minado en la mina la Pulpera
- Muestra: Se estudiara las 2 Galerías presentes en la zona Celia

1.9.- Matriz de consistencia

Cuadro N° 2 Matriz de consistencia

PROBLEMA GENERAL		OBJETIVOS GENERAL		HIPOTESIS GENERAL		VARIABLES INDEPENDIENTES		INDICADORES	
¿Cuál sería el tipo de sostenimiento adecuado para la mina la Pulpera mediante el análisis geomecánico?		Encontrar el tipo de sostenimiento que mejor se adapte a las condiciones geomecánicas de la mina la Pulpera.		La selección apropiada del tipo de sostenimiento con cuadros de madera para las condiciones geomecánicas de la mina la Pulpera, permitirá mantener la estabilidad de las labores de minado.		Tipos de Sostenimiento		Madera(sombbrero, postes, encribado, encostillado)	
ESPECIFICOS		ESPECIFICOS		ESPECIFICOS		INDEPENDIENTES		INDICADORES	
i. ¿Cuáles son las calidades de roca predominantes en la mina Pulpera?		i. Encontrar la calidad de roca predominante en la mina la Pulpera.		i. La calidad de roca predominante es regular en la mina la Pulpera.		Calidad de roca		Clasificación geomecanica RMR, Q de Barton	
ii. ¿Cuál será el sostenimiento que tenga mayor resistencia y durabilidad a los esfuerzos en las labores de minado?		ii. Determinar el sostenimiento que resista más esfuerzos y tenga mayor tiempo de servicio en las labores de minado.		ii. El sostenimiento con madera será el más resistente y tendrá mayor durabilidad para la mina la Pulpera.		Vida util sostenimiento		Meses	
iii. ¿Cuál será el costo por sostenimiento seleccionado en la mina Pulpera?		iii. Determinar el costo del sostenimiento seleccionado para la mina Pulpera.		iii. El costo de sostenimiento con madera en mina la Pulpera será rentable para las operaciones.		Tipo de labor		\$/m	

Fuente : elaboración propia

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

2.1. Ubicación Geográfica

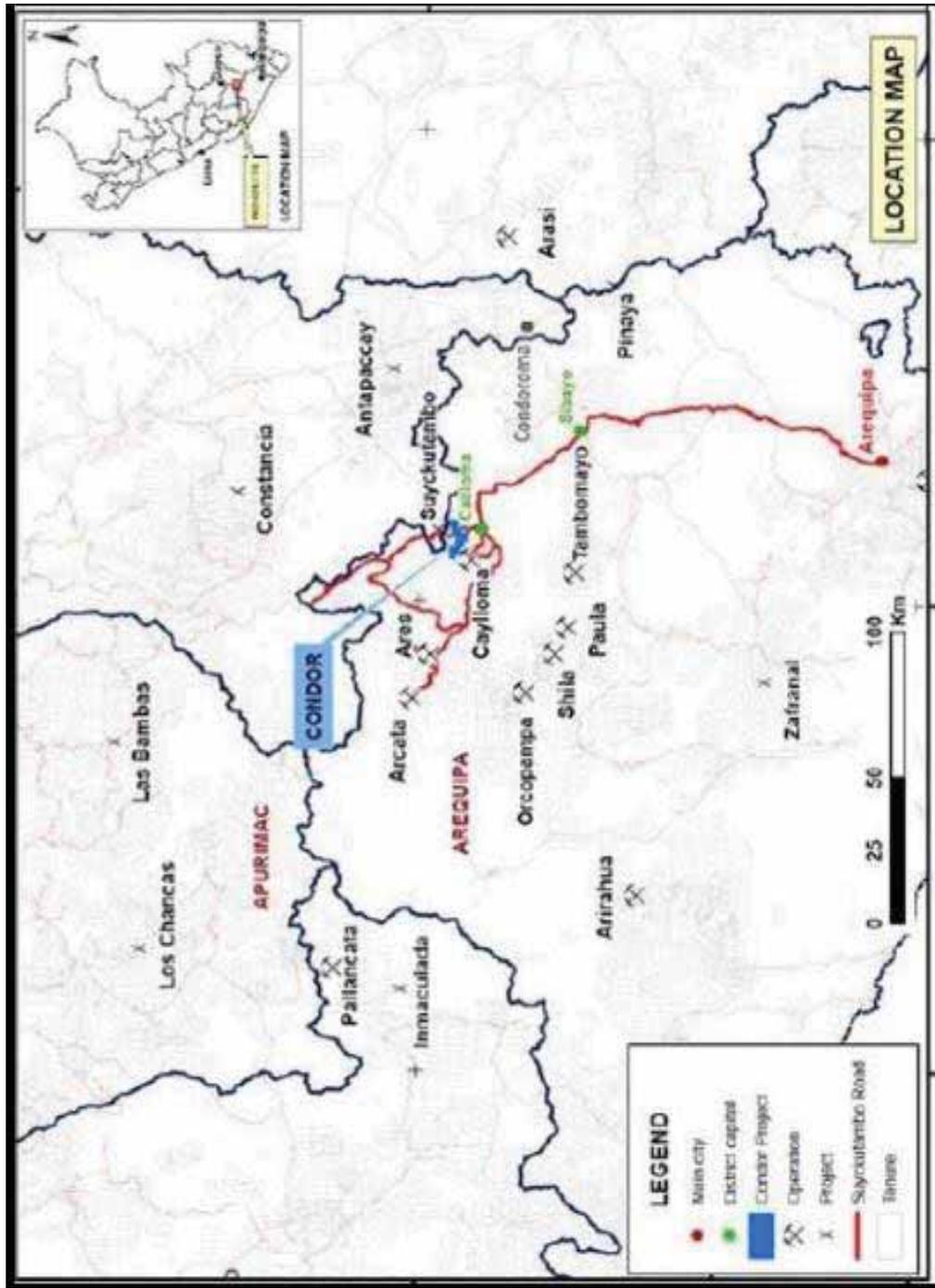
La mina PULPERA perteneciente a la empresa minera APMINAC - PULPERA Caylloma, del proyecto minero CONDOR se ubica en la provincia y distrito de Caylloma perteneciente al departamento de Arequipa; a 137 kilómetros al Norte hasta el pueblo de Caylloma y 18 kilómetros al Norte vía carrozable, llegando casi al límite fronterizo entre los departamentos de Cusco y Arequipa(PULPERA, 2018, pág. 1).

Cuadro N° 3 Coordenadas W.G.S.– 84 mina Pulpera (Zona 19S)

Norte	Este	Altura	Detalle
8328200	203200	4810 m.s.n.m.	Punto Central Mina
8329121	203607	4787 m.s.n.m.	Nivel 10
8329124	203636	4813 m.s.n.m.	Nivel 20
8329149	203503	4848 m.s.n.m.	Nivel 40
8329143	203615	4864 m.s.n.m.	Nivel 60

Fuente: Apmiac - Pulpera

Gráfico N° 1 Ubicación de la Mina APMINAC PULPERA, Proyecto CONDOR



Fuente: geología operaciones, APMINAC- PULPERA (2015)

2.2. Accesibilidad

El distrito minero es accesible desde la ciudad de cusco por una carretera, cubriéndose desde cusco 637 km. En los siguientes tramos:

Cuadro N° 4 Accesibilidad a la unidad minera

DESCRIPCION	DISTANCIA	TIEMPO	CONDICION
Cusco – Arequipa	482 km	10 hrs	Carretera asfaltada
Arequipa – Caylloma	137 km	7 hrs	Carretera asfaltada y afirmada
Caylloma - Apmínac Pulpera	18 km	1 hr	Trocha carrozable
Total distancia: Cusco - Apmínac Pulpera	637 km	18 hrs	

Fuente: elaboración propia

En resumen, haciendo un tiempo aproximado de viaje 18 horas.

2.3.- Relieve de la Mina

El área estudiada muestra el relieve característico de las altas cordilleras; la cota más baja es de 4200 msnm y en ella predomina el modelado glaciario (INGEMMET, 1988) controlado por los procesos vulcano-tectónicos ocurridos principalmente en el Terciario superior y en el Cuaternario. Los agentes que influyen en el desarrollo morfológico del área son variados, tales

como la topografía, la altura, la litología, las estructuras que la dominan, la hidrografía, el clima (INGEMMET, 1988, págs. 8-9).

2.4.- Hidrología de la Mina

Los ríos principales son el Apurímac y el Molloco. El tipo de avenamiento está controlado por la depresión de Caylloma, habiéndose distinguido dos tipos, uno centrípeto y otro centrífugo. El primero se desarrolla sobre el área de la depresión de Caylloma, discurriendo las aguas hacia las partes más bajas de ésta. El colector principal es el río Apurímac, y como secundario el río Hornillas; en la unión de estos dos ríos se forma un pequeño cañón de dirección norte-sur, por donde salen las aguas de la depresión de Caylloma. En el segundo tipo, se desarrolla un avenamiento radial dentrítico; este drenaje se desarrolla en los alrededores de la depresión de Caylloma, y las aguas discurren hacia el norte o hacia el sur, controladas por la Divisoria Continental. Esta red hidrográfica realiza la incisión y erosión de los materiales (INGEMMET, 1988, pág. 12).

2.5. Geología de la Mina

2.5.1.- Geología Regional

La mina Pulpera pertenece a la Franja de yacimientos epitermales de Au-Ag del Mioceno hospedados en la faja metalogenica volcánica – cenozoica de la cordillera occidental del flanco oriental; nuestro yacimiento Proyecto Cóndor se encuentra inmerso en el corredor Arcata-Ares-Caylloma de orientación Andina Noroeste-Sureste y se posiciona en medio de los yacimientos de Caylloma y Suyckutambo con una alineación Noreste-Suroeste. En el sector sur, la franja está controlada por fallas NO-SE de los sistemas Cincha-Lluta, Incapuquio, Abancay-

Condoroma-Caylloma y Cusco-Lagunillas-Mañazo. Esta franja agrupa a depósitos de Au-Ag (Pb-Zn-Cu) tipo alta, baja e intermedia sulfuración. Según sus edades de mineralización, se les puede subdividir en dos épocas metalogénicas de 18-13 Millones de años y 12-8 Millones de años. Entre los depósitos que se encuentran hospedados en rocas volcánicas se encuentran hacia el sur (14°-16°), depósitos de Au-Ag de alta sulfuración como Chipmo (Orcopampa), Poracota y posiblemente Arasi. Asimismo, destaca la presencia de epitermales de Au-Ag (Pb-Zn) de baja sulfuración, similares a Calera, Caylloma y Selene. En la época metalogénica de 12-8 Millones de años. yacimientos más importantes son Tacaza, Santa Bárbara, Berenguela, Mina los Rosales, Quello Quello y San Antonio de Esquilache. La edad de mineralización está asociada a intrusivos de edades comprendidas entre 22 y 19 millones de años. En el sur (14°30'), las rocas hospedantes están formadas por el Grupo Tacaza de edad miocénica, y la mineralización corresponde a vetas de Pb-Ag-Cu, Pb-Cu-Ag y Cu-Pb-Ag (PULPERA, 2018, pág. 10).

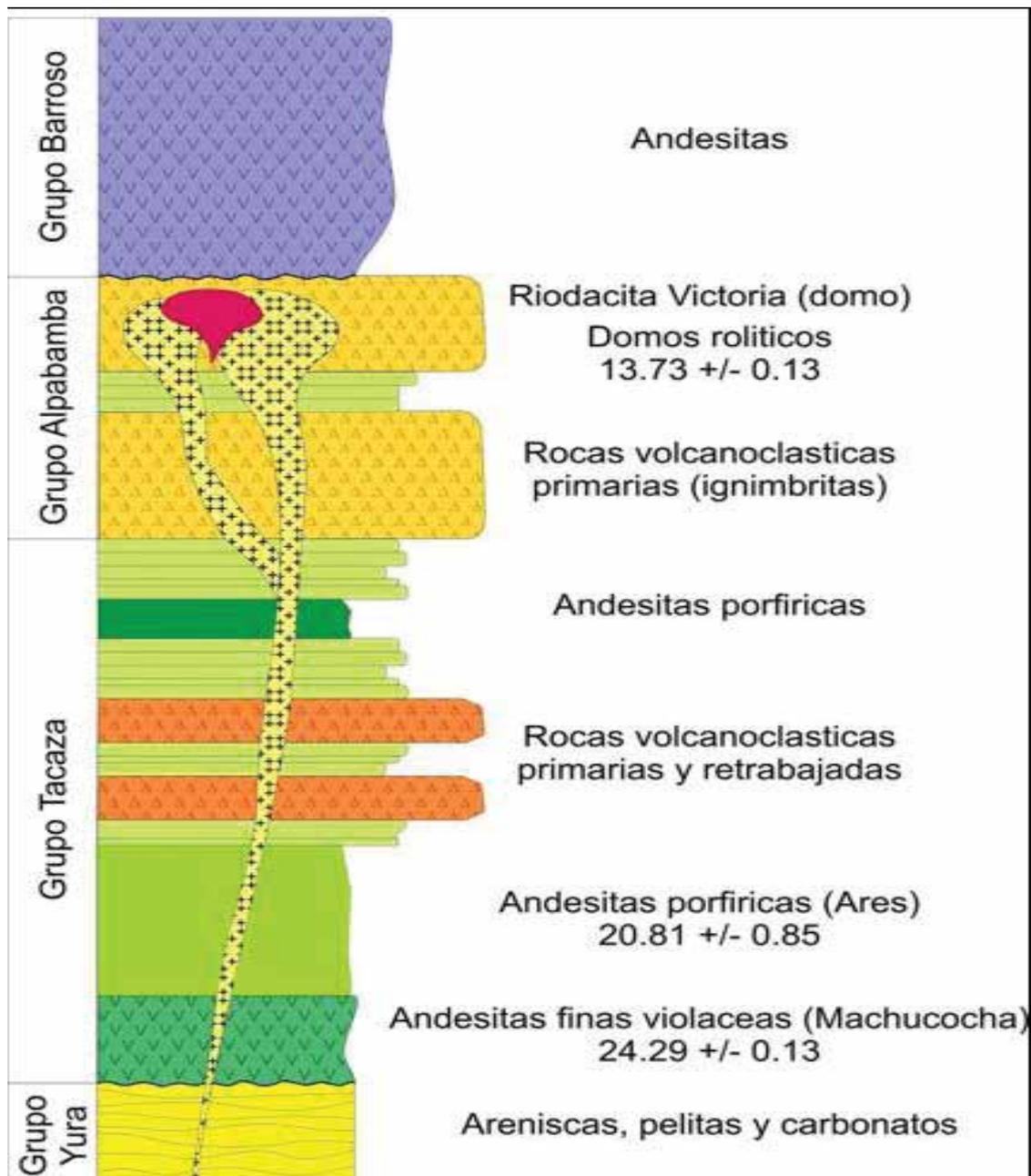
2.5.2.- Geología Local

La mina Pulpera litológicamente se encuentra sobre los volcánicos cenozoicos de la formación Orcopampa correlacionable con el Grupo Tacaza de edad terciaria superior, las vetas yacen encajadas sobre tobas brechas, tobas silíceas, andesitas brechadas y aglomerados andesíticos. El Grupo Tacaza cubre aproximadamente el 45% del área total del cuadrángulo de Caylloma. En la formación Orcopampa se han diferenciado tres miembros denominados “A”, “B” y “C” (PULPERA, 2018, pág. 25).

La Mina Pulpera pertenece al miembro “A” aflora casi en forma continua en el extremo occidental del cuadrángulo de Caylloma, en este miembro se han emplazado las minas

Caylloma, Suyckutambo y San Miguel; el miembro “A” tiene un espesor promedio de 1,000 m (PULPERA, 2018, pág. 26).

Gráfico N° 2 Geología local



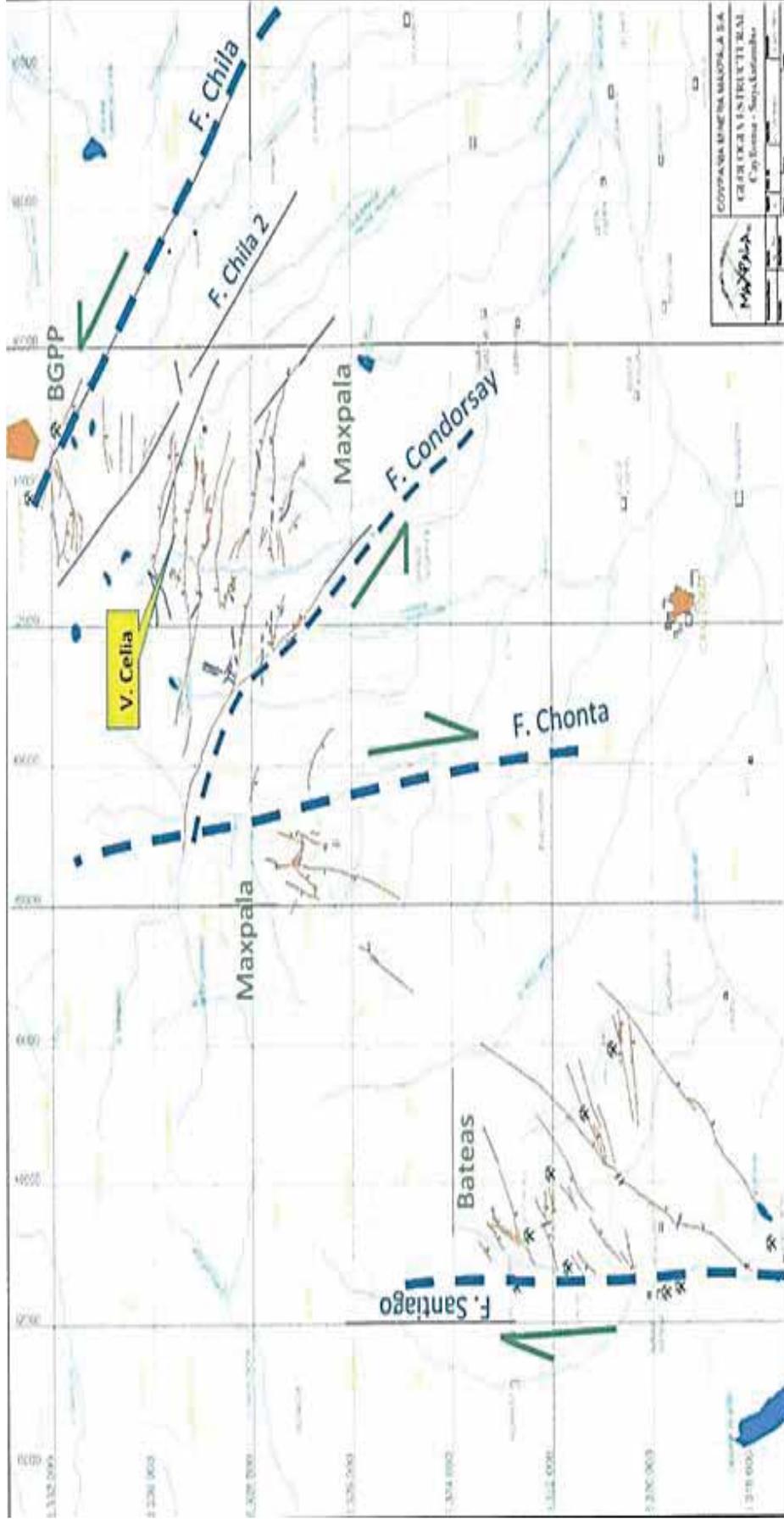
Fuente: Geología de Apmínac, Pulpera.

2.5.3.- Geología Estructural

Estructuralmente las vetas son un conjunto de fracturas tensionales de dirección Este-Oeste producidas a partir de fallas normales sinextrales de rumbo Noroeste-Sureste, estas fallas son las responsables de generar aberturas para la etapa del emplazamiento de la mineralización (PULPERA, 2018, pág. 28).

Las fallas más representativas son la falla Chila, Chila 2, Falla Pausa, Falla-veta Condorsayana, todas estas fallas son de rumbo NW-SE. Existen fracturas tensionales de rumbo Este-Oeste son representadas por las vetas Celia, Froilán, San Pablo-Gringa, Flora, Lourdes, Julia, Rita, Roxana y Juana. En el alineamiento estructural Caylloma-Suyckutambo se observa 02 etapas de formación de fallas, que dieron origen a las fallas tensionales y su respectiva mineralización, representado por la falla Chila y Condorsayana; y las fallas Santiago y Chonta. La falla "Pausa" genero una fractura tensional denominada veta "Celia" y dentro la veta se formaron aberturas lo suficientemente potentes para que durante la etapa de mineralización estas fracturas recepcione la mineralización (PULPERA, 2018, pág. 28).

Gráfico N° 3 Geología estructural



Fuente: Geología Apminac Pulpera

2.5.4.- Geología Económica

Las vetas de la mina Pulpera tienen un rumbo de N 50° E y están relacionadas a la falla-veta Chila con rumbo N 45° O. Las vetas de la mina tienen un rumbo promedio de N 30° - 45° O con un ancho 1.20 m; tiene como roca-caja a las volcánicas del Grupo Tacaza (PULPERA, 2018, pág. 29).

2.5.4.1.- Mineralogía

La veta Celia es la que más se ha desarrollado, en esta veta se ha podido apreciar 02 etapas de mineralización; en una primera etapa, mineralización enriquecida con galena-esfalerita-tetrahedrita donde el oro se encuentra molecularmente incluido dentro las esfaleritas, la etapa es coetáneo al brechamiento o craquelamiento de la veta formando una zona de Plomo-Zinc con una migración de fluidos hacia el Este, los clavos mineralizados 1 y 2 son propios de la primera etapa. Durante una segunda etapa de mineralización los fluidos fueron cargados de tetrahedrita-electrum, además el oro se encuentra incluido en la tetrahedrita formando una Zona exclusiva de Plata cuyos fluidos tienden a migrar hacia el Oeste, propio del clavo mineralizado (PULPERA, 2018, pág. 30).

2.5.4.2.- Reserva Mineral

La reserva de mineral es de 76687.5 toneladas métricas de mineral probados, con una ley de 10.41 gr Au/ton, estas reservas probadas aún no se han explotado.

Cuadro N° 5 Reserva Mineral Probado

Bloque.	Longitud	Altura	Potencia	M3	Tonelaje	Ley Au (Gr/TM)
100	50	30	0.8	1200	3000	10
101	50	35	1.5	2625	6562.5	11.5
102	50	35	1	1750	4375	12
103	50	30	1.3	1950	4875	11
104	50	30	1.2	1800	4500	10
105	50	35	1.3	2275	5687.5	11
106	50	30	1.5	2250	5625	13
107	50	30	1.5	2250	5625	12
108	50	35	1.2	2100	5250	11
109	50	30	0.8	1200	3000	11
110	50	35	0.7	1225	3062.5	8
111	50	30	0.8	1200	3000	9
112	50	30	0.8	1200	3000	8
113	50	35	0.8	1400	3500	8
114	50	35	1	1750	4375	7
115	50	30	1	1500	3750	10
116	50	30	0.8	1200	3000	11
117	50	30	1.2	1800	4500	14
Total					76687.5	10.41

Fuente: Apmiac Pulpera

2.5.4.3.- Vida probable Mina

La vida Probable de la mina es de:

$$n = \frac{RME}{Q_{\text{mina}}} = \frac{76687.5 \text{ tm}}{1200 \text{ tm / mensual}} = 63.9 \text{ meses} = 5. \text{ Años y 3 meses}$$

Donde:

n = vida de la mina a partir de finales del 2018

RME = Reserva Mineral Estimada

Q mina= producción mensual

2.3. 2.6.- Operaciones de Minado

2.6.1.- Capacidad de Producción

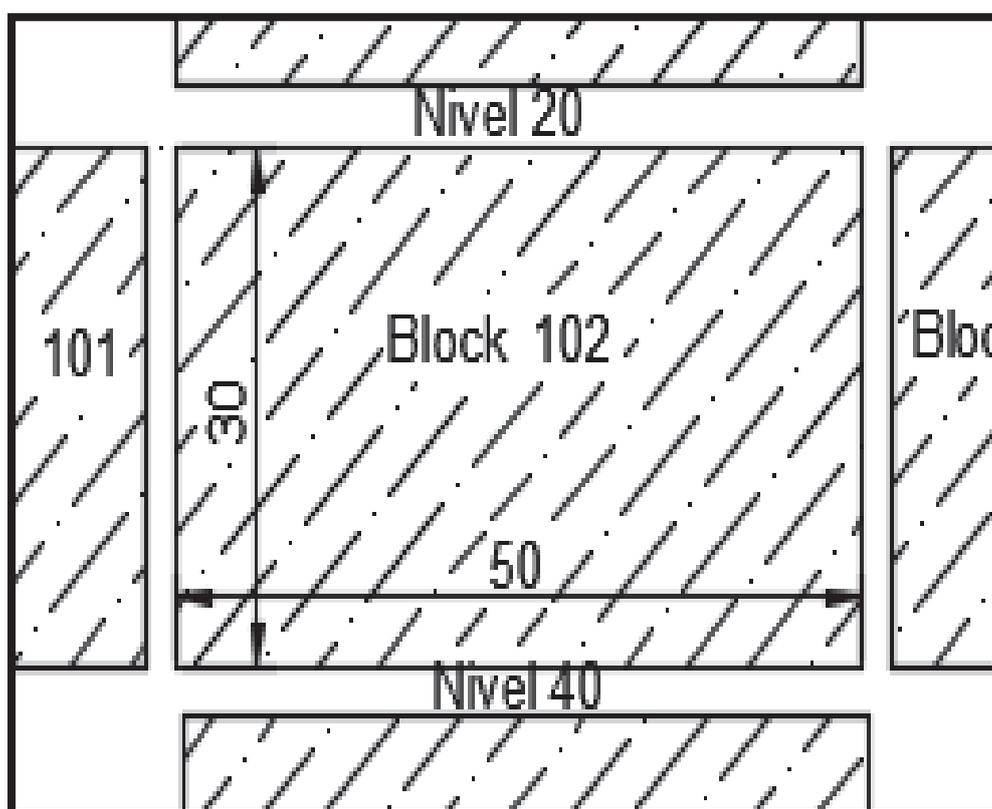
La Producción diaria de mineral es de 40 TMD con una ley de cabeza promedio de 11.10 gr- Au/ TM., la ley cut- off de operación es de 10gr – Au/TM. Con una producción mensual de 1200 ton / mes al año 14 400 tm al año.

2.6.2.- Método de Explotación

2.6.2.1.-Metodo de corte y relleno ascendente (Diseño y descripción)

El método de explotación que se utiliza en la zona Celia, es el de Corte y Relleno Ascendente, que consiste en el diseño de Galerías distanciadas a 30 metros de altura unidas con chimeneas cada 50 metros, el diseño de blocks permite la extracción del mineral mediante buzones, luego son transportadas por locomotora y vagones (sistema track) a superficie y el relleno consiste en el relleno detrítico. En el siguiente grafico se muestra las dimensiones del block de explotación.

Gráfico N° 4 Block de minado

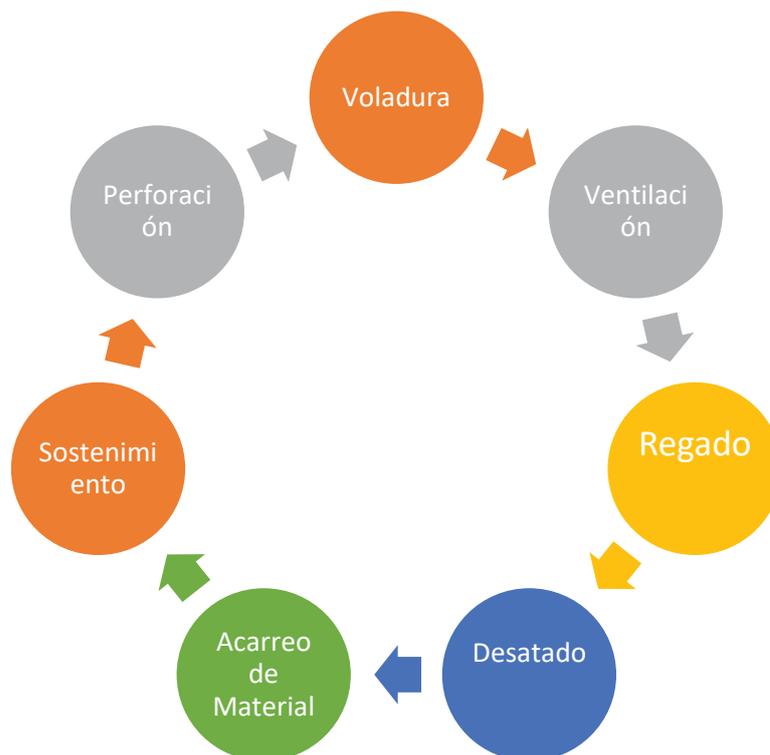


Fuente: Apmiac Pulpera 1

2.6.3.- Ciclo de Minado

En el siguiente grafico se muestra el ciclo de minado da la mina:

Gráfico N° 5 Ciclo de minado



Fuente: Análisis Propio

2.6.3.1.- Equipos de perforación

Los equipos de perforación utilizados son las convencionales máquinas perforadoras neumáticas JACK LEG RNP S83, que son abastecidas por 2 compresoras diésel Atlas Copco 186 CFM, las máquinas perforadoras se encuentran ubicadas en los diferentes niveles donde se realizan las labores de avance, con barrenos de 3 pies y 5 pies.

Cuadro N° 6 Parámetros para Galería

GALERIA	
Seccion (mts)	2.1 x 2.1
Avance (mts)	1.4
Tiempo perforacion (hrs)	2.3
N° de taladros	33
N° de taladros de alivio	3
Eff. Perforacion	95%
Long. De perforacion (mts)	1.5
Seccion (mts)	4.41
volumen (mts 3)	5.95

Fuente: elaboración propia

2.6.3.2.- Voladura y explosivos

La voladura se realiza de manera secuencial, efectiva y versátil, donde se sigue un orden de encendido que hará detonar las cargas de taladros de esa manera, forma caras libres los que facilitaran la rotura de la roca. Los explosivos utilizados son dinamita Semexsa 65% de la empresa Exsa la columna explosiva consiste en 5 cartuchos, se utiliza fulminante N°11 que es conectado a cordón detonante y a mecha rápida para su iniciación.

Cuadro N° 7 Característica Técnicas Dinamita Semexa

Producto EXSA	Cart/caj a	Kgr/cart	densidad gr/cm3	vel. Deton(m/seg)
semexa 65% de 7/8" por 7"	308	0.08177	1.12	4200

Fuente: EXSA

Volumen y tonelaje roto:

$$V = \text{Seccion(m}^2\text{)} \times \text{Avance(m)}$$

$$V = 4.41 \times 1.4 = 6.17 \text{m}^3$$

Tonelada por disparo:

$$\frac{\text{ton}}{\text{disp}} = \text{volumen(m}^3\text{)} \times P. E \left(\frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \right)$$

$$\frac{\text{ton}}{\text{disp}} = 6.17 \times 2.3 = 14.19 \text{ton}$$

$$\text{lon. de carga} = \text{perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

$$l_c = 1.40 \times \frac{2}{3} = 0.93 \text{m} = 3.05 \text{pies} = 36.6 \text{pulg.}$$

Kg de explosivo/disparo:

$$\text{N}^\circ \text{ de } \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}} = \frac{36.6 \text{pulg}}{7 \text{pulg}} = 5.23 \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$$

$$\frac{\text{Kg}}{\text{disp}} = 0.081 \frac{\text{kg}}{\text{disp}} \times 5.23 \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \times 33 \frac{\text{tal}}{\text{disp}} = 13.98 \frac{\text{Kg}}{\text{disp}}$$

Calculo de factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{explosivo utilizado Kg}}{\text{volumen m}^3} = \frac{\frac{13.98\text{kg}}{\text{dis}}}{\frac{6.17\text{m}^3}{\text{disp}}} = 2.27$$

Calculo de factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{explosivo util kg}}{\text{toneladas}} = \frac{13.98 \frac{\text{kg}}{\text{disp}}}{14.19 \frac{\text{ton}}{\text{disp}}} = 0.98$$

2.6.3.3.- Limpieza y equipos de acarreo

La limpieza es manual, se lampea el material hacia los vagones de carga U 35, Z 20 y Z 21, en el caso de tajeos la extracción es desde los subniveles hasta las tolvas de extracción y de ahí a los vagones que son acarreados mediante las locomotoras a las superficies, de ahí se almacena en la cancha luego es cargada a volquete de 15 TM con un cargador frontal y llevados a la planta de procesamiento.

2.6.4.- Costo de explotación

El costo de explotación es variado depende bastante del ciclo del minado, aunque por lo general está entre 80 a 100 soles por tonelada de mineral.

Cuadro N° 8 Costo por disparo

Tonelaje	Seccion	2.1m x 2.1m
	Avance (eficiencia 95%)	1.4m
	Volumen	6.17m ³
	Tonelaje	14.19 TM
Perforación y Voladura	Item	Costos (\$)
	Explosivo Semexsa (144 cartuchos)	\$172.80
	Fulminante N°8	\$24
	Cordon detonante (43 metros)	\$13.43
	Mecha Rapida (5 metros)	\$1.47
	Aceros Perforacion	\$5.88
	Perforista	\$20.59
	2 Ayudantes	\$40.00
	Compresora	\$5.00
	Herramientas	\$2.94
	Operaciones	\$20.59
	Seguridad	\$20.59
	Equipo de Proteccion	\$20.00
Ventilacion		\$1.47
Sostenimiento		\$44.12
	Subtotal (S/.)	\$392.80
	Costo por TM (S/.)	\$24.21

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1.- Antecedentes de la investigación

3.1.1.- Antecedentes Internacionales

3.1.1.1.- Primer Antecedente

a. Tesis:

Consideraciones Geomecánicas en el Diseño de secciones tipo para un Túnel Minero

b. Autor: Pablo Daniel Hergenrether Perez

c. Centro de Estudios: Universidad de Oviedo – España -2017

d. Conclusión más Importante

En cuanto a las secciones tipo, la elección de los elementos de sostenimiento se ha visto condicionada por las limitaciones del software de análisis. En base a lo anterior se han diseñado ocho tipos de sostenimiento, los cuales cubren un amplio espectro de posibles situaciones geotécnicas y estructurales que podrían ser encontradas durante la excavación del túnel. En general, los elementos considerados para los distintos tipos de sostenimiento, consisten en bulos de anclaje repartidos resinados ($\emptyset=32$ mm) con longitudes variables de

entre 3 y 5 m, espaciados en patrones que van desde 2 x 2 m a 1 x 1 m; hormigón proyectado reforzado con fibras con espesores que van desde los 30mm a los 250 mm, cerchas metálicas tipo HEB – 180 (TS5A, TS5B y TS6) arriostradas con tresillones y espaciados que varían entre 0,75 y 1 m; además de medidas especiales como los pernos de fibra de vidrio para los casos de control estructural del frente de la excavación o paraguas de pre – sostenimiento para evitar sobre excavaciones de la bóveda en avances ulteriores (Perez, 2017, pág. 150).

3.1.1.2.- Segundo Antecedente

a. Tesis:

Desarrollo de herramientas de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal

b. Autor: Sindy Lorena Burgos Cedeño

c. Centro de Estudios: Universidad de Chile – Chile -2015

d. Conclusión más Importante

Las condiciones de estabilidad que exigen las excavaciones mineras subterráneas con entrada de personas y equipos, requieren de un análisis exhaustivo que permita identificar las variables críticas dentro del diseño tal que garanticen una operación segura. Entre ellas se destaca los sistemas de fortificación, cuyo objetivo es crear una estructura eficiente para permitir al macizo rocoso auto soportarse, aunque las propiedades del soporte están debidamente analizadas por ensayos mecánicos, la interacción con el macizo rocoso aún no es de total entendimiento (Cedeño, 2015, pág. 120.).

A pesar de que se han desarrollado metodologías empíricas, su principal limitación corresponde a los casos históricos en los que se basan. En su mayoría se derivan de aplicaciones civiles representando excavaciones superficiales, estados de esfuerzos estáticos y ambientes estructuralmente controlados. Estas características no reflejan de manera correcta los ambientes mineros, presentando una limitación a la hora de aplicarse en

escenarios donde las excavaciones se encuentran a profundidades cada vez mayores, esfuerzos altos, potenciales estallidos de roca entre otros aspectos que interfieren en el diseño y hacen necesaria la evaluación de otro tipo de requerimientos, especialmente en los sistemas de fortificación usados (Cedeño, 2015, pág. 121).

3.1.1.3.- Tercer Antecedente

a. Tesis:

Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión minera fiu – 151, municipio de Gameza, Boyacá

b. Autor: Alex Fernando Becerra Ramirez, Edwin Yamid Castillo Riapira

c. Centro de Estudios: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia– 2017

d. Conclusión más Importante

El comportamiento geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal de la concesión minera FIU-151 se da por su calidad, que en general es buena y destacando que en los lugares de Fallamiento tiende a bajar y es media, de las rocas de techo y base que son en las que se realizan los trabajos de sostenimiento se concluye que poseen buena resistencia, muy baja filtración, son compactas, densas y por ende dictan que son aptas en el trabajo de sostenimiento para las minas (Becerra & Yamid , 2017, pág. 125).

3.1.2.- Antecedentes Nacionales

3.1.2.1.- Primer Antecedente

a. Tesis:

Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del Nv. 720, Sociedad Minera Corona S.A.

b. Autor: Kenlly Anthony Quispe Matos

c. Centro de Estudios: Universidad Continental - Huancayo 2018

d. Conclusión más Importante

Se concluye que la Evaluación Geomecánica efectuada en el túnel Yauricocha del Nv. 720, de acuerdo a la Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989) y la Clasificación de Hoek y Brown (GSI) nos determinaron que el Tipo de Sostenimiento recomendado para cada estación, está en función de una evaluación geomecánica eficiente, por lo cual se determinó que en la estación de Medición N° 1 se deberá sostener con Perno Helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación de medición N° 2 se debe sostener con Malla electrosoldada + Perno Helicoidal de 7' con un espaciado de 1.2x1.2 metros, en un tramo de 150 metros. En la Estación de medición N° 3 se debe sostener con Shotcrete de 2" pulgadas + Perno Helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación de medición N° 4 se deberá sostener con Cimbras metálicas tipo H6 en un tramo de 100 metros (Matos, 2018, pág. 118).

3.1.2.2.- Segundo Antecedente

a. Tesis:

Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A. – Año 2018

b. Autor: Oscar Junior Loarte Trujillo

c. Centro de Estudios: Universidad Nacional “Santiago Antunez de Mayolo” – Huaraz -2018

d. Conclusión más Importante

En lo referente al sostenimiento de acuerdo a los valores determinados por Bieniawski (RMR) y Barton (Q), en el caso del Mineral no requiere sostenimiento; en el caso de la Zona de Contacto el sostenimiento es esporádico, ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona mineralizada; en el caso de la Pizarra el sostenimiento será a través de Split set de 5 y 7 pies espaciados cada uno de 1.2 x 1.2 mts. distribuidos en forma de tres bolillos + malla electrosoldada en terrenos muy fracturados o cuadros de

madera donde requiera; en el caso de la Cuarcita el sostenimiento será con puntales de seguridad, en las partes donde requiera, hacer un buen control de perforación y voladura; y en el caso de la Granodiorita será cuando lo requiera (Trujillo, 2018, pág. 120).

3.1.2.3.- Tercer Antecedente

a. Tesis:

Estudio Geomecánico en la construcción de la cortada Choquechampi, para la elección optima del tipo del sostenimiento – Distrito de Colquemarca - Cusco

b. Autor: Peña Chávez Manuel Seyberling , Zavala Cáceres Marco Fidel

c. Centro de Estudios: Universidad Nacional “San Antonio Abad” – Cusco -2015

d. Conclusión más Importante

La aplicación de programas computacionales como son el DIPS, ROCLAB, PHASES, nos permitieron una simplificación del proceso de caracterización de los macizos, tipología estructural, modelamiento y clasificación de los macizos rocosos en el lugar del estudio, así mismo la previsión de futuros refuerzos de la cortada (Peña & Zavala, 2015, pág. 130).

3.2.- Bases Teóricas

3.2.1.- Geomecánica

La geomecánica es el estudio de las características del macizo rocoso, su comportamiento e interacción con los trabajos de minería que realizamos, en minería subterránea es importante conocer sobre la geomecánica porque la interacción con el macizo rocoso es directa y las labores subterráneas tienden a deformarse, lo que implica que se vuelvan riesgosas (D, 1964, pág. 25).

3.2.1.1.- Índice de la calidad de roca RQD

Existe la necesidad de cuantificar la competencia del macizo rocoso como una base común para la comunicación de este tipo de información y el desarrollo de guías de diseño de

ingeniería de rocas. El índice de calidad de roca, conocido como RQD (D, 1964, pág. 120), es uno de los sistemas empleados que caracteriza la competencia del macizo rocoso.

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo). La interpretación del valor del RQD se muestra en cuadro siguiente:

Cuadro N° 9 Índice de Calidad de roca

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy Pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

Fuente: Deere, 1964

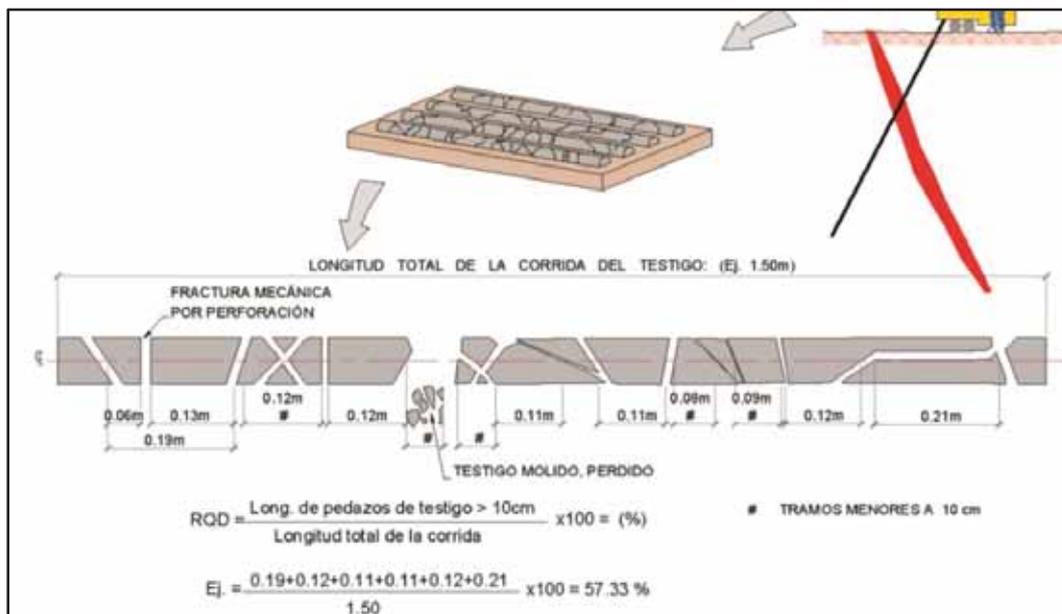
El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye.

El valor del RQD es la relación expresada como un porcentaje de la suma de todas las partes de longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación. El RQD se mide normalmente para cada corrida de perforación. Sin embargo, a veces este es registrado para distintas longitudes de taladro, como por ejemplo cada 10 m. Lo importante es medirlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo litológico (Bieniawski, 1989, pág. 149).

A continuación, se muestran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- La longitud de testigo no recuperada debe ser incluida en la longitud total del testigo.
- Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fractura y por ende no deben afectar el cálculo del RQD.
- Las fracturas o roturas mecánicas o creadas por el manipuleo deben ser ignoradas.
- Las roturas inducidas por esfuerzos (“disking” del testigo) deben ser ignoradas en los cálculos.
- El RQD debe ser evaluado sobre testigos relativamente frescos (algunos pueden deteriorarse).
- Se deben considerar taladros perforados en diferente rumbo y buzamiento para tener una mejor representación del RQD.
- **Evitar registrar como RQD 100% a una roca poco competente (roca muy alterada, panizo, etc.).**

Gráfico N° 6 Sondeo RQD por testigos



Fuente: Deere, 1964.

(Vallejo, 2002, pág. 82) propuso la siguiente tabla, que relaciona las condiciones del macizo rocoso esperadas con el RQD y la frecuencia lineal de discontinuidades:

Cuadro N° 10 RQD por sondeos

Calidad de roca	Frecuencia Lineal	RQD
Muy Pobre	>17	0 – 20
Pobre	12 - 17	20 – 40
Regular	7 - 12	40 -60
Buena	4 – 7	60 – 80
Muy Buena	1.5 - 4	80 – 95
Excelente	< 1.5	95 – 100

Fuente: Deere, 1964

- a) Para los datos de mapeo por línea de detalle, se puede obtener un espaciamiento promedio de las juntas (número de discontinuidades divididas por longitud transversal). Bieniawski (1989) ha vinculado el espaciamiento promedio de las discontinuidades al RQD. El RQD se puede estimar a partir del espaciamiento promedio de las discontinuidades basado en la siguiente ecuación (Barton L. y., 1974, pág. 65).

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

Donde: $\lambda = 1/(\text{frecuencia de discontinuidades})$

- b) Para el mapeo por celdas, a menudo, está disponible una imagen más tridimensional del espaciamiento de las discontinuidades. (Barton & Grismstad, El Sistema Q para la

Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles., 2000, pág. 136)define a J_v como número de juntas presentes en un metro cúbico de roca:

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i}$$

Donde:

S: Espaciamiento de juntas en metros para el conjunto de juntas real.

El RQD está relacionado al J_v por la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando $J_v \leq 4.5$ y RQD=0% cuando $J_v > 35$

Esta expresión fue incluida en el sistema Q (1974), posteriormente (Brown, 1985, pág. 84)actualizó la relación como:

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando $J_v \leq 4$ y RQD = 0% cuando $J_v > 44$

Este enfoque promedia una parte de las anisotropías en el término del RQD y brinda un valor más representativo.

Los principales inconvenientes del RQD son que éste es sensible a la dirección de medición y no es afectado por cambios en el espaciamiento de las juntas si éste es superior a 1 m.

3.2.1.2.- Clasificación de Macizos Rocosos

Clasificación de Bieniawski (RMR)

- También conocida como Clasificación Geomecánica, definida por (Bieniawski, 1989)
- Versión actualizada de 1989.
- Otorga puntaje a 6 parámetros, con una suma máxima de 100.
- El puntaje total se llama RMR, “Rock mass rating”.

Clasificación de (Bieniawski, 1989)

Parámetros a calificar:

1. Resistencia de la Roca Intacta: A partir de valores de resistencia a la compresión simple (UCS) o de ensayos de carga puntual. Ptje máximo: 15.
2. RQD. Ptje Máximo: 20.
3. Espaciamiento de discontinuidades. Ptje. Máximo: 20.
4. Condiciones de las discontinuidades. Ptje Máximo: 30.
5. Condiciones de Agua Subterránea. Ptje Máximo: 15.

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Cuadro N° 11 Sistema RMR

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o separación > 5mm Continuas		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condiciones generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Fuente: Hoek, 2000.

Cuadro N° 12 Puntaje para condiciones de discontinuidades

E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0

Fuente: Hoek, 2000.

Adicionalmente, Beniawski (1989) propuso una clasificación (clases I a V), correcciones para casos especiales y recomendaciones de valores de resistencia del macizo y aplicaciones en túneles

Cuadro N° 13 Significado clases de roca

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL						
Valoración	100←81	80←61	60←41	40←21	<21	
Categoría	I	II	III	IV	V	
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala	

Fuente: Hoek, 2000.

- Se agrega una corrección para túneles:

Cuadro N° 14 Ajuste por orientación

F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Hoek, 2000.

Geological Strength Index (GSI)

- Introducido por (Hoek, Support of Underground Excavations in Hard Rock. , 1995, pág. 63) es un índice que indica la reducción de la resistencia de un macizo rocoso, con respecto a la roca intacta, para diferentes condiciones geológicas.
- Se define en terreno por observación de dos parámetros principales: estado de fracturamiento; y calidad de las discontinuidades.
- El GSI se debe dar en un rango de valores, tiene gran aceptación en el Perú por su facilidad de uso entre el personal de operaciones.

Gráfico N° 7 Tabla Base GSI

ROCK MASS CHARACTERISTICS FOR STRENGTH ESTIMATES Based upon the appearance of the rock, choose the category that you think gives the best description of the 'average' undisturbed in situ conditions. Note that exposed rock faces that have been created by blasting may give a misleading impression of the quality of the underlying rock. Some adjustment for blast damage may be necessary and examination of diamond drill core or of faces created by pre-split or smooth blasting may be helpful in making these adjustments. It is also important to recognize that the Hoek-Brown criterion should only be applied to rock masses where the size of individual blocks is small compared with the size of the excavation under consideration.		SURFACE CONDITIONS				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered or altered surfaces	POOR Stickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings of angular fragments	VERY POOR Stickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY ▼				
	BLOCKY - very well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three orthogonal discontinuity sets	B/VG	B/G	B/F	B/P	B/VP
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed rock mass with multifaceted angular blocks formed by four or more discontinuity sets	VB/VG	VB/G	VB/F	VB/P	VB/VP
	BLOCKY/DISTURBED - folded and/or faulted with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets	BD/VG	BD/G	BD/F	BD/P	BD/VP
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with a mixture of angular and rounded rock pieces	D/VG	D/G	D/F	D/P	D/VP

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

El índice GSI fue modificado por (Vallejo, 2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Cabe señalar que el índice GSI fue originalmente desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de falla de Hoek & Brown, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o

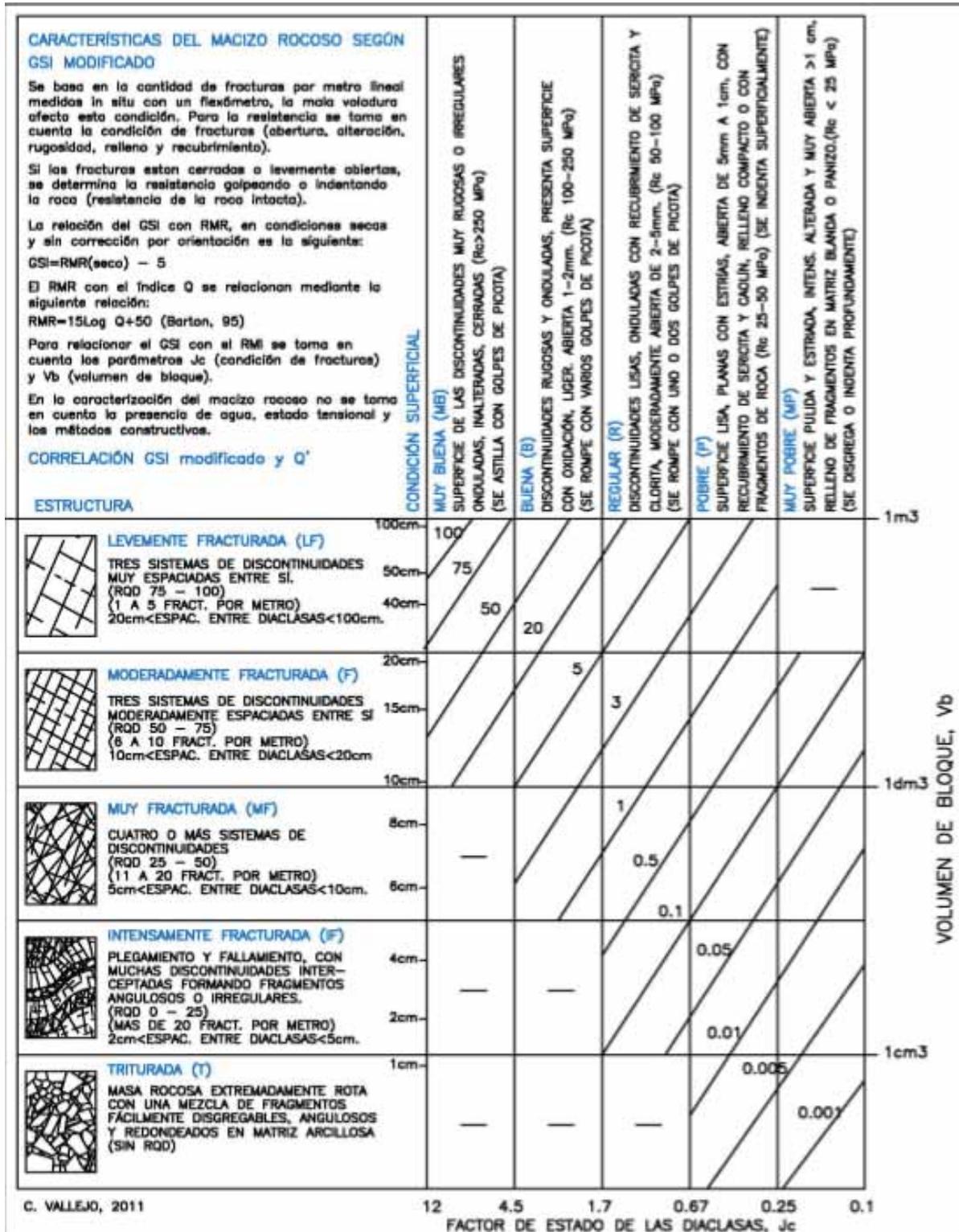
trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación.

Gráfico N° 8 GSI modificado

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. Tambien notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientacion desfavorable con respecto a la cara de la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoria regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones humedas. La presion de poros se maneja con un analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
	Intacta o Masivo: Especimenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la interseccion de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificacion o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formacion de bloques debido al pequeño espaciamento o esquistocidad débil o planos de corte					10
		DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓				
		N/A	N/A			

Fuente: Hoek y marinos, 2000.

Gráfico N° 9 GSI Final



Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Aplicaciones de GSI

- Es un buen descriptor de la calidad del macizo rocoso, más rápido de estimar que RMR y en especial Q.
- Se utiliza como una de las variables para obtener la resistencia del macizo rocoso mediante el criterio de falla de Hoek Brown.

3.2.2.- Estabilidad en labores de minado

Dentro de las consideraciones principales en la excavación de tuneles, la orientación espacial de estructuras persistentes, es uno de factores de mayor relevancia en el cálculo de la estabilidad; la intersección de estructuras singulares con la excavación puede provocar importantes inestabilidades y sobre – excavaciones durante las labores (Hoek & Diederichs , Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2005)

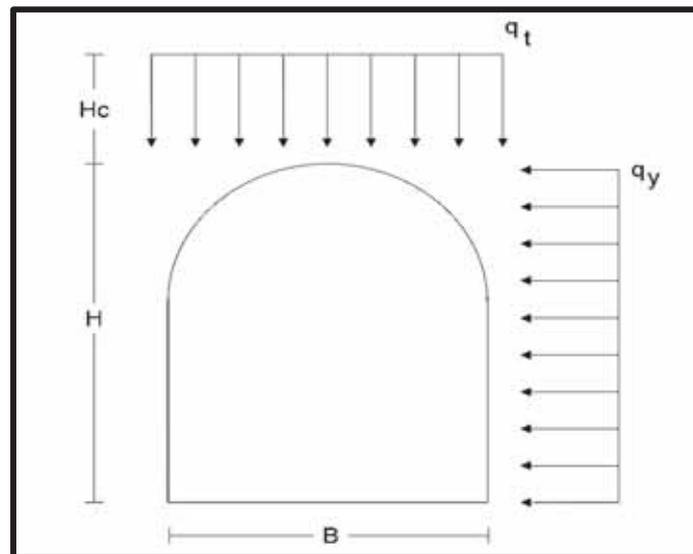
3.2.3.- Presión en el terreno (esfuerzos)

(Vallejo, 2002) el comportamiento mecánico de los materiales rocosos depende principalmente de su resistencia y de los esfuerzos aplicados sobre el que determinan un campo tensional. El campo tensional queda definido por las tensiones principales que lo componen: σ_1 , σ_2 y σ_3 ; dependiendo principalmente de la magnitud de estas tensiones y también de su dirección, se producirían las deformaciones en las rocas y en caso de alcanzarse un determinado valor de esfuerzo diferencial la rotura.

- **Calculo de la carga alrededor de la excavación**

Para el dimensionamiento del sostenimiento con cuadros de madera se emplea el método de Bieniawski quien ha sugerido una metodología para poder determinar la altura de carga (H_c), de la zona perturbada en los alrededores de la excavación en función al RMR (Ucar Navarro, 2018).

Gráfico N° 10 Altura de carga según Bieniawski



Fuente: manual de anclajes en ingeniería civil (Ucar Navarro, Roberto 2018).

- **El valor de la altura de carga (H_c):** de acuerdo a Bieniawski es:

$$H_c = \left(\frac{100 - \text{RMR}}{100} \right) \times B$$

- **El esfuerzo vertical (σ_v):** estará dado por:

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - \text{RMR}}{100} \right) \times \delta \times B$$

- **Carga lineal vertical (q_t), será:**

$$q_t = \sigma_v \times a$$

Donde:

RMR: Rock Mass Rating (clasificación Geomecánica de Bieniawski)

B: Ancho del túnel

δ : Peso específico de la roca

a : Espaciamiento entre cuadros

- **Relación de esfuerzo horizontal y esfuerzo vertical:**

Para el cálculo del esfuerzo horizontal shorey (1994), desarrollo un modelo para estimar el valor del ratio (k), del esfuerzo horizontal con respecto al esfuerzo vertical (OSINERMING, 2017). Esta ecuación es:

$$k = 0.25 + 7 E_h \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

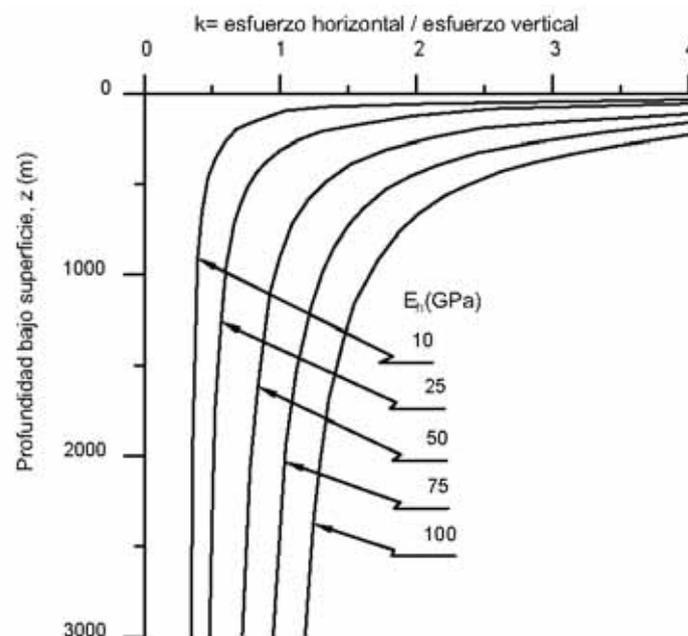
Donde:

Z = profundidad bajo la superficie en metros.

E_h : Módulo de elasticidad promedio en Gpa, de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal.

Una manera de ver gráficamente esta ecuación para un rango de diferentes módulos de elasticidad, se muestra en la siguiente figura:

Gráfico N° 11 Abaco de Sheorey, relación del K con Eh y la profundidad



Fuente: guía de criterios geomecánicos para diseño de labores subterráneas, OSINERMING, 2017

- En consecuencia el esfuerzo horizontal (σ_h), será:

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

- Carga lineal horizontal (q_y), será:

$$q_y = \sigma_h \times a$$

- **Calculo de las dimensiones del sombrero**

Es necesario conocer sus características de la madera empleada para el sostenimiento en la Mina Pulpera, y con estos datos realizar los cálculos de selección de diámetros requeridos.

Cuadro N° 15 Datos de laboratorio de la madera

ESFUERZOS ADMISIBLES DE LA MADERA			
Flexion Estatica	σ_{sf}	180 kg/cm ²	1800 ton/m ²
Compresion Paralela a la Fibra	σ_{scp}	252 kg/cm ²	2520 ton/m ²
Compresion Perpendicular a la Fibra	σ_{sct}	37.5 kg/cm ²	375 ton/m ²
Cizallamiento	τ_{sf}	29 kg/cm ²	290 ton/m ²
Modulo de Elasticidad	E	92515 kg/cm ²	925150 ton/m ²

Fuente: operaciones Apmnac Pulpera.

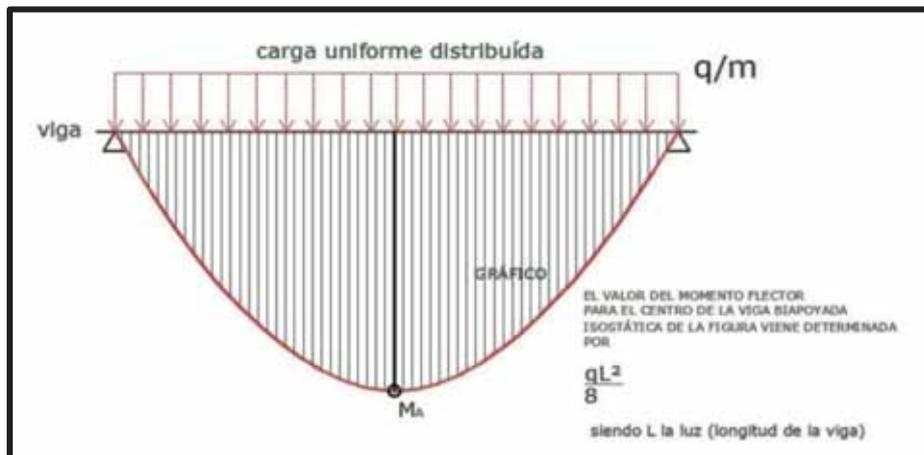
Para la dimensión del diámetro del sombrero, debemos realizar análisis de esfuerzos, considerando carga máxima sobre el sombrero y en el punto medio, para lo cual calcularemos el esfuerzo al que está sometida la madera mediante:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{S}$$

Donde:

M_{\max} : Momento máximo en ton-m. Para cálculos de redondos y carga uniforme sobre el sombrero, se hallará el momento máximo mediante:

Gráfico N° 12 Diagrama de momento flector



Fuente: Elaboración Propia

$$M_{\max} = \frac{1}{8} \times q_t \times L_b^2$$

Donde:

q_t : Carga lineal en Ton/m

L_b : Longitud del sombrero m.

S : Módulo de resistencia o sección de redondos en m^3 , se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

Donde:

d : Diámetro del redondo en m.

- **Calculo de las dimensiones del poste**

Para diseñar el poste está sometido a la presión de los lados y a las reacciones de sus extremos, por lo tanto, para su diseño, se evalúa esfuerzos normales y de flexión, este debe ser verificado mediante la ecuación siguiente:

$$\sigma_{\max} = \sigma_n + \sigma_{\text{flexionante}}$$

$$\sigma_{\max} = -\omega \frac{P}{A} + \frac{M_{\max}}{S}$$

Donde:

ω : Factor de flambéo, la cual está en función de la esbeltez $\omega = f(\lambda)$, para la obtención de este valor se recurre a la tabla de factores de flambéo; la esbeltez se halla mediante la fórmula:

$$\lambda = \frac{4 \times L}{d}$$

P: la carga sobre el poste en ton, esta será:

$$P = \frac{W}{2}$$

Donde:

W: carga total en ton

A: área de la sección del poste en m².

L: longitud del poste en m.

d: diámetro del poste en m.

M_{\max} : Momento máximo del sombrero en Ton-m

S: Módulo de sección circular en m³.

- Ahora calculamos momento máximo horizontal con la altura del poste mediante la ecuación:

$$M_{\max} = \frac{1}{8} \times q_y \times L_b^2$$

- La carga total horizontal, el cual está dada por el esfuerzo horizontal (σ_h) y la ecuación siguiente:

$$q_y = \sigma_h \times a ; \text{ en } \left(\frac{\text{Ton}}{\text{m}} \right)$$

Tabla de factores de flambéo:

Cuadro N° 16 Factores de flambéo

FACTORES DE FLAMBEO (ω)										
X	X+									
X	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	1.01	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.06	1.06
10	1.07	1.08	1.09	1.09	1.1	1.11	1.12	1.13	1.14	1.15
20	1.15	1.16	1.17	1.18	1.19	1.2	1.21	1.23	1.23	1.24
30	1.25	1.26	1.27	1.29	1.29	1.3	1.32	1.33	1.34	1.35
40	1.36	1.38	1.39	1.4	1.42	1.43	1.44	1.46	1.47	1.49
50	1.5	1.52	1.53	1.55	1.56	1.58	1.6	1.61	1.63	1.65
60	1.67	1.69	1.7	1.72	1.74	1.76	1.79	1.81	1.83	1.85
70	1.87	1.9	1.92	1.95	1.97	2	2.03	2.05	2.08	2.11
80	2.14	2.17	2.21	2.24	2.27	2.31	2.34	2.38	2.42	2.46
90	2.5	2.54	2.58	2.63	2.68	2.73	2.78	2.83	2.88	2.94
100	3	3.07	3.14	3.21	3.28	3.35	3.43	3.5	3.57	3.65
110	3.73	3.81	3.89	3.97	4.05	4.13	4.21	4.29	4.38	4.46
120	4.55	4.64	4.73	4.82	4.91	5	5.09	5.19	5.28	5.38
130	5.48	5.57	5.67	5.77	5.88	5.98	6.08	6.19	6.29	6.4
140	6.51	6.62	6.73	6.84	6.95	7.07	7.18	7.3	7.41	7.53
150	7.65	7.77	7.9	8.02	8.17	8.27	8.39	8.52	8.65	8.78
160	8.91	9.04	9.18	9.31	9.45	9.58	9.72	9.86	10	10.15
170	10.29	10.43	10.58	10.73	10.88	11.03	11.18	11.33	11.48	11.64
180	11.8	11.95	12.11	12.27	12.44	12.6	12.76	12.93	13.09	13.26
190	13.43	13.61	13.78	13.95	14.12	14.3	14.48	14.66	14.84	15.03
200	15.2	15.38	15.57	15.76	15.95	16.14	16.33	16.52	16.71	16.91
210	17.11	17.31	17.51	17.71	17.92	18.12	18.33	18.53	18.74	18.95
220	19.17	19.38	19.6	19.81	20.03	20.25	20.47	20.69	20.92	21.14
230	21.37	21.6	21.83	22.06	22.3	22.53	22.77	23.01	23.25	23.49
240	23.73	23.98	24.22	24.47	24.72	24.97	25.22	25.48	25.73	25.99

Fuente: Diseño de Ademes en minería subterránea, 2002.

3.2.4.- Tipos de sostenimiento

Existen diversos tipos de sostenimiento para excavaciones, que pueden utilizarse individualmente o en combinación con otros para estabilizar las excavaciones mineras (OSINERMING, 2017). Estos son:

- Pernos de anclaje – Split set.
- Cables de acero.
- Revestimiento de concreto – shotcrete.
- Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).
- Puntales de madera.
- Paquetes de madera (Wood pack).
- Cuadros de madera con encribado de madera.
- Cimbras metálicas.
- Cimbras cedentes.
- Gatas hidráulicas.
- Malla metálica eslabonada y electrosoldada.
- Relleno (simple o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno cementado (para rocas blandas)
- Elementos de pre soporte (micropilotes y spilling bars)

Se presenta un breve resumen de los soportes más comunes utilizados en la minería subterránea peruana.

3.2.5.- Métodos de selección de sostenimiento para labores mineras

Indice Q de Barton

- Definido por (Barton, Predicting tunnel queezing problems in weak heterogeneous rock masses. Tunnels and Tunnelling International., 2000), como el Indice de Calidad de Rocas para Túneles.
- También conocida como la clasificación NGI, por la afiliación de los autores (Norwegian Geotechnical Institute).
- Determina la calidad del macizo y se aplica en definición de requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas.
- En escala logarítmica, de 0,001 a 1000.
- Definida a partir de 6 parámetros
- Definido a partir de 6 parámetros que forman 3 cocientes:

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

- RQD: índice de calidad de roca
- J_n: numero de sets o familias de juntas
- J_r: rugosidad de las juntas mas débiles
- J_a: grado de alteración o rellenos a lo largo de las juntas
- J_w: factor de influencia del agua en la excavación
- SRF: factor de estrés del macizo rocoso
- El primer cociente da cuenta del tamaño de los bloques que se forman
- El segundo cociente es un indicador de la resistencia entre los bloques, controlada por la resistencia en las discontinuidades
- El tercer cociente, llamado “esfuerzo activo”, considera el efecto de las presiones

Cuadro N° 17 Valor RQD

Notas:		
i. La descripción se refiere a características de escala pequeña e intermedia, en ese orden.		
c) Sin contacto de paredes de roca ante un desplazamiento cortante		
H	Zona con minerales arcillosos con espesor suficiente para prevenir/impedir el contacto de paredes de roca.	1
Notas		
ii. Añadir una unidad (1) al valor de Jr si el espaciamiento promedio de la familia principal de discontinuidad es mayor a 3 m (dependiendo del tamaño de la abertura subterránea)		
iii. Jr = 0.5 puede ser utilizado para discontinuidades planares pulidas con lineaciones, siempre que las lineaciones estén orientadas en la dirección de deslizamiento estimada (dirección de mínima resistencia)		
Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocoso		
	Descripción	Valor
1	ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD
A	Muy mala (> 27 juntas por m ³)	0 – 25
B	Mala (20-27 juntas por m ³)	25 – 50
C	Regular (13-19 juntas por m ³)	50 – 75
D	Buena (8-12 juntas por m ³)	75 – 90
E	Excelente (0-7 juntas por m ³)	90 – 100
Notas		
i. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10		
ii. Intervalos de RQD de 5, es decir, 100, 95, 90, etc., son lo suficientemente exactos		
iii. Asimismo, el RQD puede ser estimado mediante el número de juntas por metro (Jv): $RQD = 110 - 2.5(J_v)$		

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 18 Índice de Juntas

	Descripción	Valor
2	ÍNDICE DE FAMILIAS DE JUNTAS	J _n
	sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0
B	Una familia de juntas	2
C	Una familia de juntas + una familia aleatoria	3
D	Dos familias de juntas	4
E	Dos familias de juntas + una familia aleatoria	6
F	Tres familias de juntas	9
G	Tres familias de juntas + una familia aleatoria	12
H	Cuatro o más familias de juntas, familia aleatoria, roca muy fracturada, etc.	15
J	Roca triturada terrosa	20
Notas		
i. Para intersecciones de túneles, emplear 3 x J _n		
ii. Para portales, emplear 2 x J _n		

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 19 Índice de Rugosidad

	Descripción	Valor
3	ÍNDICE DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES	J_r
	<i>a) Contacto entre paredes de roca, y</i>	
	<i>b) Contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm</i>	
A	Juntas discontinuas	4
B	Onduladas rugosas o irregulares	3
C	Onduladas lisas	2
D	Onduladas pulidas	1.5
E	Planares rugosas o irregulares	1.5
F	Planares lisas	1
G	Planares pulidas	0.5

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 20 Índice Alteración de discontinuidades

	Descripción	ϕ , (grados aprox.)	Valor
4	ÍNDICE DE ALTERACIÓN DE DISCONTINUIDADES		J_a
	a) Contacto entre paredes de roca (sin rellenos de mineral, solo revestimientos)		
A	Relleno fuertemente soldado, duro, inablandable, impermeable, por ejemplo, cuarzo o epidota.		0.75
B	Paredes de discontinuidades inalteradas, solo superficies manchadas.	25 – 35°	1
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas. Recubrimiento de minerales no ablandables; partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas, pequeña fracción de arcilla (no blanda).	20 – 25°	3
E	Recubrimientos de minerales de arcilla suaves o de baja fricción, por ejemplo, caolinita o mica. También, clorita, taco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8 – 16°	4
	b) Contacto entre paredes de roca ante un corte de 10 cm (rellenos delgados de mineral)		
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	4
G	Rellenos de minerales arcillosos fuertemente sobreconsolidados, inablandables (continuos, pero con espesores menores a 5 mm)	16 – 24°	6
H	Rellenos de minerales arcillosos blandos con sobreconsolidación media o baja, (continuos, pero con espesores menores a 5 mm).	12 – 16°	8
J	Rellenos de arcilla expansiva, por ejemplo, montmorillonita (continuos, pero con espesores menores a 5 mm). El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
	c) Sin contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante (rellenos gruesos de mineral)		
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada.	16 – 24°	6
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Sobreconsolidación media o baja o rellenos blandos.	12 – 16°	8
M	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Arcilla expansiva. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
N	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla fuertemente sobreconsolidadas.	12 – 16°	10
O	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla con sobreconsolidación mediana a baja.	12 – 16°	13
P	Zonas o bandas continuas y gruesas con arcilla expansiva, con sobreconsolidación mediana a baja. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	13 – 20

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 21 Factor de reducción de agua

Descripción	Valor
5 FACTOR DE REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS DISCONTINUIDADES	J_w
A Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).	1
B Flujos medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos / "lluvia").	0.66
C Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno.	0.5
D Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades	0.33
E Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.2 – 0.1
F Flujos o presión de agua excepcionalmente alta y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.1 – 0.05
Notas	
i. Los factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de J_w si la roca es drenada o se realiza la inyección de cemento.	
ii. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.	

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 22 SRF Primera Parte

Descripción	Valor		
6 FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF		
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso			
A Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10		
B Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo corto en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5		
C Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m)	5		
D Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).	5		
E Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5		
Notas			
i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influyen, pero no intersectan la excavación subterránea.			
b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos			
	σ_c / σ_1	σ_0 / σ_c	SRF
F Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	> 200	< 0.01	2.5
G Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	$200 - 10$	$0.01 - 0.3$	1
H Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad. También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.	$10 - 5$	$0.3 - 0.4$	0.5 – 2 2 – 5*
J Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	$5 - 3$	$0.5 - 0.65$	5 – 50
K Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	$3 - 2$	$0.65 - 1$	50 – 200
L Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	< 2	> 1	200 – 400

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 23 SRF Segunda Parte

Notas			
ii. Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_C a $0.75\sigma_C$, cuando $\sigma_1 / \sigma_3 \geq 10$, reducir σ_C a $0.5\sigma_C$, cuando σ_C = resistencia a la compresión inconfiada, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y σ_θ = esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).			
iii. Cuando la profundidad de la corona/techo debajo de superficie es menor que el ancho de la excavación; se sugiere incrementar el valor de SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver ítem 6F).			
c) Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones		σ_θ / σ_C	SRF
M	Presión leve de roca plástica	1 – 5	5 – 10
N	Presión intensa de roca plástica	> 5	10 – 20
Notas			
iv. Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo con la literatura pertinente (por ejemplo, Singh et al., 1992 y Bhasin y Grimstad, 1996)			
d) Roca expansiva: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua		SRF	
O	Presión leve de roca expansiva	5 – 10	
P	Presión intensa de roca expansiva	10 – 15	

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro N° 24 Clasificación de Bartón de los macizos rocosos

VALOR DEL ÍNDICE Q	TIPO DE MACIZO ROCOSO
0.001 – 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 – 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
1 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas. Para su diseño se deberá tener en cuenta lo siguiente:

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de esfuerzos naturales e inducidos.
- La dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales.
- La forma y las dimensiones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento a fin de que el diseño asegure la vida de servicio esperada de la excavación.

El tiempo transcurrido entre la ejecución de la excavación y la instalación del sostenimiento dependerá de las condiciones del macizo rocoso. En rocas de buena calidad, el sostenimiento podrá ser retrasado en el tiempo; en caso contrario, la instalación deberá realizarse lo más pronto posible: “la colocación tardía del sostenimiento en un determinado tramo, favorece la relajación y descompresión del macizo rocoso, pudiendo ser la causa de manifestaciones de inestabilidad” (Lorig, 2009, pág. 46)

Atendiendo como actúa en la roca, el sostenimiento podrá ser activo o pasivo:

- **Sostenimientos pasivos:** actúan en la superficie de la excavación o en su interior (ej. cimbras metálicas, cuadros de madera, concreto lanzado (shotcrete) y pernos cementados). Estos elementos pasivos requieren que la roca se desplace o deforme para recién empezar a actuar como soporte. (Los sostenimientos que se instalan en la superficie se les denomina, además de sostenimiento pasivo como soporte de roca).

- **Sostenimientos activos:** actúan en el interior del macizo rocoso (ej. pernos de anclaje tensados y cables de anclaje tensados). Son capaces de proporcionar refuerzo a la roca desde el instante mismo de su instalación, logrando que la roca forme una zona de compresión y participe en la estabilidad de la excavación (refuerzo de roca).

El tipo de sostenimiento a emplear estará en función de los requerimientos de servicio de la excavación, las características del macizo rocoso, el equipo de construcción y los costos de instalación.

En el proyecto debe incluirse un plan de control que permita conocer razonablemente el comportamiento del sostenimiento y los desplazamientos del macizo rocoso circundante, tanto en las distintas fases constructivas como en las de utilización (Lorig, 2009).

Para el cálculo del sostenimiento de excavaciones subterráneas se podrá recurrir a métodos numéricos, equilibrio límite y métodos empíricos. Es recomendable realizarlo con dos métodos, cuando menos, a manera de comparación.

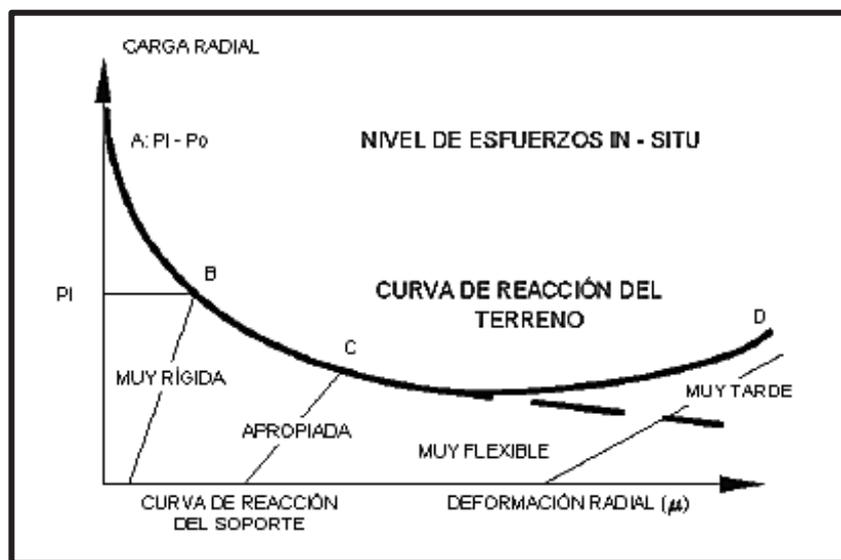
3.2.5.1. Criterios de diseño

3.2.5.1.1. Método analítico

El método más utilizado es el de interacción entre la curva característica del macizo rocoso y del sostenimiento. el punto A representa el estado de equilibrio del perfil transversal de la galería antes de la excavación, ($P_i = P_o$). Al realizarse la excavación, la curva de reacción de la roca desciende hasta un determinado valor de deformación. Para controlar la deformación radial se requiere un sostenimiento que comunique una presión radial P_i . El Punto B representa

la presión de soporte con un sostenimiento muy rígido, y el punto C otro sistema de soporte más apropiado con el cual se alcanza el equilibrio entre las presiones de la roca y de soporte. El punto D representa un soporte instalado después de que la roca ha sufrido una fuerte deformación o el sostenimiento es muy flexible y no es capaz de controlar la deformación, situación que crea condiciones inestables a la estructura. Si las curvas de interacción de la roca y del soporte no se intersectan se producirá el colapso de la estructura (Brown, 1985).

Gráfico N° 13 Nivel de esfuerzos in Situ



Fuente: Bieniawski 1989

3.2.5.1.2. Método empírico Sistema Q

El gráfico de sostenimiento del Sistema Q fue desarrollado por (Barton, Predicting tunnel queezing problems in weak heterogeneous rock masses. Tunnels and Tunnelling International., 2000) Ha tenido dos revisiones principales, en 1993 se actualizó tomando como base 1050 casos de excavaciones, principalmente en Noruega ((Barton & Grismstad, El Sistema Q para la Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles., 2000), en 2002 se actualizó basándose en 900 nuevos casos de excavaciones en Noruega, Suiza e India. Esta

actualización también incluyó una investigación analítica respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados de concreto lanzado (RRS) como función de la carga y de la calidad del macizo rocoso (Barton & Grismstad, El Sistema Q para la Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles., 2000)), siendo la última versión del gráfico de sostenimiento la que afirmo. constituye la actualización más reciente del Sistema Q, y muestra las recomendaciones de sostenimiento (espesor del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr), el espaciamiento entre pernos y la longitud entre los mismos).

3.2.5.1.3. Energía de absorción del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr)

En el gráfico de sostenimiento se han incluido las clases de energía de absorción basándose en las deformaciones esperadas de las diferentes calidades del macizo rocoso. Estas clases de energía corresponden a energías de absorción definidas por las normas EFNARC y publicadas por NB (2011) (OSINERMING, 2017).

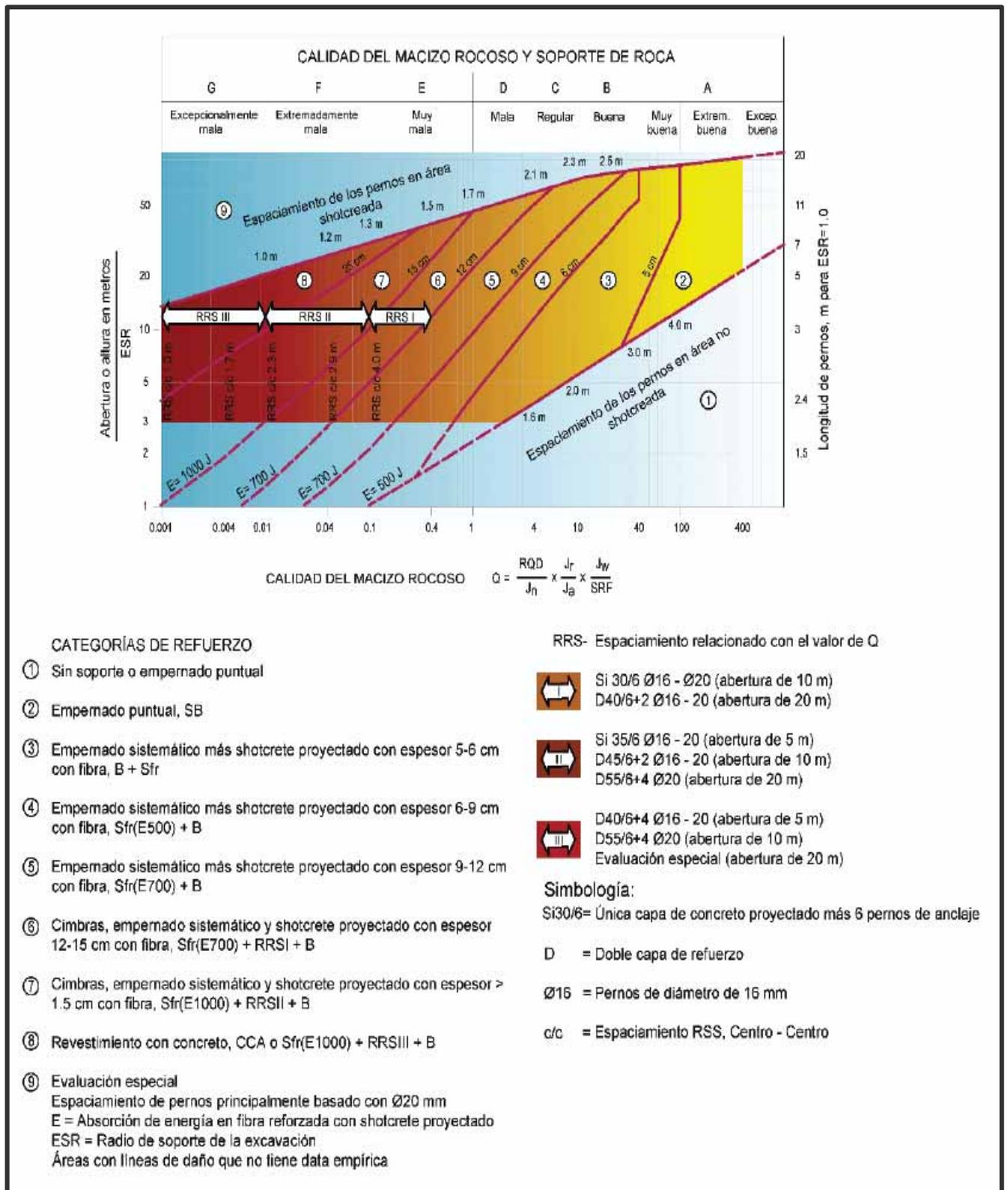
Cuadro N° 25 Clases de energía de absorción

Clase de Energía de absorción	Mínimo de Energía de absorción (Joule)
E500	500
E700	700
E1000	1000

Fuente: Bieniawski 1989.

La mayor parte de casos de los gráficos de sostenimiento del Sistema Q son principalmente de roca dura, con juntas, incluyendo zonas de debilidad. Se observa pocos casos de roca suave o sin juntas. Para la evaluación de sostenimiento en este tipo de rocas se deben considerar otros métodos adicionales al Sistema Q para el diseño de sostenimiento.

Gráfico N° 14 Sistema Q de Bartón



Fuente: Bieniawski .

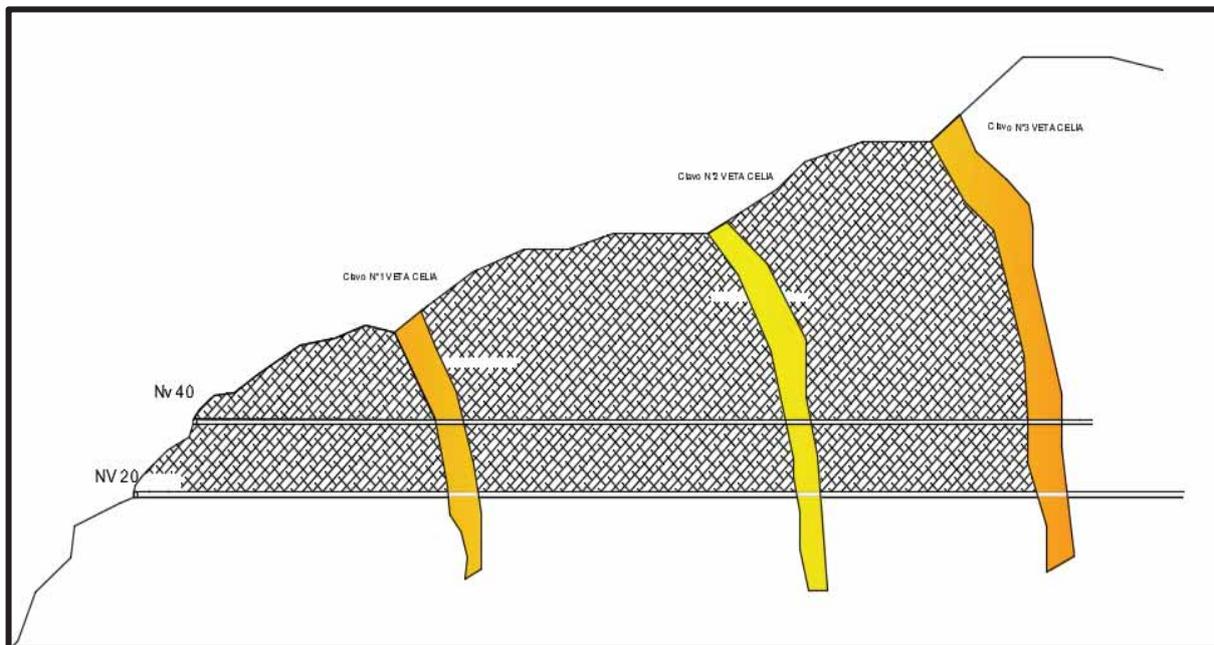
CAPÍTULO IV

ANÁLISIS GEOMECANICO EN LA MINA LA PULPERA

4.1.- Evaluación geomecánica

La evaluación geomecánica de la mina es un proceso que nos permite determinar el comportamiento de la roca, dicho comportamiento es de vital importancia porque nos ayudara a determinar el sostenimiento en la mina, en caso contrario nos ayudara a determinar si no necesitamos sostenimiento, en muchos de los casos la zonificación geomecánica de las diversas labores nos dará una perspectiva que nos ayudara a determinar el sostenimiento a medida que se profundicen las labores.

El análisis geomecánico será de dos niveles, los niveles a estudiar serán el Nv 20 y el Nv 40, el nivel más profundo es el Nv 20 con aproximadamente 490 metros, el Nv 40 con 420 metros, estos niveles son los más profundos y nos ayudaran a interpolar los otros niveles en la zonificación geomecánica. En el siguiente grafico se muestra los niveles a ser estudiados y los dimensionamientos de los clavos propios de la veta Celia.

Gráfico N° 15 Labores a Analizar Apminac Pulpera

Fuente: Análisis Propio

4.1.1.- Análisis de discontinuidades

Para el análisis de discontinuidades se va determinar las más importante para ello se va realizar el mapeo por línea de detalle, se empezará de bocamina y se ira profundizando, las discontinuidades más representativas serán tomadas en cuenta para nuestro estudio. Se muestra el mapeo geomecanico (cuadro 31, 32 y 33) y el análisis de discontinuidades por línea de detale.

Cuadro N° 27 Línea de detalle Nv 40

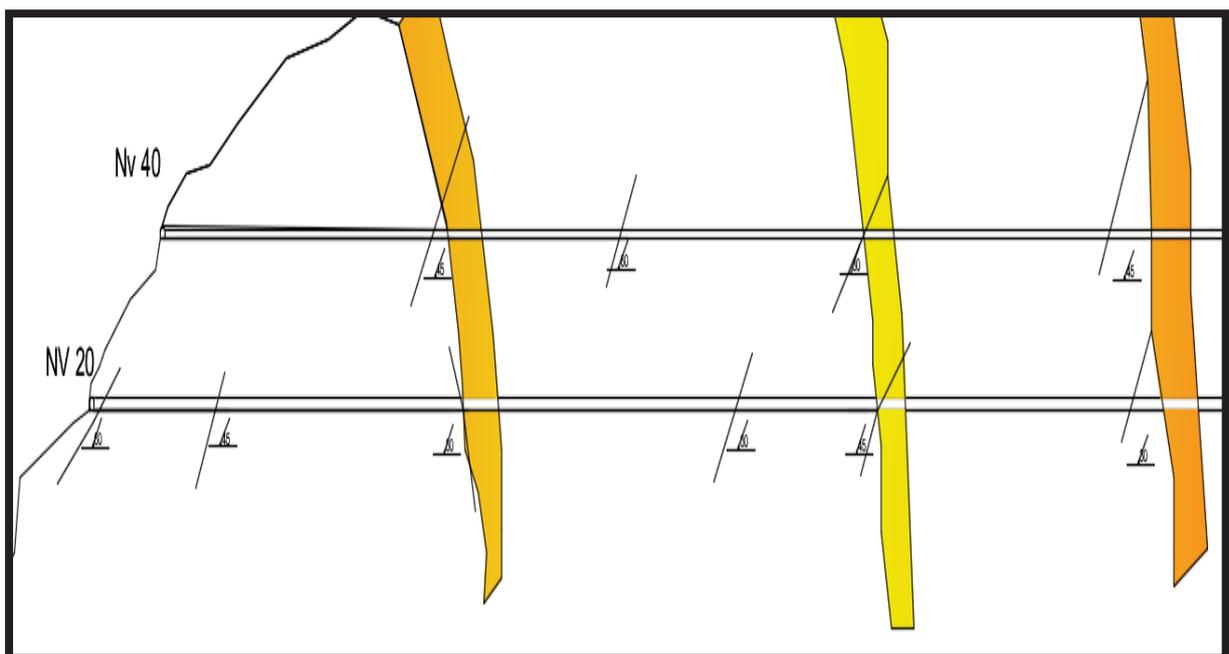
N°	Distancia	Orientación de la discontinuidad	Condiciones Estructurales Bieniawski							Parámetros Q Bartón				
			Juntas	Persistencias	Apertura (mm)	Relleno	Rugosidad	Meteorización	Jn Numero de familias	Jr Coeficiente de rugosidad	Ja Coeficiente de meteorización			
Tipo de discontinuidad			1974											
1	113	Buzamiento	45	30	Contacto	Mala	Si	0.1	SI	SI	Si	2	1.5	1
2	182	Dirección de buzamiento	60	120	Falla	Regular	Si	0.1	NO	NO	Si	3	1	1
3	228	Buzamiento	30	180	Contacto	Mala	Si	1	SI	Si	Si	4	1.5	4
4	370	Distancia a la intersección de la discontinuidad	45	90	Contacto	Mala	Si	2	SI	Si	Si	2	4	4

Fuente: Elaboración Propia

Hay que tomar en cuenta que el estudio de línea de detalle lo realizó el Área de Geología, es importante conocer el estudio de discontinuidades para así poder determinar la familia de juntas y así tener una perspectiva de las zonas que tengan el mayor fallamiento, en estas zonas se priorizara el sostenimiento de soporte como cuadros de madera.

Las discontinuidades que se han encontrado han demostrado que la roca no está muy fracturada, en general la roca no presenta demasiadas discontinuidades, las pocas discontinuidades que se encuentran son admisibles y permiten el desarrollo de las operaciones con normalidad. En el siguiente grafico se muestra las discontinuidades más representativas en los Niveles 20 y 40.

Gráfico N° 16 Discontinuidades Niveles 20 y 40



Fuente: Análisis Propio

Fotografía N° 1 Mapeo de línea de detalle Nv 20



Fuente: Análisis Propio

4.1.2.- Análisis de Propiedades Físicas de la roca

En esta parte, el análisis de las propiedades físicas lo ha realizado el departamento de Geología, ha enviado diversas muestras a la Universidad Nacional del Altiplano las muestras en general tienen un dimensionamiento como se indica a continuación:

Muestras Nv 20 y 40:

- **Diámetro: 5.4 cm**
- **Largo: 11.06 cm**

Se ha tomado las muestras de la roca In Situ de los niveles 20 y 40, en la siguiente fotografía se muestra las muestras enviadas para las diversas pruebas tanto físicas como mecánicas.

Fotografía N° 2 Testigos para evaluaciones Mecánicas



Fuente: Análisis Propio

Los resultados de las propiedades físicas de los Niveles 20 y 40 se muestran a continuación:

Cuadro N° 28 Propiedades físicas roca

Roca	Densidad (kg/m³)	P.E. a. (KN/m³)	P.H. (%)	Absorción (%)
Muestra Nv 20	2600	23.48	4.31	1.66
Muestra Nv 40	2700	20.74	5.58	2.6
Zona Mineralizada	2600	25.42	3.47	1.83

Fuente: Apmnac Pulpera - Área Geología

4.1.3.- Análisis de Propiedades Mecánicas de la roca

Las propiedades mecánicas de la roca son una referencia muy importante al momento de hacer la evaluación geomecánica ya que son requisitos para cualquier caracterización tanto de Hoek Brown o de Mohr Coulomb así también para utilizar sus criterios de rotura, en el siguiente cuadro se muestra el resumen de las propiedades mecánicas de ensayos que se realizaron en la Universidad Nacional del Altiplano.

Cuadro N° 29 Propiedades mecánicas roca en veta Celia

Roca	Resistencia UCS (Mpa)	Tracción (Mpa)	Módulo de elasticidad (Gpa)	Poisson	Cohesión (Mpa)	Phi (°)
Muestra Nv 20	40.8	7.36	21.92	0.18	0.09	41
Muestra Nv 40	59	15.81	30.23	0.26	0.53	30
Zona mineralizada	28	4.72	15.14	0.12	0.22	20

Fuente: Apmnac Pulpera – Área Geología

Como se observa la resistencia de la roca en promedio es de 40 a 60 MPa, con estos datos podemos indicar que la roca es de buena calidad por tener buena resistencia, esto varia al encontrarnos con discontinuidades o desarrollando las labores sobre mineral, donde la roca no tiene buena resistencia y en muchos de los casos es roca de mala calidad, esto debido a las alteraciones propias de la mineralización, en la siguiente fotografía se puede ver como la zona mineralizada no ofrece la resistencia necesaria teniendo que colocar un sostenimiento con madera.

Fotografía N° 3 Cuadros de madera en zona mineralizada



Fuente: Análisis Propio

4.2.- Análisis de estabilidad en las labores de minado

El análisis de estabilidad en la mina es determinante para determinar el tipo de sostenimiento, ya que si el macizo rocoso está sometido a esfuerzos altos tendrá mayor probabilidad de deformarse, la estabilidad en la mina es de fácil monitoreo, mayormente se realiza la medida de convergencia con el extensómetro, para nuestro caso no es necesario realizar este proceso, porque hasta el momento no se ha encontrado convergencias significantes que lleguen a superar los 20 mm, el área de geología viene realizando este monitoreo como parte de sus responsabilidades en la siguiente fotografía se puede evidenciar el trabajo que realizan y los resultados obtenidos en campo.

Fotografía N° 4 Monitoreo de convergencias con extensómetro

Fuente: Apmnac Pulpera

En el siguiente cuadro se muestra un resumen de las convergencias en diversas zonas de los Niveles 20 y 40 hay que tomar en cuenta que para Apmnac Pulpera la convergencia tolerable es de 0 a 20 mm, de riesgo es de 20 a 40 mm y de alto riesgo es de 40 a 60 mm para estos casos se ha planteado el diseño del sostenimiento con shotcrete, pero hasta el momento no se ha dado el caso.

Cuadro N° 30 Monitoreo de convergencia

Nivel	Punto	Primera medición	Desplaz. (mm)	Segunda Medición	Desplaz. (mm)	Velocidad (mm/mes)
20	Pared	8/05/2018	1	8/06/2018	0.7	0.20
	Pared	5/06/2018	0.8	5/07/2018	0.9	0.10
	Cuadro	12/07/2018	1	12/08/2018	1.1	0.10
40	Cuadro	12/09/2018	0.9	12/10/2018	1	0.10
	Pared	15/08/2018	0.1	15/09/2018	0.7	0.20
	Pared	5/07/2018	0.5	5/08/2018	0.6	0.10

Fuente: Elaboración propia

La convergencia en las labores de la mina no es significativa, tampoco llega a una velocidad de 1mm mensual, con lo cual las labores no son de riesgo, por otra parte, es importante considerar las convergencias para labores en donde la profundización llegue a ser mayor los 600 metros de profundidad, incluso OSINERGMIN nos recomienda realizar estudios de monitoreo de presiones a esa profundidad, pero para el caso de Apmnac Pulpera no es necesario porque aún no hemos llegado a esas profundidades.

4.2.1.- Determinación de esfuerzos en la mina

Todos los macizos rocosos en su estado natural están sometidos a las tensiones debido a su propio peso de las capas suprayacentes, confinamiento e a su historia de tensiones, para lo cual es fundamental conocer la magnitud y la orientación de estas tensiones, pero para la

determinación del estado tensional de los macizos rocosos es uno de los problemas más complejos que existe en mecánica de rocas.

Dentro de tensiones naturales se encuentran las tensiones litostáticas, las mismas que se producen como consecuencia del peso de la columna de roca por unidad de área de un segmento de la corteza terrestre. La tensión vertical en un punto se determina mediante:

$$\sigma_v = 0.027 z$$

Donde:

σ_v = Esfuerzos verticales en labores de minado

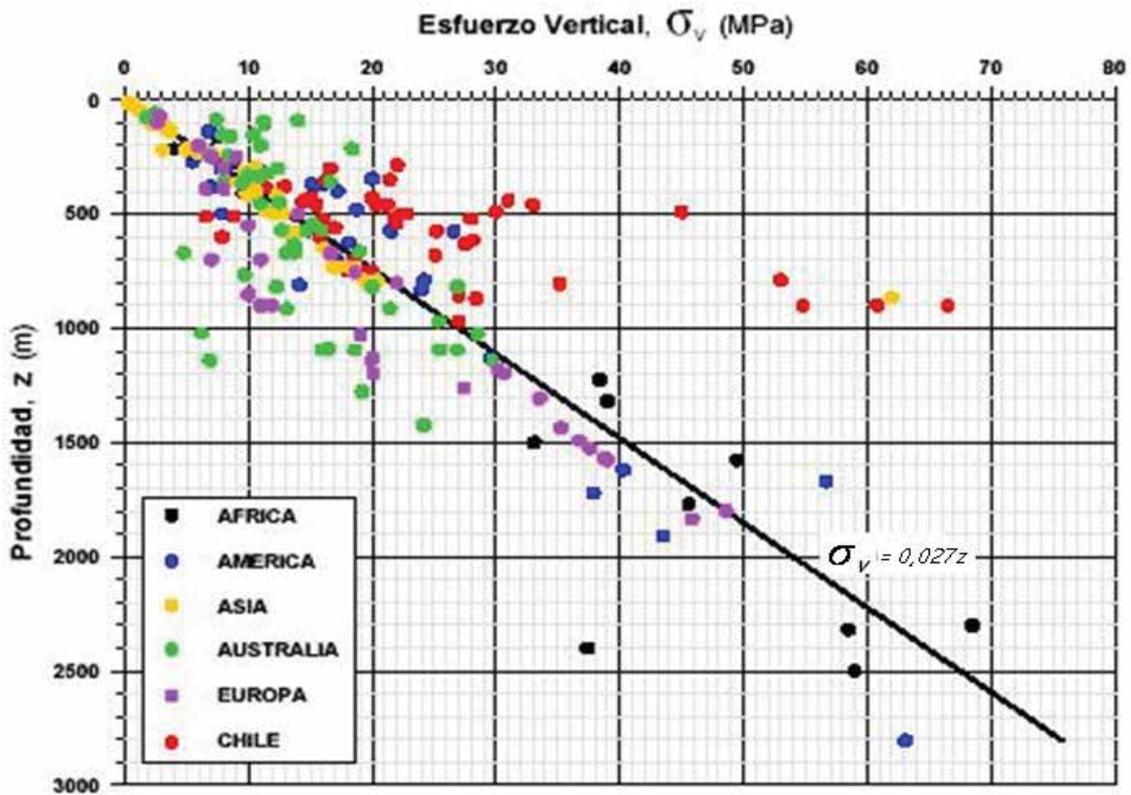
z = Altura Litostatica

Esta tensión compresiva vertical origina esfuerzos laterales horizontales al tender las rocas a expandirse en direcciones transversales con respecto a las cargas verticales.

Existe un método para la estimación de la magnitud de la tensión, se puede establecer relaciones entre las tensiones verticales y horizontales y su variación con la profundidad. Los datos empíricos demuestran una buena correlación entre la tensión máxima vertical y la profundidad con un gradiente de 0,027 MPa/metro. Sin embargo, para las tensiones horizontales la variación regional es muy importante y, en la mayoría de casos analizados se comprobó que éstas exceden a las tensiones vertical con un valor medio de 10 MPa a profundidades cercanas a la superficie. En el siguiente gráfico se puede observar como Hoek Brown basado en sus estudios creó una correlación que es muy importante al momento de determinar las tensiones en la mina, esta correlación que propone Brown nos ayudara a estimar

los diversos valores de las tensiones en nuestras áreas de estudio (Hoek, Support of Underground Excavations in Hard Rock. , 1995)

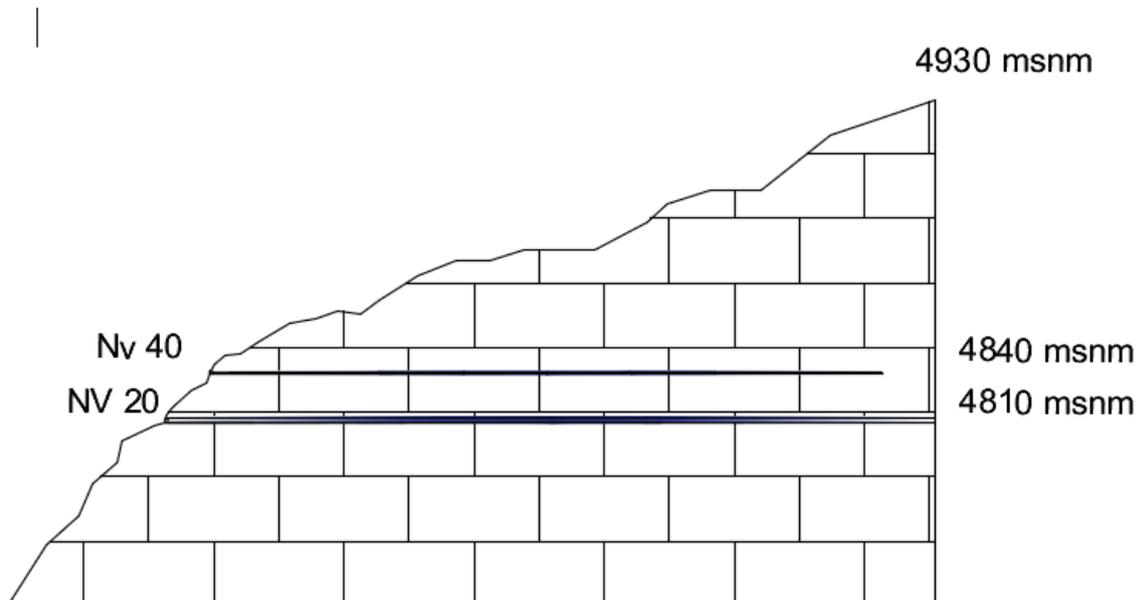
Gráfico N° 17 Esfuerzos verticales



Fuente: Hoek Brown

Para el cálculo de las tensiones verticales en la mina Apminac la Pulpera utilizaremos la correlación de Hoek Brown que se muestra en el anterior párrafo, para ello, determinaremos su altura litostática, en el siguiente gráfico determinamos la altura litostática respecto a la cota más alta.

Gráfico N° 18 Alturas litostaticas



Fuente: Elaboracion Propia

La cota más alta en la mina Apmnac Pulpera es de 4930 msnm, en el siguiente cuadro se muestra el resultado de las tensiones litostaticas:

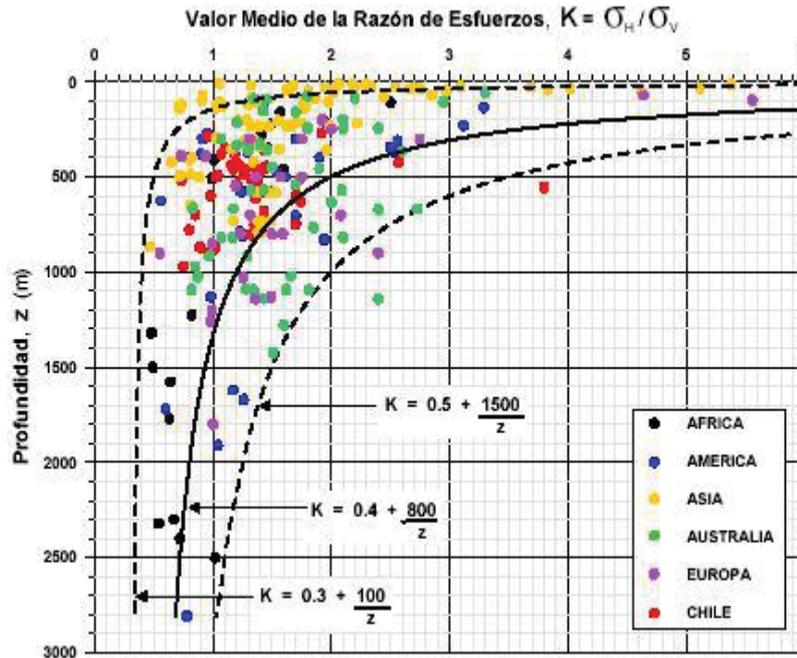
Cuadro N° 31 Tensión verticales Apmnac Pulpera

Nivel	Altura Litostatica (z)	Tensiones verticales (MPa) σ_v
20	120 mts.	$120 \times 0.027 = 3.24$
40	90 mts.	$90 \times 0.027 = 2.43$

Fuente: Apmnac Pulpera

Existe una relación entre los esfuerzos tanto verticales como horizontales, esta relación que propone Hoek – Brown basado en sus observaciones es la que se muestra en el siguiente gráfico.

Gráfico N° 19 Variación de k con respecto a la profundidad



Fuente: Hoek Brown

Para entender este gráfico hay que tomar en cuenta que las labores de Apminac Pulpera se encuentran a poca profundidad menos de 500 metros y además la labor más profunda que es el Nivel 10 se encuentra a 4780 msnm, es por eso que se escoge la relación siguiente:

$$K = 0.3 + \frac{100}{z}$$

Donde:

K = Relacion entre esfuerzos horizontales y verticales

Z = Altura litostatica de la labor más profunda

En la relación anterior:

$Z = 4930(\text{cota más alta}) - 4780 (\text{cota labor más profunda}) = 150$ metros

Entonces:

$$K = 0.3 + \frac{100}{150} = 1$$

La relación entre los esfuerzos es 1, esto quiere decir que los esfuerzos verticales son iguales a los esfuerzos horizontales, en el siguiente cuadro se indican tanto los esfuerzos verticales que afectan a la corona como los esfuerzos horizontales que afectan a los hastiales de las labores.

Cuadro N° 32 Tensiones verticales y horizontales

Nivel	σ_v Tensiones Verticales (MPa)	σ_h Tensiones Horizontales (MPa)
20	3.24	3.24
40	2.43	2.43

Fuente: Elaboración propia

Los esfuerzos en la mina en promedio llegan a 2.8 MPa, son mínimas en comparación a la resistencia a la compresión de la roca que llega a 54 MPa, por lo tanto, los esfuerzos en la mina son admisibles y no existiría la posibilidad de deformación por parte de los esfuerzos, ni tampoco sería necesario emplear sostenimiento de soporte como shotcrete.

4.2.2. Determinación de cargas en la mina

Existe una altura de carga en las diferentes labores de minado, esta carga es determinante al momento de realizar las diferentes excavaciones porque nos permite determinar cual es el peso que va soportar nuestro sostenimiento, es por ello que se ha decidido emplear la propuesta de Everling para determinar cargas en las labores de minado, la propuesta de Everling es la siguiente:

$$h = \alpha L_a$$

$$\sigma_t = hy$$

$$q_t = \sigma_t a$$

$$P_t = \alpha L_a^2 a$$

Donde:

h = Altura de la carga en metros

α = Factor de carga que depende de las deformaciones rocosas,

bajo condiciones normales es de 0.25 a 0.5, cuando el techo es malo con muchas grietas

Puede ser de 1 a 2.

q_t = carga por unidad de longitud $\left(\frac{\text{ton}}{\text{m}}\right)$

P_t = carga total que se produce

a = espaciamiento entre cuadros

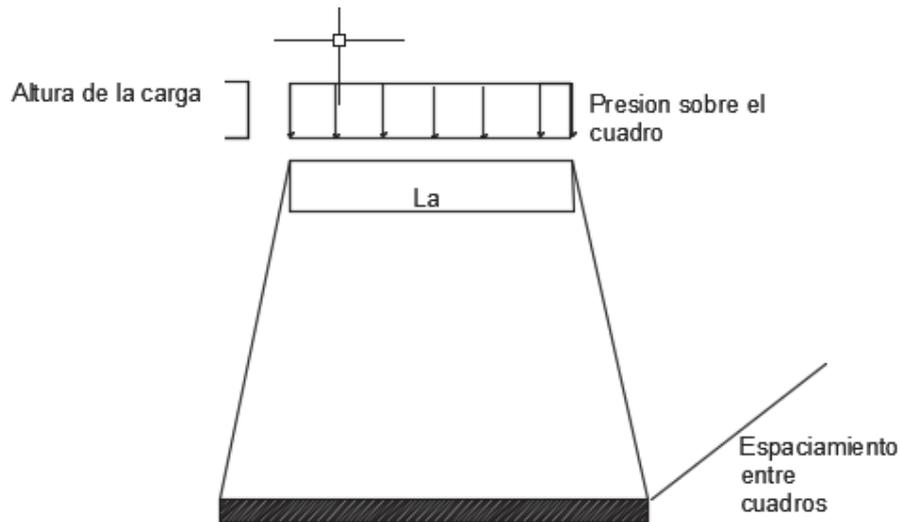
L_a^2 = Luz de destaje

y = peso especifico $\left(\frac{\text{ton}}{\text{m}^3}\right)$

σ_t = Presion sobre el cuadro

En el siguiente grafico se muestra como es el planteamiento de Everling para determinar las cargas en la mina:

Gráfico N° 20 Altura de carga



Fuente: Everling

Para nuestro caso primero vamos a estudiar las cargas en las zonas mineralizadas, para ello debemos tener en cuenta que se va tener un espaciamento entre cuadros de 1.0m a 1.2m. , el ancho de las labores es de 2.1m, densidad de zona mineralizada 2.6 ton/m³, y altura de carga 1 por ser una roca de mala calidad.

$$h = 1 \times 2.1 = 2.1 \text{ m}$$

$$\sigma_t = 2.1 \times 2.6 = 5.46 \text{ ton/m}^2$$

$$q_t = 5.46 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1 \text{ m} = 5.46 \text{ ton/m}$$

$$P_t = 1 \times 2.1^2 \times 1 \times 2.6 = 11.466 \text{ ton}$$

Las cargas en zonas mineralizada llegan a ser de 11.466 ton, por lo tanto, debemos tener en cuenta seleccionar un sostenimiento que se adecue a estas cargas, ahora realizaremos el estudio para zonas no mineralizadas, donde el espaciamiento entre cuadros es de 1.2 m y el factor de carga para condiciones normales es de 0.5 y la densidad 2.6 ton/m³.

$$h = 0.5 \times 2.1 = 1.05 \text{ m}$$

$$\sigma_t = 1.05 \times 2.6 = 2.73 \text{ ton/m}^2$$

$$q_t = 2.73 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.2 = 3.276 \text{ ton/m}$$

$$P_t = 0.5 \times 2.1^2 \times 1.2 \times 2.6 = 6.88 \text{ ton}$$

Como se observa las cargas en zonas no mineralizadas llegan a 6.88 ton, por lo tanto, el sostenimiento se tendrá que adecuar a estas condiciones.

4.3. Clasificaciones Geomecánicas

4.3.1. Clasificación Geomecánica con RMR y Q

La primera clasificación geomecánica que vamos a utilizar es la del RMR para lo cual vamos a seguir los pasos mencionados en el capítulo del marco teórico, Bieniawski (1973), propone una clasificación denominada (RMR), en el cual considera la sumatoria de 6 parámetros:

$$\mathbf{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - (6)$$

(1) = Resistencia a la compresion uniaxial de la matriz rocosa.

(2) = RQD indice de calidad de roca

(3) = Espaciado entre las discontinuidades

(4) = Condiciones de las discontinuidades

(5) = Condiciones de agua

(6) = Correccion por orientacion de las discontinuidades

- Calculamos a continuacion el RMR para zona no mineralizada:

- (1) Resistencia a la compresión uniaxial, este dato se obtiene de área de geología pulpera
- (2) RQD, en la mina APMINAC PULPERA se observa 17 discontinuidades por metro lineal, según la fórmula de Priest and Huston:

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

Donde: $\lambda = 17$

$$RQD = 100 e^{-0.1(17)} (0.1 (17) + 1)$$

$$RQD = 49.32\%$$

- (3) Espaciado entre las discontinuidades, observándose en la mina de 20 cm a 60 cm.
- (4) Condiciones de las discontinuidades:
- Longitud de la discontinuidad, observada en la Galería es de 1 a 3 m.
 - Abertura se observa en la galería de 0.1 a 1 mm.
 - Rugosidad, es ligeramente rugoso.
 - Relleno, duro >5mm.
 - Alteraciones, moderadamente alterada.

(5) Condiciones de agua, observándose mojada.

(6) Corrección por orientación de las discontinuidades, se observa que la excavación no es favorable, ni desfavorable por lo tanto es media.

- Calculo de RMR para zona mineralizada:

- (1) Resistencia a la compresión uniaxial, este dato se obtiene de área de geología pulpera
- (2) RQD, en la mina APMINAC PULPERA se observa 26 discontinuidades por metro lineal, según la fórmula de Priest and Huston:

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

Donde: $\lambda = 26$

$$RQD = 100 e^{-0.1(26)} (0.1 (26) + 1)$$

$$RQD = 26.74\%$$

- (3) Espaciado entre las discontinuidades, observándose en la mina de 6 cm a 20 cm.
- (4) Condiciones de las discontinuidades:
 - Longitud de la discontinuidad, observada en la Galería es de 10 a 20 m.
 - Abertura se observa en la galería de 0.1 a 1 mm.
 - Rugosidad, es ligeramente rugoso.
 - Relleno, suave < 5mm.
 - Alteraciones, muy alterada.
- (5) Condiciones de agua, observándose goteos.
- (6) Corrección por orientación de las discontinuidades, se observa que la excavación es muy desfavorable.

Seguidamente lo resumimos los cálculos y de esa forma desarrollar el mapeo geomecánico.

Cuadro N° 33 Mapeo Geomecánico Bieniawski Nivel 20

MAPEO GEOMECANICO		LUGAR: NIVEL 20		EJECUTADO POR: GUILLERMO DIEGO ARANA ALVITES			
NIVEL 20		ALTIMETRIA: 100m		LITOSTATICA: 100m			
FECHA: 05/05/2107		VALORACION DEL MACIZO ROCOS (R.M.R)		VALORACION			
PARAMETRO		RANGO DE VALORES		VALORACION			
		MARCAR RANGOS		VALORACION			
I) R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	X	25 - 50 (4)	< 25 (2) < 5 (1) < 1 (0)	4
	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	X	25 - 50 (8)	< 25 (3)	8
II) RQD %	> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	8
	< 1 m long (6)	X 1 - 3m Long (4)	3 - 10 m (2)		10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4
III) ESPACIAMIENTO (m)	cerrada (6)	< 0.1mm apert. (5)	0.1 - 1 mm (4)	X	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	X	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	Limpio (6)	Duro < 5 mm (4)	Duro > 5 mm (2)	X	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterad. (3)	X	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	3
IV) CONDICION DE JUNTAS	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	X	Goteo (4)	Flujo (0)	7
	Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Media (-5)	X	Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-5
V) AGUA SUBTERRANEA		RMR CORREGIDO = (I + II + III + IV + V - VI), RMR corr.= 38		RMR=43		38	
VI) CORR. POR DIRECCION Y BUZAMIENTO		CLASE DE MACIZO ROCOSO		CLASE DE MACIZO ROCOSO		IV	
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		MALA
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	MUY MALA		

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N° 34 Mapeo Geomecánico Bieniawski Nivel 40

PARAMETRO		RANGO DE VALORES MARCAR RANGOS										VALORACION
D) R. COMPRES. UNIAIXIAL (MPa)	> 250 (15)	100 - 250 (12)	X	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	< 25 (2)	< 5 (1)	< 1 (0)	7			
	90 - 100 (20)	X	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	< 25 (3)	17					
II) ROD %	> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	X	0.2 - 0.6 (10)	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	10					
	< 1 m long (6)	X	1 - 3m Long (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4					
IV) CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	cerrada (6)	X	< 0.1mm apert. (5)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	5					
	ABERTURA	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3					
	RUGOSIDAD	Limpio (6)	X	Duro < 5 mm (4)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4					
	RELLENO	Sana (6)	X	Lig. Alterada (5)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	5					
V) AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10					
	Muy Favorable (0)	X	Favorable (-2)	Media (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-2					
VI) CORR. POR DIRECCION Y BUZAMIENTO	RMR=65										63	
CLASE DE MACIZO ROCOSO											II	
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	BUENA						
CONDICION	I) MUY BUENA	II) BUENA	III) DEBIL A D	IV) MALA	V) MUY MALA							

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N° 35 Mapeo Geomecánico Bieniawski Zona Mineralizada

MAPEO GEOMECANICO		LUGAR: NIVEL 20		EJECUTADO POR: GUILLERMO DIEGO ARANA ALVITES			
ZONA MINERALIZAD		ALTURA LITOSTATICA: 110m					
FECHA: 05/05/2107							
VALORACION DEL MACIZO ROCOS (R.MR)							
PARAMETRO		RANGO DE VALORES				VALORACION	
		MARCAR RANGOS					
I) R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)		> 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	< 25 (2) < 5 (1) < 1 (0)	4
II) RQD %		90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	< 25 (3)	8
III) ESPACIAMIENTO (m)		> 2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	8
IV) CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1 m long (6)	1 - 3m Long (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	1
	ABERTURA	cerrada (6)	< 0.1mm apert. (5)	0.1 - 1 mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	RELLENO	Limpio (6)	Duro < 5 mm (4)	Duro > 5 mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	1
ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterad. (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)		2
	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		4
VI) CORR. POR DIRECCION Y BUZAMIENTO		Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Media (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-12
RMR=35						RMR CORREGIDO = (I + II + III + IV + V - VI), RMR corr.= 23	23
CLASE DE MACIZO ROCOSO							IV
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	20 - 0		MALA
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	
GSI=RMR'-5	RMR > 23		RMR=9LnQ+44	RMR'=9LnQ'+44			

Fuente: Elaboración propia

- **Clasificación Q de Bartón**

La siguiente clasificación que vamos a emplear es la de Q de Bartón que propone la siguiente fórmula.

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

Q= índice Q

RQD= Grado de Calidad de roca

J_n= índice de diaclasado

J_r= índice de rugosidad

J_a= índice de alteración

J_w=Coeficiente reductor por presencia de agua

SRF = Coeficiente que tiene en cuenta la influencia tensional en el macizo rocoso

Cuadro N° 36 RQD

Nivel 20	49.32 %
Nivel 40	73.57 %
Zona mineralizada	26.74 %

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N° 37 Índice de diaclasado J_n

Nivel 20	6
Nivel 40	2
Zona mineralizada	4

Fuente: Elaboración propia

El índice de rugosidad

Cuadro N° 38 Índice de rugosidad Jr

Nivel 20	4
Nivel 40	1.5
Zona mineralizada	4

Fuente: Elaboración propia

El índice de alteración

Cuadro N° 39 Índice de alteración Ja

Nivel 20	3
Nivel 40	1
Zona mineralizada	3

Fuente: Elaboración propia

El coeficiente reductor por agua

Cuadro N° 40 Índice de reductor de agua Jw

Nivel 20	0.66
Nivel 40	1
Zona mineralizada	0.33

Fuente: Elaboración propia

Coeficiente por influencia del estado tensional

Cuadro N° 41 Influencia de estado tensional SRF

Nivel 20	2.5
Nivel 40	2.5
Zona mineralizada	2.5

Fuente: Elaboración propia

Luego para obtener el valor Q debemos realizar el cálculo respectivo para cada nivel:

$$Q \text{ Tramo A} = \frac{49.32}{36} \times \frac{4}{3} \times \frac{0.66}{2.5} = 2.89$$

$$Q \text{ Tramo B} = \frac{73.57}{2} \times \frac{1.5}{1} \times \frac{1}{2.5} = 28.07$$

$$Q \text{ Tramo C} = \frac{26.74}{4} \times \frac{4}{3} \times \frac{0.33}{2.5} = 1.18$$

Los resultados de la clasificación con el sistema Q se muestran en el siguiente cuadro:

Cuadro N° 42 Resultados clasificación Sistema Q

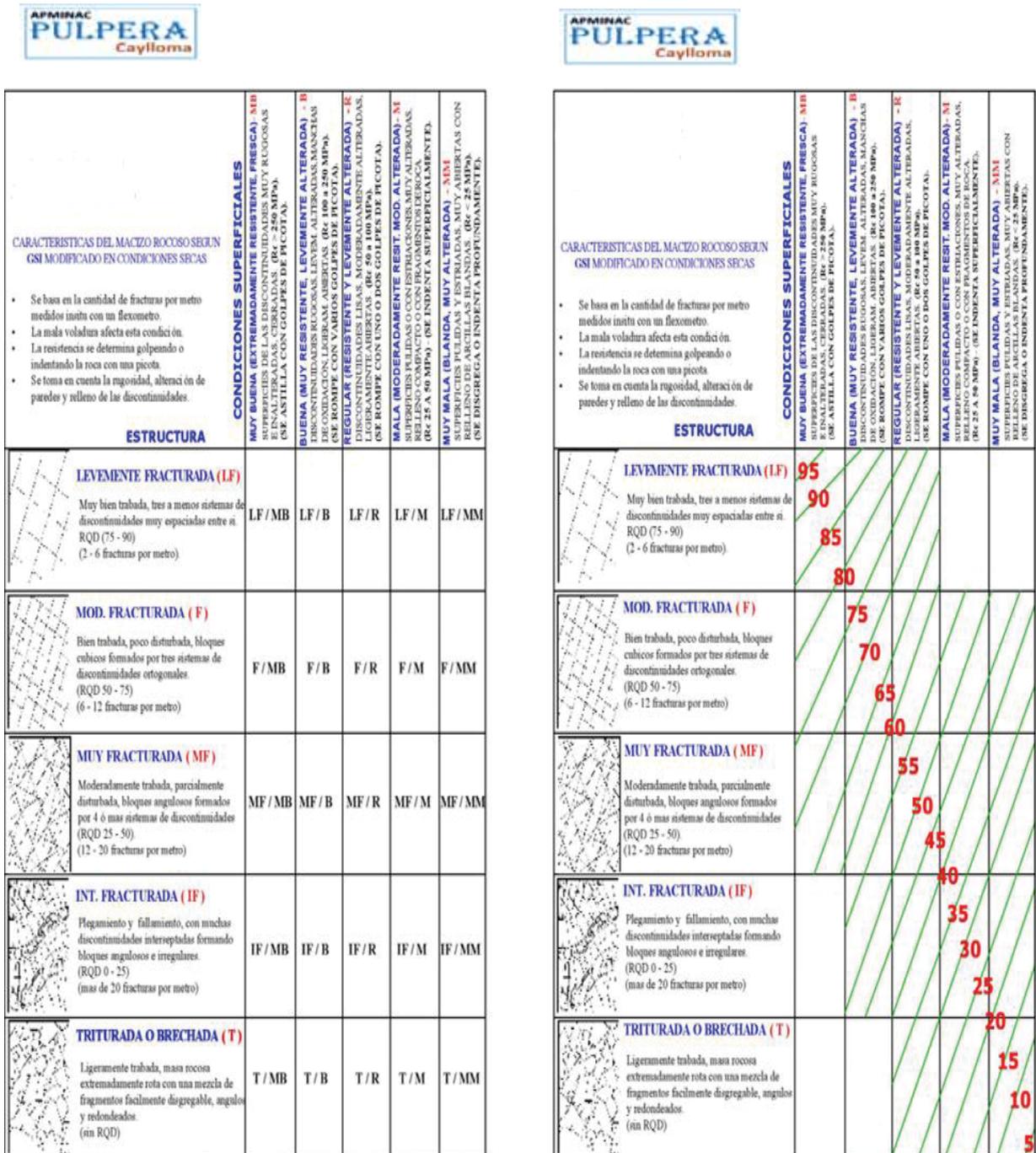
Nivel 20	2.89
Nivel 40	28.07
Zona mineralizada	1.18

Fuente: Elaboración propia

4.3.2.- Clasificación geomecánica con GSI

La caracterización del macizo rocoso con GSI es muy sencillo y es fácil de aplicar porque se aplica In Situ y es muy útil para determinar la caracterización geomecánica en campo, para nuestro estudio utilizaremos la siguiente tabla GSI que es utilizada en la minera Apmnac Pulpera.

Gráfico N° 21 Sistema GSI



Fuente: Departamento Geomecánica Mina

El análisis se realizó en las diferentes labores de minado, en el siguiente cuadro se muestra un resumen del análisis que se hizo con el sistema GSI.

Cuadro N° 43 Análisis con Sistema GSI

	Condiciones	Estructuras	GSI
	superficiales		
Nivel 20	Regular	Muy Fracturada	MF/R
Nivel 40	Buena	Mod. Fracturada	F/B
Zona mineralizada	Mala	Int. Fracturada	IF/M

Fuente: Elaboración propia

4.3.3.- Resumen de características geomecánicas de la mina

En la última parte de este capítulo se va hacer un resumen de todas las características geomecánicas de la mina, este resumen nos ayudara en el siguiente capítulo a determinar el sostenimiento adecuado, en el siguiente cuadro se muestra el resumen de las características geomecánicas de las labores de minado.

Cuadro N° 44 Resumen Características Geomecánicas

	RMR	Q	GSI
Nivel 20	Mala	Mala	MF/R
Nivel 40	Buena	Buena	F/B
Zona mineralizada	Mala	Mala	IF/M

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

PROPUESTA DE SOSTENIMIENTO EN LA MINA LA PULPERA

5.1.- Selección del tipo del sostenimiento

Existen diversas metodologías para determinar el sostenimiento en galerías, incluso los autores de diversas caracterizaciones geomecánicas proponen su propia metodología para el sostenimiento en las galerías, pero en primer lugar vamos a determinar el tiempo de auto sostenimiento en las labores de minado.

Para determinar los tiempos de auto sostenimiento o también llamado autosoporte, existe un Abaco, para nuestro caso emplearemos los resultados del RMR de las diferentes labores, debemos considerar que el máximo SPAM (abertura sin sostenimiento) está determinado por la siguiente formula.

$$SPAM = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

Donde:

SPAM= Máxima abertura sin sostenimiento

ESR = Excavation Support Ratio

Para labores permanentes 1.6

Para labores temporales 3.0

Para nuestro estudio debemos considerar un ESR 1.6 porque nuestras labores serán permanentes, en el siguiente cuadro se muestra los SPAM para las diferentes labores de minado.

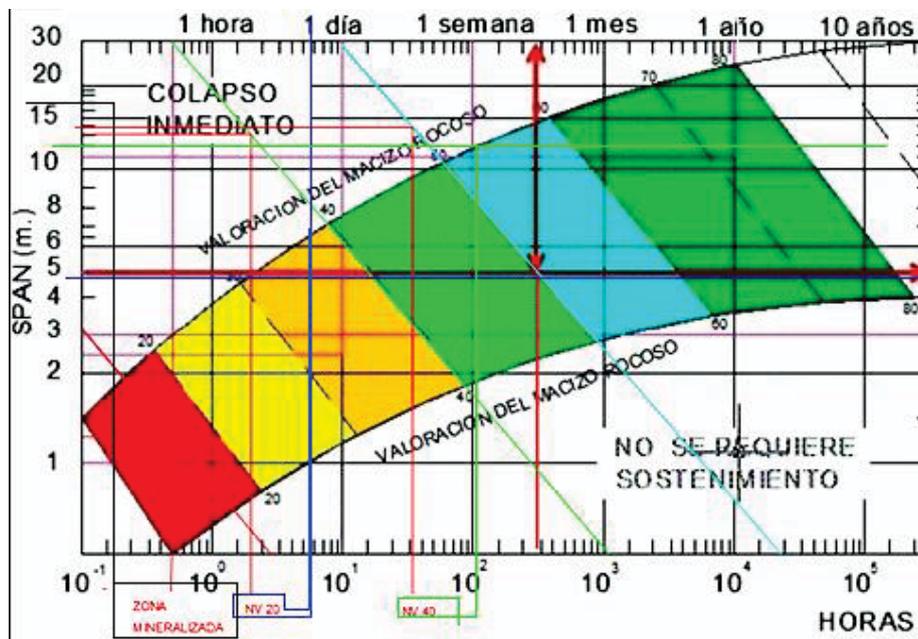
Cuadro N° 45 SPAM de las labores de minado

Nivel	RMR	ESR	Q	SPAM
20	38	1.6	2.89	4.89
40	52	1.6	28.07	12.15
Zona mineralizada	16	1.6	1.18	3.42

Fuente: Elaboración propia

Obtenidos los valores del SPAM para las diferentes labores de minado, se procede a plotear los datos en el abaco de autoaporte, en el siguiente grafico se muestra el ploteo de datos.

Gráfico N° 22 Tiempo de Autoaporte



Fuente: Análisis Propio

En el siguiente cuadro se muestra el resumen del análisis de autoaporte para labores de minado, el SPAM quiere decir la máxima abertura que la labor puede autoaportarse, en un caso practico para el Nv 20, el SPAM es de 4.89 m por lo tanto el tiempo máximo que puede permanecer sin caerse es de 14 horas, luego de eso ya se empezara a notar caídas de roca, por lo tanto el sostenimiento será necesario a partir de las 14 horas luego del disparo, para el Nv 40 en cambio el tiempo de autoaporte sera de 1 semana, esto quiere decir que luego de realizar el disparo se puede aguantar 7 días sin sostenimiento, por último en las zonas mineralizadas cualquiera que sea su SPAM el sostenimiento es inmediato, en el siguiente cuadro se puede apreciar de mejor manera el tiempo de autoaporte para las diferentes labores de minado.

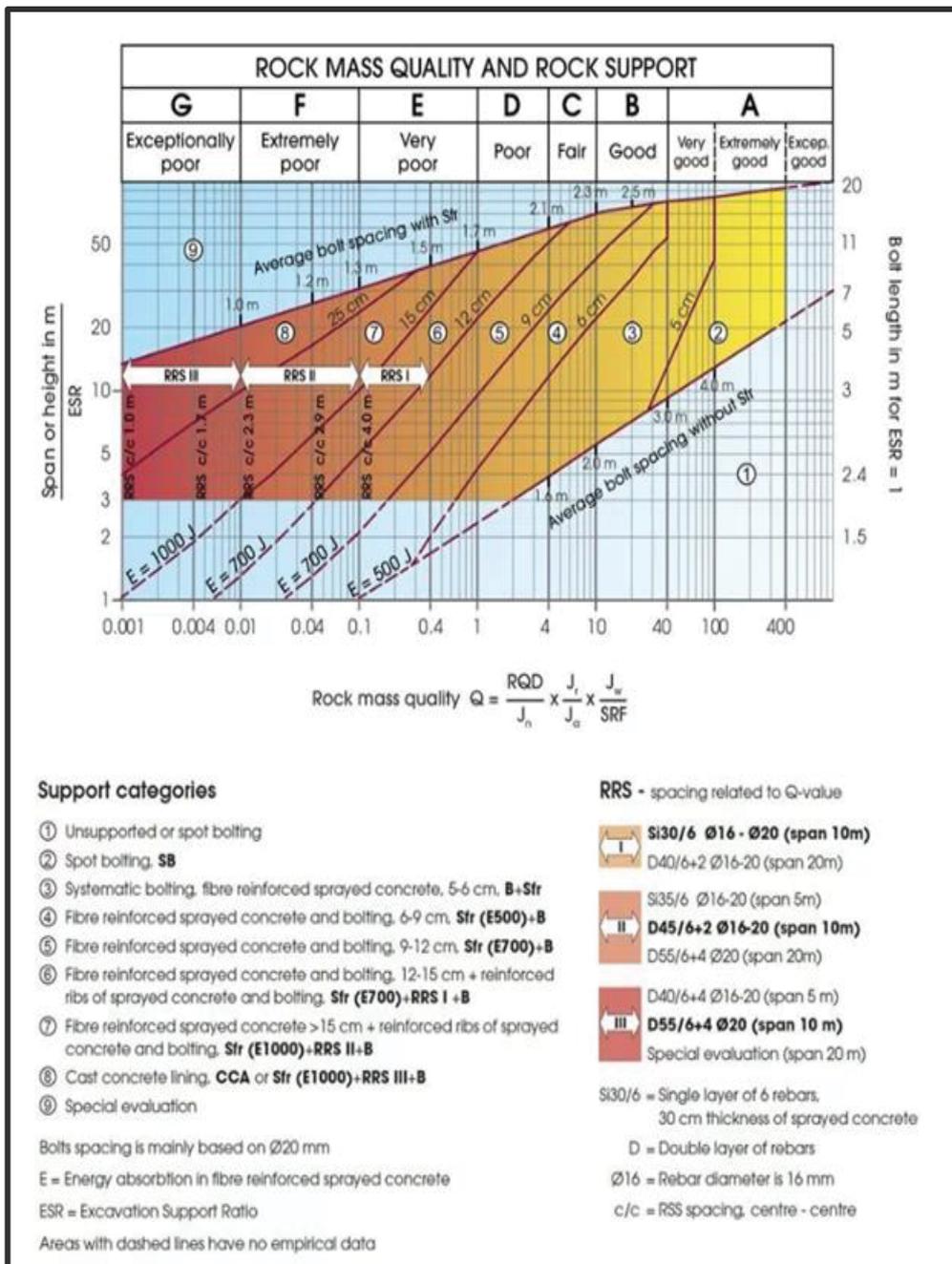
Cuadro N° 46 Tiempo de Autoaporte Labores de Minado

Nivel	RMR	ESR	Q	SPAM	Tiempo de autoaporte
20	38	1.6	2.89	4.89	14 horas
40	63	1.6	28.07	12.15	1 semana
Zona mineralizada	23	1.6	1.18	3.42	0 horas (instalación del sostenimiento debe ser de inmediato)

Fuente: Elaboración propia

De las diferentes clasificaciones geomecánicas que se han realizado los autores de las mismas proponen un tipo de sostenimiento de acuerdo a los resultados obtenidos, en el siguiente cuadro se muestra el sostenimiento para labores de minado en base a la clasificación Q de Bartón.

Gráfico N° 23 Sostenimiento en base a clasificación Q de Bartón

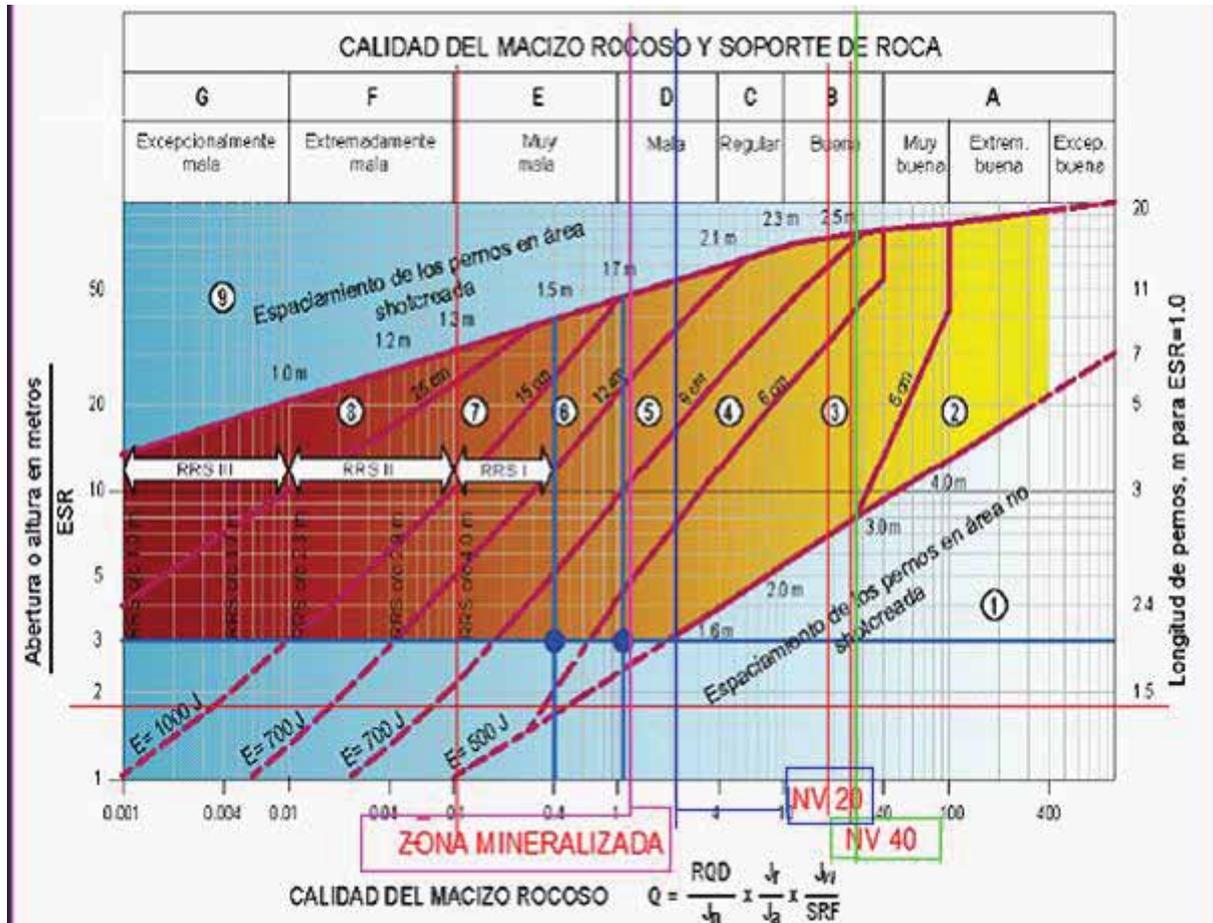


Fuente: Q Bartón, 1992

En el siguiente grafico se muestra el ploteo de los valores Q de las diferentes labores de minado

donde el SPAM se considera 2.1 y el ESR 1.6 teniendo una relación de $\frac{2.1}{1.6} = 1.3$

Gráfico N° 24 Ploteo de datos Q de Bartón



Fuente: Análisis Propio

En el siguiente cuadro se muestra el resumen del sostenimiento basado en la clasificación Q de Bartón.

Cuadro N° 47 Resumen sostenimiento Q de Bartón

Nivel	Q	Área en el ploteo	Sostenimiento
20	2.89	1	Sin soporte o perno ocasional
40	28.07	1	Sin soporte o perno ocasional
Zona mineralizada	1.12	3	Perno sistemático + malla + shotcrete (5-6cm)

Fuente: Elaboración propia

Como se observa en el cuadro anterior las labores mineralizadas necesitan de malla mas perno sistemático de 5 pies con espaciamiento 2m x 2m, además se le debe agregar una capa de shotcrete de 6 a 9 cm. También se observa que en los Niveles 20 y 40 no es necesario el sostenimiento, en todo caso solo se propone un sostenimiento con perno puntual.

La ultima clasificación geomecánica que vamos a utilizar para determinar el sostenimiento es la del sistema de GSI, en el siguiente cuadro se muestra el sostenimiento en las labores de minado en base a la clasificación GSI.

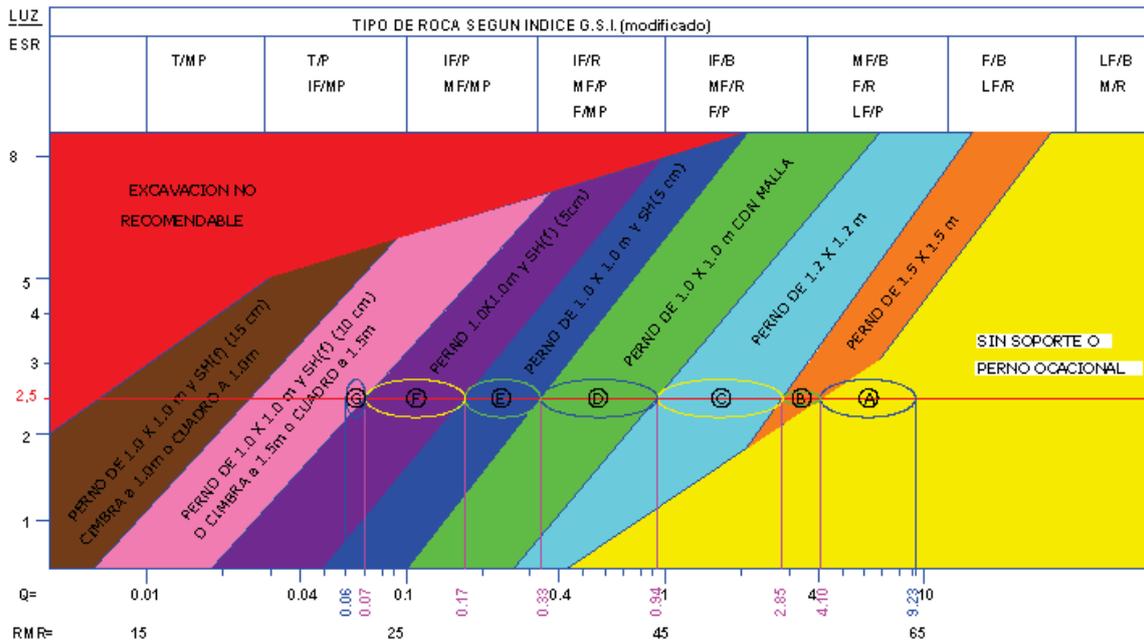
Cuadro N° 48 Sostenimiento en base al sistema GSI

Nivel	GSI	Sostenimiento
20	MF/R	Perno sistemático 1.5m x 1.5m (malla o cinta ocasional)
40	F/B	Sin soporte /perno ocasional
Zona mineralizada	IF/M	Perno sistemático 1m x 1m + malla + shotcrete (5cm)

Fuente: Elaboración propia

Para seleccionar el sostenimiento utilizaremos las correlaciones propuestas en el SPM (Sistema Practico Minero), por ser este uno de los métodos más sencillos y que utilizan ampliamente en la minería, en especial en la convencional y con sostenimiento con madera, en el siguiente grafico tenemos el ploteo con los dos sistemas que hemos utilizado el RMR y el Q.

Gráfico N° 25 Selección del sostenimiento



Fuente: Análisis Propio

Los resultados de la selección del sostenimiento con el Sistema Practico Minero se muestran a continuación en el siguiente cuadro:

Cuadro N° 49 Sostenimiento de los diferentes niveles

Nivel	RMR	Q	Tipo de sostenimiento
20	38.00	2.89	Perno 1 x 1 con malla o cuadro de madera con espaciamiento 1.5 metros
40	63.00	28.07	Sin soporte o perno ocasional
Zona mineralizada	23.00	1.18	Cuadro de madera espaciado a 1.2 m perno split 1 x1 con malla más shotcrete 10 cm

Fuente: Elaboración propia

Por último, se va hacer un cuadro resumen de los diferentes sostenimientos en base a las clasificaciones geomecánicas.

Cuadro N° 50 Resumen del sostenimiento

Nivel	Tiempo de autosoporte	Sostenimiento		
		Q	GSI	SPM
20	3 horas	Sin soporte o perno ocasional	Perno sistemático 1.5m x 1.5m (malla o cinta ocasional)	Perno 1 x 1 con malla o cuadro de madera con espaciamiento 1.5 metros
40	12 horas	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte /perno ocasional	Sin soporte o perno ocasional
Zona mineralizada	0 horas (instalación del sostenimiento debe ser inmediato)	Perno sistemático + malla + shotcrete (6-9cm)	Perno sistemático 1m x 1m + malla + shotcrete (5cm)	Cuadro de madera espaciado a 1.2 m perno split 1 x1 con malla mas shotcrete 10 cm

Fuente: Elaboración propia

Según las clasificaciones geomecánicas estudiadas, se debería utilizar pernos de 5 pies, pero en el caso de la mina Apmínac Pulpera no se puede utilizar pernos de ningún tipo tanto sea Split Set y helicoidal, tampoco se puede utilizar malla electrosoldada, esto se debe a que la mina tiene un contrato con las comunidades para comprar la madera de Eucalipto, tampoco se puede utilizar shotcrete porque no contamos con la maquinaria necesaria como mezcladoras y morteros y las cerchas metálicas son un sostenimiento que tampoco se puede utilizar debido a que la sección es de 2.1m x 2.1m y no existen cerchas para esas dimensiones, es por todas estas razones que la selección del sostenimiento en la mina será de madera en sus diferentes formas.

5.2.- Diseño y descripción del sostenimiento

En primer lugar antes de diseñar el sostenimiento con madera se va colocar las equivalencias de los sostenimientos con pernos y shotcrete que se obtuvieron de los análisis geomecánicos.

En el siguiente cuadro se muestran dichas equivalencias.

Cuadro N° 51 Equivalencias del sostenimiento con madera

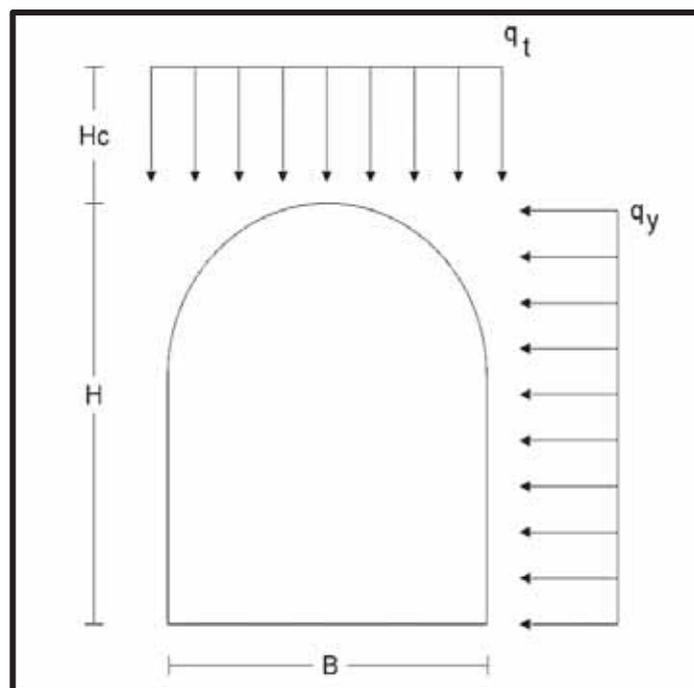
Nivel	Sostenimiento					
	Q	Equivalencia	GSI	Equivalencia	SPM	Equivalencia
20	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte / cuadro de madera 2m con diámetro menor a 8"	Perno sistemático 1.5m x 1.5m (malla o cinta ocasional)	Sin soporte / cuadro de madera 2m con diámetro menor a 8"	Perno 1 x 1 con malla o cuadro de madera con espaciamiento 1.2 metros	Cuadro de madera 1.2 m
40	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte / cuadro de madera 2m con diámetro menor a 8"	Sin soporte /perno ocasional	Sin soporte / cuadro de madera 2m con diámetro menor a 8"	Sin soporte o perno ocasional	Cuadro de madera a 1.2m a 1.5
Zona mineralizada	Perno sistematico + malla + shotcrete (6-9cm)	Cuadro de madera espaciado a 1.5 m perno split 1 x1 con malla mas shotcrete 10 cm	Perno sistematico 1m x1m + malla + shotcrete (5cm)	Cuadro de madera espaciado a 1.5 m	Cuadro de madera espaciado a 1m perno split 1 x1 con malla mas shotcrete 10 cm	Cuadro de madera a 1 m

Fuente: Elaboración propia

El cuadro anterior es una tentativa al sostenimiento con cuadros, pero para tener un mejor diseño se va realizar el análisis respectivo para poder variar las dimensiones de los diámetros de los redondos de madera, es importante realizar este análisis porque los redondos de madera varían su costo de acuerdo a su diámetro.

Para el dimensionamiento del sostenimiento con cuadros de madera se emplea el método de Bieniawski quien ha sugerido una metodología para poder determinar la altura de carga (H_c), de la zona perturbada en los alrededores de la excavación en función al RMR (Ucar Navarro, 2018).

Gráfico N° 26 Altura de Carga y Esfuerzos Horizontales y Verticales



Fuente: Bieniawsky

- **Zona mineralizada: calculo teórico para el diseño del sostenimiento**

Calculo de la carga alrededor de la excavación:

- Altura de carga

$$H_c = \left(\frac{100 - 23}{100} \right) \times 2.10 \text{ m}$$

$$H_c = 1.617 \text{ m.}$$

- Esfuerzo Vertical

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - 23}{100} \right) \times 2.60 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 2.10 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 4.2042 \text{ ton/m}^2$$

- Carga lineal vertical

$$q_t = 4.2042 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.00 \text{ m}$$

$$q_t = 4.2042 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

- Relación de Esfuerzo Horizontal y Esfuerzo Vertical (Shorey, 1994): Donde Z = 110m.

$$k = 0.25 + 7 (E) \left(0.001 + \frac{1}{110 \text{ m.}} \right)$$

Criterio empírico para la estimación del modulo de deformación de macizos rocosos:

$$E = 2 \times RMR - 100$$

(Bieniawsky, 1978); valido para macizos rocosos de buena calidad, $RMR > 50-55$.

$$E = 10^{(RMR-10)/40}$$

(Serafin y Pereira, 1983); valido para macizos rocosos de $10 < RMR < 50$.

Donde:

$$E = 10^{(23-10)/40}$$

$$E=2.62\text{Gpa}$$

$$k = 0.25 + 7 (2.62) \left(0.001 + \frac{1}{110 \text{ m.}} \right)$$

$$K=0.435$$

$$\sigma_h = 0.435 \times 4.2042 \text{ ton/m}^2$$

$$\sigma_h = 1.828 \text{ ton/m}^2$$

$$q_y = 1.828 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.00 \text{ m.}$$

$$q_y = 1.828 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

- **Calculo de las dimensiones del sombrero**

Conociendo carga lineal sobre el sombrero (4.2042 ton/m) y la longitud del sombrero(2.10m), se procede el cálculo del **momento máximo** sobre sombrero:

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 4.2042 \frac{\text{ton}}{\text{m}} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 2.31757 \text{ ton} - \text{m}$$

Se utilizará redondos de 10 pulg. de diámetro en el sombrero, su **módulo de sección**, será:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} * 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}} \right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Reemplazando el **momento máximo** (2.31757 ton-m), y el **módulo de sección** (0.0016088m³), en la ecuación del **esfuerzo permisible**:

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_{max} = \frac{2.31757 \text{ ton} - m}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 1440.558 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

- **Factor de seguridad del sombrero:**

Es una medición determinística de relación entre las fuerzas resistentes (capacidad), y las fuerzas actuantes (demanda), se obtiene:

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{1440.558 \text{ ton/m}^2}$$

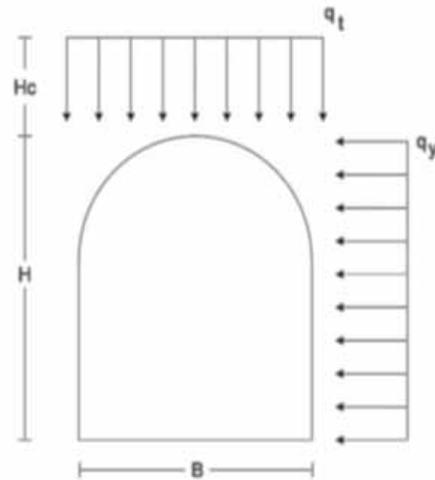
$$FS = 1.25$$

Gráfico N° 27 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

CALCULOS DE FACTOR DE SEGURIDAD EN SOMBREROS

CARACTERISTICAS DEL TERRENO:

RMR		23
Peso específico	Pe	2.6 ton/m ³
Propiedades de la madera		
esfuerzo permisible	(σperm)	1800 ton/m ²
esfuerzo permisible	(t pem)	290 ton/m ²
Dimensiones de excavacion		
ancho de labor	B	2.10 m
longitud de sombrero	Lb	2.10 m
altura de labor	H	2.10 m
distancia entre cuadros	a	1.00 m
destaje	c	1.50 pulg.
Datos de carga		
altura de carga	hp	1.62 m
esfuerzo vertical sobre el terreno	(σv)	4.20 ton/m ²
carga total	Wt	6.80 ton
carga lineal	qt	4.20 ton/m



RESUMEN DE FORMULAS:

$$h_p = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B$$

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B \times P_e$$

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times q_t \times L_b^2$$

$$q_t = \sigma_v \times a$$

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

SECCIONES CIRCULARES - DIAMETRO (pulg)				
	6	7	8	9
(σperm)	1800	1800	1800	1800
(σ max)	6669.25	4199.88	2813.59	1976.07
F.S. flexion	0.3	0.4	0.6	0.9
(t perm)	290	290	290	290
(t perm)	764.84	488.72	338.38	247.81
F.S. cortante	0.4	0.6	0.9	1.2

Fuente: elaboración propia hoja de cálculo (Excel)

- **Cálculo de las dimensiones del poste**

Cálculo de la **carga** sobre el poste transmitido del sombrero:

$$P = \frac{W}{2}$$

$$W = \sigma_v \times a \times H_c = 4.2042 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.00 \text{ m.} \times 1.617 \text{ m.}$$

$$P = \frac{6.7982 \text{ ton}}{2}$$

$$P = 3.3991 \text{ ton.}$$

Calculo del módulo de esbeltez para $d = 10''$ (0.254 m.):

$$\lambda = \frac{4 \times L}{d}$$

$$\lambda = \frac{4 \times 2.10 \text{ m.}}{0.254 \text{ m.}}$$

$$\lambda = 33.07 \cong 33$$

Calculamos el módulo de flambéo (ω) mediante la tabla, como se muestra en la figura:

Gráfico N° 28 Obtención del módulo de flexión mediante el Abaco

FACTORES DE FLAMBEO (ω)										
X	X+									
X	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	1.01	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.06	1.06
10	1.07	1.08	1.09	1.09	1.1	1.11	1.12	1.13	1.14	1.15
20	1.15	1.16	1.17	1.18	1.19	1.2	1.21	1.23	1.23	1.24
30	1.25	1.26	1.27	1.29	1.29	1.3	1.32	1.33	1.34	1.35
40	1.36	1.38	1.39	1.4	1.42	1.43	1.44	1.46	1.47	1.49
50	1.5	1.52	1.53	1.55	1.56	1.58	1.6	1.61	1.63	1.65
60	1.67	1.69	1.7	1.72	1.74	1.76	1.79	1.81	1.83	1.85
70	1.87	1.9	1.92	1.95	1.97	2	2.03	2.05	2.08	2.11
80	2.14	2.17	2.21	2.24	2.27	2.31	2.34	2.38	2.42	2.46
90	2.5	2.54	2.58	2.63	2.68	2.73	2.78	2.83	2.88	2.94

Fuente: Elaboración propia

$$\omega = f(\lambda) \quad \gg \quad \omega = 1.29$$

$$q_y = 1.828 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.00 \text{ m.}$$

$$q_y = 1.828 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

Altura de sección de labor 2.10m. en consecuencia el poste tiene la misma longitud, reemplazando la carga lineal horizontal (1.828 ton/m) y la altura del poste, tenemos:

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 1.828 \text{ ton/m} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 1.0077 \text{ ton} - \text{m.}$$

Calculamos **módulo de sección** para redondo de 10 pulg.:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} * 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}}\right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Calculamos el **esfuerzo máximo** para un redondo de 10" (0.254 m.) de diámetro:

$$\sigma_{max} = -1.29 \frac{3.3991 \text{ ton}}{\frac{\pi \times (0.254 \text{ m})^2}{4}} + \frac{1.0077 \text{ ton} - \text{m.}}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 713.89 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

- **Factor de seguridad del poste:**

$$FS = \frac{\sigma_{sf}}{\sigma_{max}}$$

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{713.89 \text{ ton/m}^2}$$

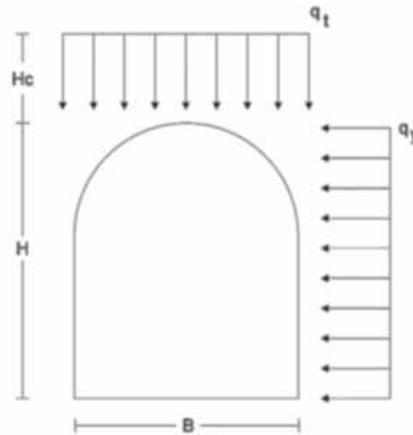
$$FS = 2.52$$

Gráfico N° 29 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

CALCULOS DE FACTOR DE SEGURIDAD EN POSTES

CARACTERISTICAS DEL TERRENO:

RMR		23
Peso específico	Pe	2.6 ton/m ³
Profundidad de la labor	Z	110 m
Modulo de Young	Eh	2.62 Gpa
Propiedades de la madera		
esfuerzo permisible	(σperm)	1800 ton/m ²
esfuerzo permisible	(t pem)	290 ton/m ²
Dimensiones de excavacion		
ancho de labor	B	2.1 m
longitud de sombrero	Lb	2.1 m
altura de labor	H	2.1 m
distancia entre cuadros	a	1 m
destaje	c	1.5 pulg.
Datos de carga		
altura de carga	hp	1.62 m
carga total	Wt	6.80 ton
carga lineal	qt	4.20 ton/m
esfuerzo vertical sobre el terreno	(σv)	4.20 ton/m ²
CARGA SOBRE EL POSTE		
valor k	k	0.44
esfuerzo horizontal sobre la labor	(σh)	1.83 ton/m ²
carga lineal para el poste	qy	1.83 ton/m



RESUMEN DE FORMULAS

$$h_p = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B$$

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B \times P_e$$

$$q_y = \sigma_h \times a$$

$$\sigma_{sf} = -\omega \frac{P}{A} \pm \frac{M_{max}}{S}$$

$$k = 0.25 + 7 E_h \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times q_y \times L_b^2$$

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

SECCIONES CIRCULARES - DIAMETRO (pulg)				
	7	8	9	10
(σperm)	1800	1800	1800	1800
(σ max)	2031	1371	971	714
F.S. flexion	0.9	1.3	1.9	2.5
(t pem)	290	290	290	290
(t pem)	212.63	147.22	107.81	82.29
F.S. cortante	1.4	2.0	2.7	3.5
relac. Esbeltez λ	47	41	37	33
factor de flambéo Ψ	1.49	1.4	1.34	1.3

Fuente: elaboración propia hoja de calculo (Excel)

- **Para el nivel 20: calculo teórico para el diseño de sostenimiento**

Calculo de la carga alrededor de la excavación:

Altura de carga

$$H_c = \left(\frac{100 - 38}{100} \right) \times 2.10 \text{ m}$$

$$H_c = 1.302 \text{ m.}$$

Esfuerzo Vertical

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - 38}{100} \right) \times 2.60 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 2.10 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 3.3852 \text{ ton/m}^2$$

Carga lineal vertical

$$q_t = 3.3852 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.20 \text{ m}$$

$$q_t = 4.0622 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

- Relación de Esfuerzo Horizontal y Esfuerzo Vertical (Shorey, 1994): Donde $Z = 100 \text{ m}$, Eh hallamos con la fórmula de (Cerafin y Pereira) el cual incluye el RMR.

$$\text{RMR} < 50 \quad Eh = 10^{\frac{\text{RMR}-10}{40}}$$

$$Eh = 10^{38-10/40} = 5.011 \text{ Gpa}$$

$$k = 0.25 + 7 (5.011) \left(0.001 + \frac{1}{100 \text{ m.}} \right)$$

$$k = 0.6358$$

$$\sigma_h = 0.6358 \times 3.3852 \text{ ton/m}^2$$

$$\sigma_h = 2.1522 \text{ ton/m}^2$$

$$q_y = 2.1522 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.20 \text{ m.}$$

$$q_y = 2.5827 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

- **Calculo de las dimensiones del sombrero**

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 4.0622 \frac{\text{ton}}{\text{m}} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 2.2393 \text{ ton} - \text{m}$$

Se utiliza redondos de 10 pulg. de diámetro en el sombrero, su **módulo de sección**, será:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} * 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}} \right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Reemplazando el momento máximo (2.2393 ton-m), y el módulo de sección (0.0016088 m³).

Se obtiene:

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_{max} = \frac{2.2393 \text{ ton} - \text{m}}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 1391.91 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

- **Factor de seguridad del sombrero:**

Es una medición determinística de relación entre las fuerzas resistentes (capacidad), y las fuerzas actuantes (demanda), se obtiene:

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{1391.91 \text{ ton/m}^2}$$

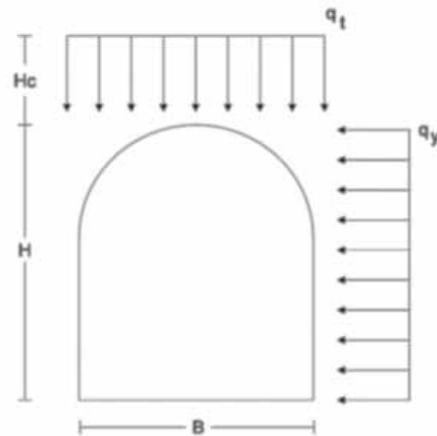
$$FS = 1.29$$

Gráfico N° 30 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

CALCULOS DE FACTOR DE SEGURIDAD EN SOMBREROS

CARACTERÍSTICAS DEL TERRENO:

RMR		38
Peso específico	Pe	2.6 ton/m ³
Propiedades de la madera		
esfuerzo permisible	(σperm)	1800 ton/m ²
esfuerzo permisible	(t pem)	290 ton/m ²
Dimensiones de excavacion		
ancho de labor	B	2.10 m
longitud de sombrero	Lb	2.10 m
altura de labor	H	2.10 m
distancia entre cuadros	a	1.20 m
destaje	c	1.50 pulg.
Datos de carga		
altura de carga	hp	1.30 m
esfuerzo vertical sobre el terreno	(σv)	3.39 ton/m ²
carga total	Wt	5.29 ton
carga lineal	qt	4.06 ton/m



RESUMEN DE FORMULAS:

$$h_p = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B$$

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B \times P_e$$

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times q_t \times L_b^2$$

$$q_t = \sigma_v \times a$$

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

SECCIONES CIRCULARES - DIAMETRO (pulg)				
	6	7	8	9
(σperm)	1800	1800	1800	1800
(σ max)	6444.06	4058.07	2718.59	1909.35
F.S. flexion	0.3	0.4	0.7	0.9
(t perm)	290	290	290	290
(t perm)	739.01	472.22	326.95	239.44
F.S. cortante	0.4	0.6	0.9	1.2

Fuente: elaboración propia hoja de cálculo (Excel)

• Cálculo de las dimensiones del poste

Cálculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero aplicando:

$$P = \frac{W}{2}$$

$$W = \sigma_v \times a \times H_c = 3.3852 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.20 \text{ m.} \times 1.302 \text{ m.}$$

$$P = \frac{5.289 \text{ ton}}{2}$$

$$P = 2.6445 \text{ ton.}$$

Cálculo del módulo de esbeltez para $d = 10''$ (0.254 m.):

$$\lambda = \frac{4 \times L}{d}$$

$$\lambda = \frac{4 \times 2.10 \text{ m.}}{0.254 \text{ m.}}$$

$$\lambda = 33.07 \cong 33$$

Calculamos el módulo de flambéo (ω) mediante la tabla, como se muestra en la figura:

$$\omega = f(\lambda) \quad \gg \quad \omega = 1.29$$

$$q_y = 2.1522 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.20 \text{ m.}$$

$$q_y = 2.5827 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

Altura de sección de labor 2.10 m en consecuencia el poste tiene la misma longitud, tenemos:

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 2.5827 \text{ ton/m} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 1.4237 \text{ ton} - \text{m.}$$

Calculamos módulo de sección para redondo de 10 pulg.:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} \times 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}}\right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Calculamos el esfuerzo máximo para un redondo de 10" (0.254 m.) de diámetro:

$$\sigma_{max} = -1.29 \frac{2.6445 \text{ ton}}{\frac{\pi \times (0.254)^2}{4}} + \frac{1.4237 \text{ ton} - \text{m.}}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 952.90 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

- **Factor de seguridad del poste:**

$$FS = \frac{\sigma_{sf}}{\sigma_{max}}$$

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{952.90 \text{ ton/m}^2}$$

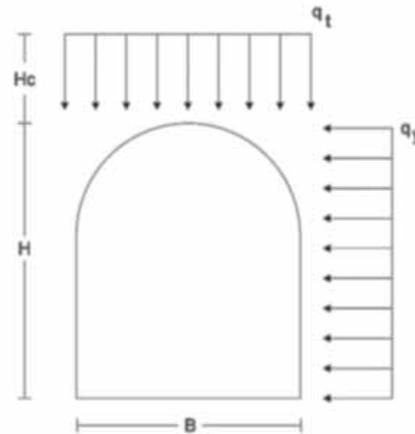
$$FS = 1.88$$

Gráfico N° 31 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

CALCULOS DE FACTOR DE SEGURIDAD EN POSTES

CARACTERISTICAS DEL TERRENO:

RMR		38
Peso específico	Pe	2.6 ton/m ³
Profundidad de la labor	Z	100 m
Modulo de Young	Eh	5.011 Gpa
Propiedades de la madera		
esfuerzo permisible	(σperm)	1800 ton/m ²
esfuerzo permisible	(t pem)	290 ton/m ²
Dimensiones de excavacion		
ancho de labor	B	2.1 m
longitud de sombrero	Lb	2.1 m
altura de labor	H	2.1 m
distancia entre cuadros	a	1.2 m
destaje	c	1.5 pulg.
Datos de carga		
altura de carga	hp	1.30 m
carga total	Wt	5.29 ton
carga lineal	qt	4.06 ton/m
esfuerzo vertical sobre el terreno	(σv)	3.39 ton/m ²
CARGA SOBRE EL POSTE		
valor k	P	2.64 ton
valor k	k	0.64
esfuerzo horizontal sobre la labor	(σh)	2.15 ton/m ²
carga lineal para el poste	qy	2.58 ton/m



RESUMEN DE FORMULAS

$$h_p = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B$$

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B \times P_e$$

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$q_y = \sigma_h \times a$$

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times q_y \times L_b^2$$

$$\sigma_{sf} = -\omega \frac{P}{A} \pm \frac{M_{max}}{S}$$

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

$$k = 0.25 + 7 E_h \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

SECCIONES CIRCULARES - DIAMETRO (pulg)				
	7	8	9	10
(σperm)	1800	1800	1800	1800
(σ max)	2739	1843	1300	953
F.S. flexion	0.7	1.0	1.4	1.9
(t pem)	290	290	290	290
(t pem)	300.26	207.89	152.25	116.21
F.S. cortante	1.0	1.4	1.9	2.5
relac. Esbeltez λ	47	41	37	33
factor de flambéo Ψ	1.49	1.4	1.34	1.3

Fuente: elaboración propia hoja de cálculo (Excel)

- Para el nivel 40: cálculo teórico para el diseño del sostenimiento

Calculo de la carga alrededor de la excavación:

Altura de carga

$$H_c = \left(\frac{100 - 63}{100} \right) \times 2.10 \text{ m}$$

$$H_c = 0.777 \text{ m.}$$

Esfuerzo Vertical

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - 63}{100} \right) \times 2.70 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 2.10 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 2.0979 \text{ ton/m}^2$$

Carga lineal vertical

$$q_t = 2.0979 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.30 \text{ m}$$

$$q_t = 2.7273 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

Eh=13 Gpa

$$k = 0.25 + 7 (13) \left(0.001 + \frac{1}{80 \text{ m.}} \right)$$

$$k = 1.4785$$

$$\sigma_h = 1.4785 \times 2.0979 \text{ ton/m}^2$$

$$\sigma_h = 3.102 \text{ ton/m}^2$$

$$q_y = 3.102 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.30 \text{ m.}$$

$$q_y = 4.0323 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

- **Calculo de las dimensiones del sombrero**

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 2.7273 \frac{\text{ton}}{\text{m}} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 1.5034 \text{ ton} - \text{m}$$

Se utiliza redondos de 10 pulg. de diámetro en el sombrero, su **módulo de sección**, será:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} * 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}} \right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Reemplazando el momento máximo (1.5034 ton-m), y el módulo de sección (0.0016088 m³).

Se obtiene:

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_{max} = \frac{1.5034 \text{ ton} - \text{m}}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 934.485 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

- **Factor de seguridad del sombrero:**

Es una medición determinística de relación entre las fuerzas resistentes (capacidad), y las

fuerzas actuantes (demanda), se obtiene:

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{934.485 \text{ ton/m}^2}$$

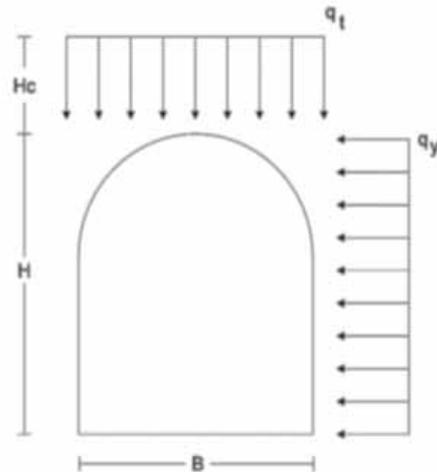
$$FS = 1.9$$

Gráfico N° 32 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

CALCULOS DE FACTOR DE SEGURIDAD EN SOMBREROS

CARACTERISTICAS DEL TERRENO:

RMR		63
Peso específico	Pe	2.7 ton/m ³
Propiedades de la madera		
esfuerzo permisible	(σperm)	1800 ton/m ²
esfuerzo permisible	(t pem)	290 ton/m ²
Dimensiones de excavacion		
ancho de labor	B	2.10 m
longitud de sombrero	Lb	2.10 m
altura de labor	H	2.10 m
distancia entre cuadros	a	1.30 m
destaje	c	1.50 pulg.
Datos de carga		
altura de carga	hp	0.78 m
esfuerzo vertical sobre el terreno	(σv)	2.10 ton/m ²
carga total	Wt	2.12 ton
carga lineal	qt	2.73 ton/m



RESUMEN DE FORMULAS:

$$h_p = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B$$

$$\sigma_{max} = \frac{M_{max}}{S}$$

$$\sigma_v = \left(\frac{100 - RMR}{100} \right) \times B \times P_e$$

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times q_t \times L_b^2$$

$$q_t = \sigma_v \times a$$

$$S = \frac{\pi \times d^3}{32}$$

SECCIONES CIRCULARES - DIAMETRO (pulg)				
	6	7	8	9
(σperm)	1800	1800	1800	1800
(σ max)	4326.35	2724.47	1825.18	1281.88
F.S. flexion	0.4	0.7	1.0	1.4
(t perm)	290	290	290	290
(t perm)	496.15	317.04	219.51	160.75
F.S. cortante	0.6	0.9	1.3	1.8

Fuente: elaboración propia hoja de cálculo (Excel)

- **Calculo de las dimensiones del poste**

Calculo de la carga sobre el poste transmitido del sombrero aplicando:

$$P = \frac{W}{2}$$

$$W = \sigma_v \times a \times H_c = 2.0979 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} * 1.30 \text{ m.} * 0.777 \text{ m.}$$

$$P = \frac{2.119 \text{ ton}}{2}$$

$$P = 1.0595 \text{ ton.}$$

Calculo del módulo de esbeltez para d = 10" (0.254 m.):

$$\lambda = \frac{4 \times L}{d}$$

$$\lambda = \frac{4 \times 2.10 \text{ m.}}{0.254 \text{ m.}}$$

$$\lambda = 33.07 \cong 33$$

Calculamos el módulo de flambéo (ω) mediante la tabla, como se muestra en la figura:

$$\omega = f(\lambda) \quad \gg \quad \omega = 1.29$$

$$q_y = 3.102 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2} \times 1.30 \text{ m.}$$

$$q_y = 4.0323 \frac{\text{ton}}{\text{m}}$$

Altura de sección de labor 2.10 m en consecuencia el poste tiene la misma longitud, tenemos:

$$M_{max} = \frac{1}{8} \times 4.0323 \text{ ton/m} \times (2.10 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 2.2228 \text{ ton} - \text{m.}$$

Calculamos módulo de sección para redondo de 10 pulg.:

$$S = \frac{\pi \times \left(10 \text{ pulg} \times 0.0254 \frac{\text{m}}{\text{pulg}}\right)^3}{32}$$

$$S = 0.0016088 \text{ m}^3$$

Calculamos el esfuerzo máximo para un redondo de 10" (0.254 m.) de diámetro:

$$\sigma_{max} = -1.29 \frac{1.0595 \text{ ton}}{\frac{\pi \times 0.254 \text{ m}^2}{4}} + \frac{2.2228 \text{ ton} - \text{m.}}{0.0016088 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_{max} = 1394.68 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

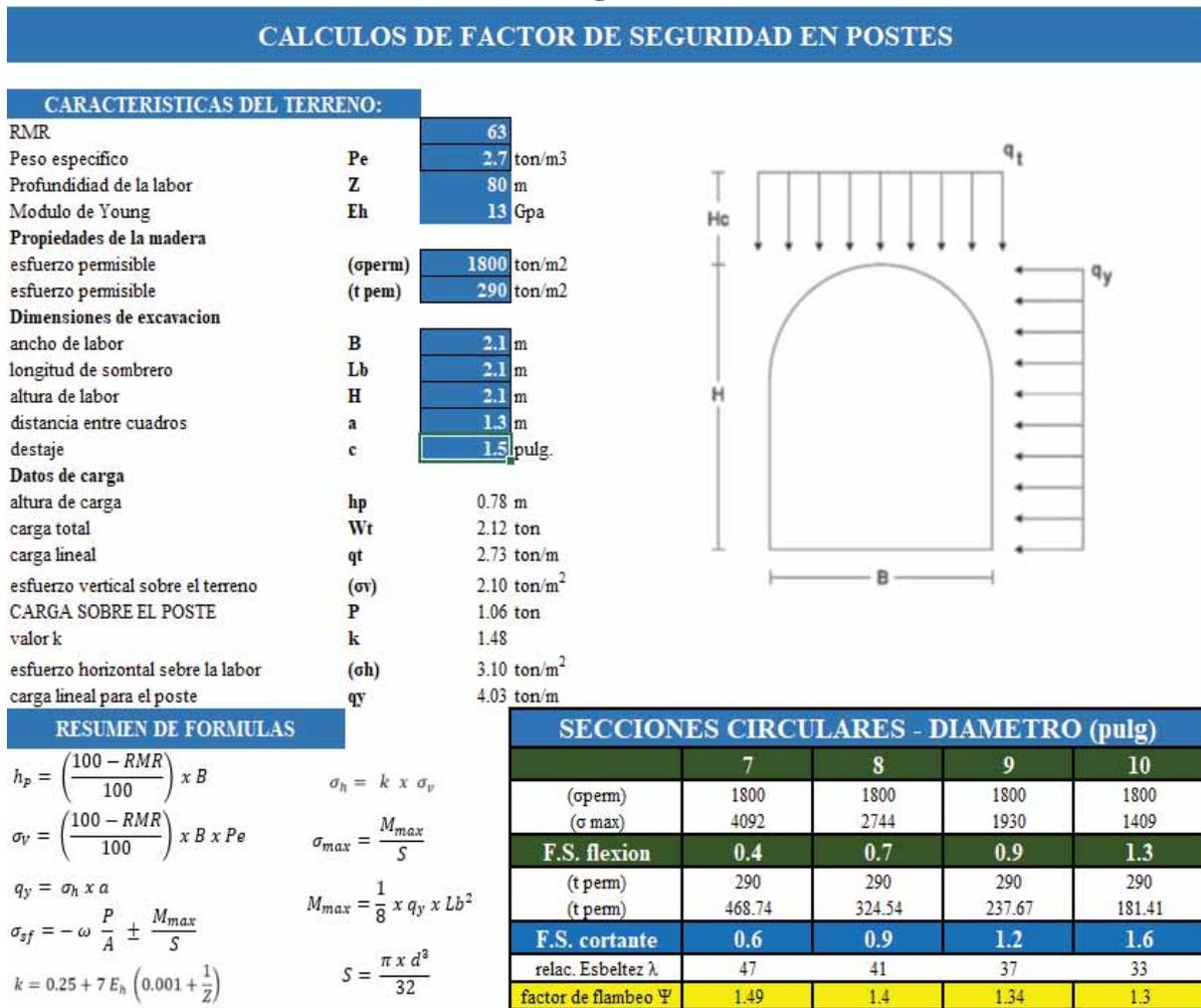
- Factor de seguridad del poste:

$$FS = \frac{\sigma_{sf}}{\sigma_{max}}$$

$$FS = \frac{1800 \text{ ton/m}^2}{1394.68 \text{ ton/m}^2}$$

$$FS = 1.29$$

Gráfico N° 33 Cálculo de los factores de seguridad de diferentes diámetros de redondos

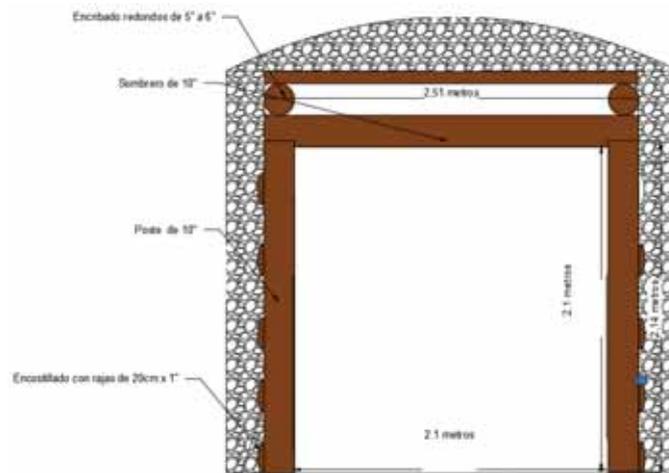


Fuente: elaboración propia hoja de calculo (Excel)

En los siguientes gráficos se muestra el estándar de cuadros de madera que se utilizará en la mina, para la zona mineralizada del nivel 20 se utilizara cuadros de madera rectos y para la

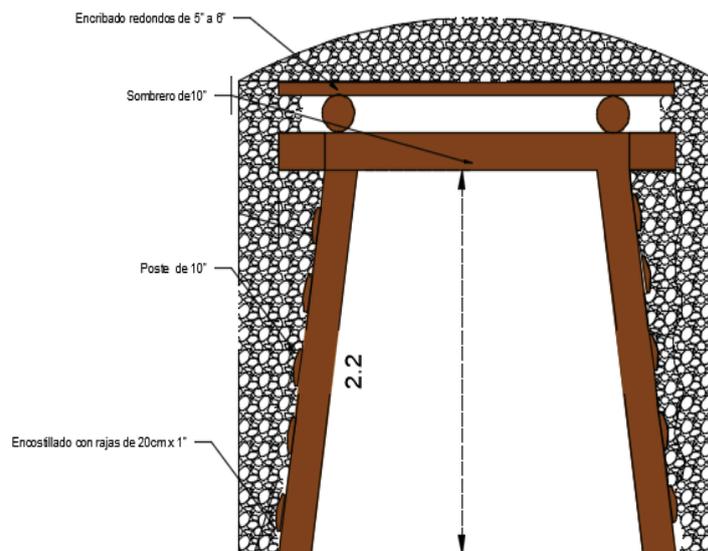
zona no mineralizada del nivel 20 de la misma forma con cuadros de madera rectos esto se debe a que los esfuerzos verticales son mayores a los horizontales; en el nivel 40 se utilizara cuadros de madera cónicos puntuales esto se debe a que los esfuerzos horizontales son mayores que los esfuerzos verticales, con diámetro de redondos de 10 pulgadas tanto postes y sombreros

Gráfico N° 34 Diseño del cuadro de madera recto nivel 20



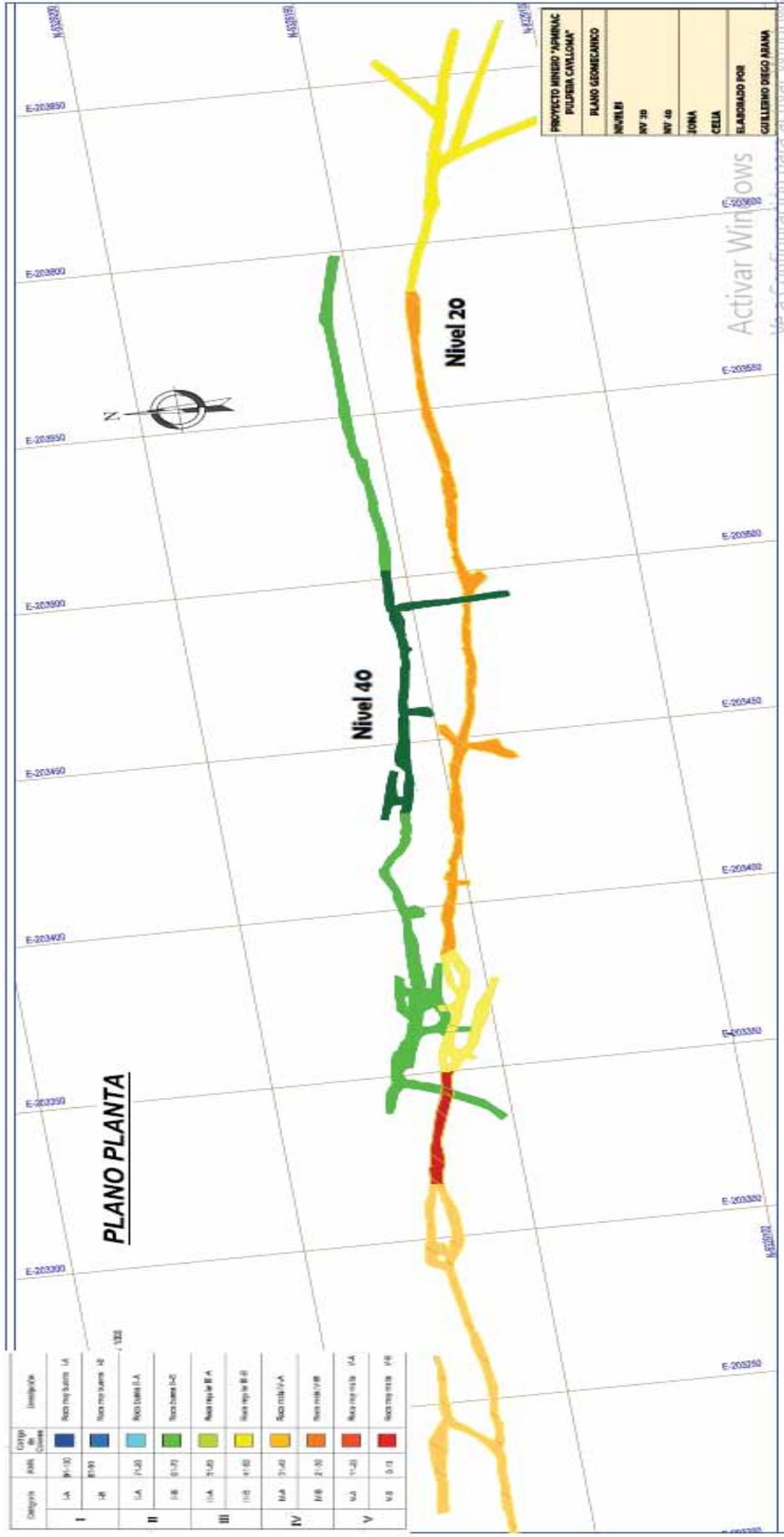
Fuente: Elaboración propia

Gráfico N° 35 Diseño del cuadro de madera cónico nivel 40



Fuente: Elaboración propia

Gráfico N° 36 Plano Geomecánica labores de minado clasificación geomecánica RMR Bieniawski



Fuente: Elaboración propia

5.3.- Vida útil del sostenimiento

La vida útil de los cuadros de madera en la mina es de 1 año a 2 años por las condiciones de minado, la madera utilizada es de Eucalipto y no brinda la dureza necesaria para soportar dichas condiciones, en el siguiente cuadro se ve la vida útil observada en los diferentes niveles de la mina.

Cuadro N° 52 Vida Útil en labores de minado

Nivel	Vida util (meses)
10	24
20	24
40	12
50	12

Fuente: Elaboración propia

Como se observa en el cuadro anterior la vida de los cuadros de madera no es la óptima en especial en Galerías principales que por lo menos tienen una duración de 2 a más años, por otra parte, la poca vida útil de madera nos obliga a cambiarlos y aumentar costos.

La vida útil de los cuadros de madera es variable por las condiciones de minado y profundidad de la mina.

5.4.- Costo del sostenimiento seleccionado.

Como parte de la propuesta de sostenimiento, en promedio un cuadro de madera esta entre 82.5 \$

Cuadro N° 53 Costos Cuadro de madera

Cuadro de madera	
Postes 10" x 10' (2 Redon.)y sombrero (1 Redon.)	30 \$
Encostillado Rajado 10' (20 Und)	6.25 \$
Tirantes 5" x 10' (2 redondos) y Transversales 5" x 10'(2 redondos)	6.25 \$
Instalación de cuadros	40 \$
Total	82.5 \$

Fuente: Elaboración propia

Por otra parte, se ha realizado el análisis mecánico de los cuadros de madera, en el siguiente cuadro se muestran los costos tanto para cuadros de 10", 8", 6".

Cuadro N° 54 Costos para cuadros de madera de diferentes diámetros

Partes del cuadro de madera	Cuadros de madera		
	10"	8"	6"
Postes y sombrero	30 \$	24 \$	20 \$
Encostillado	6 \$	6 \$	6 \$
Pasantes	6 \$	6 \$	6 \$
Total	42 \$	36 \$	32 \$

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

1. El tipo de sostenimiento más adecuado en la mina Apmnac Pulpera es el sostenimiento con cuadros de madera en los dos niveles, de acuerdo a los cálculos matemáticos el factor de seguridad que se obtuvo para nivel 20 zona mineralizada FS=1.25(sombrero) y FS=2.5(poste), zona no mineralizada FS=1.3(sombrero) y FS=1.88(poste); factor de seguridad para el nivel 40 FS=1.9(sombrero) y FS=1.3(poste).
2. En la mina Pulpera la calidad de roca predominante según el mapeo geomecanico la zona mineralizada nivel 20 tiene un RMR=23 (roca mala), la zona no mineralizada nivel 20 tiene RMR=38 (roca regular) y en el nivel 40 tiene un RMR=63 (roca buena) por lo cual solo permite sostenimientos puntuales con cuadros de madera.
3. El sostenimiento con cuadros de madera que soportara los esfuerzos de la mina en zonas donde los esfuerzos verticales son mayores se utilizaran cuadros rectos (nivel 20 zona mineralizada y no mineralizada) y para zonas donde los esfuerzos horizontales son mayores se utilizaran cuadros cónicos con una inclinación de 82° con respecto a la horizontal (nivel 40).
4. El sostenimiento con madera tiene una vida promedio de 12 meses, para incrementar su periodo de vida útil de la madera se tiene que tratar la madera y mejorar la ventilación.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda mejorar la ventilación en la mina para que el sostenimiento con madera tenga mayor vida útil, se deberá mejorar las condiciones ambientales dentro de la mina porque la madera se pudre y se honguea (producto de la humedad y la poca ventilación) significando un riesgo y aumentando nuestros costos.
2. Se recomienda realizar el monitoreo a las vibraciones producto de la voladura y así evitar daños a los hastiales e implementar voladura controlada con precorte.
3. Se recomienda aumentar la sección de la Galería 200 del Nivel 20 a 2.40m x 2.40m para implementar la instalación del sostenimiento con shocrete y/o Split set.
4. Se recomienda realizar mapeo geológico estructural (geología) para una futura implementación con el tipo de sostenimiento del Split set.

BIBLIOGRAFÍA

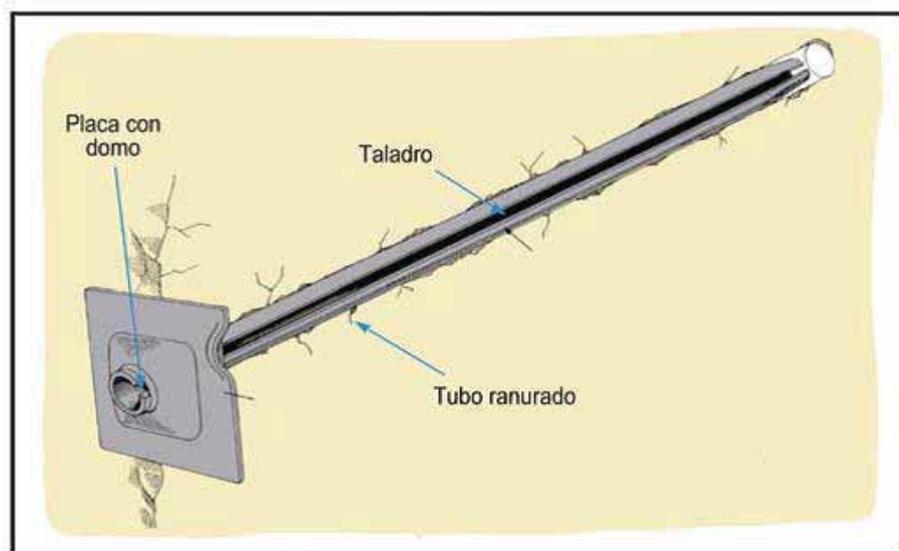
1. **Barton, N., & Grimstad, E. (2000).** El Sistema Q para la Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles. En C. L. Jimeno (Ed.), Ingeotuneles (Vol. Libro 3).
2. **Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (Diciembre de 1974).** Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4), 189-236.
3. **Bieniawski, Z. T. (1989).** Engineering Rock Mass Classifications. Pennsylvania, USA: John Wiley & Sons.
Brady, L. L. (1982). A hybrid discrete element–boundary element method of stress analysis. *Proceedings of the 23rd US Symposium Rock Mechanics* (págs. 628-636). Berkeley: Goodman RE, Heuze F, editors.
4. **Brown, B. B. (1985).** *Rock Mechanics For Underground Mining* . London: GEORGE ALLEN & UNWIN.
5. **Brown, B. B. (1993).** *Rock Mechanics For Underground Mining*. En *The nature and use of rock mass Classification schemes* (págs. 77-78). London: GEORGE ALLEN & UNWIN.
6. **Deere, D. (1962).** *Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes*. University of Illinois.
7. **Grimstad, E. B. (1993).** Updating of the Q-system for NMT. *International Symposium of Sprayed Concrete - Modern Use of Wet Mix Sprayed Concrete for Underground Support*. Fagernes.
8. **Hoek, E. &. (1980).** *Underground Excavations in Rock*. London: E & FN Spon.
9. **Hoek, E. &. (2000).** Predicting tunnel queezing problems in weak heterogeneous rock masses. *Tunnels and Tunnelling International*.

10. **Hoek, E. (1991).** When is a design in rock engineering acceptable? Proceedings of the 7th International Congress on Rock Mechanics, Aachen , (págs. 1485-1497). Rotterdam.
11. **Hoek, E. K. (1993).** Design of support for underground hard rock mines. Toronto.
12. **Hoek, E. K. (1995).** Support of Underground Excavations in Hard Rock. Rotterdam.
13. **Hoek, E., & Diederichs, M. S. (2005).** Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 43, 203-215.
14. **Hoek, E., & Diederichs, M. S. (2006).** Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 43, 203-215.
15. **Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002).** Hoel-Brown failure criterion - 2002 Edition. NARMSTAC Conference, (págs. 267-273). Toronto, Canadá.
16. **Lorig, L. J. (2009).** Aplicación de Modelos Numéricos Continuos y Discontinuos al Análisis de
17. **Vallejo, C. (2002).** Aplicaciones del Índice G.S.I para el Mapeo Geomecánico y la definición del Sostenimiento de labores Mineras subterráneas. XI Congreso Peruano de Geología. Lima.

ANEXOS

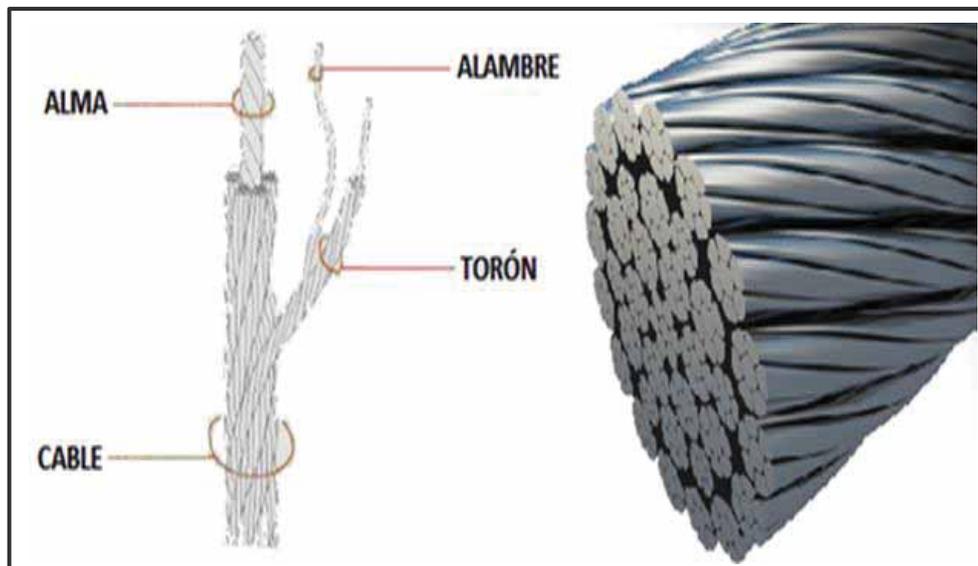
Anexo N°1 Tipos de Sostenimiento

Anexo N°1. 1 Sostenimiento con perno split set



Fuente: ISEM

Anexo N°1. 2 cables de acero



Fuente: ISEM

Anexo N°1. 3 Revestimiento de concreto



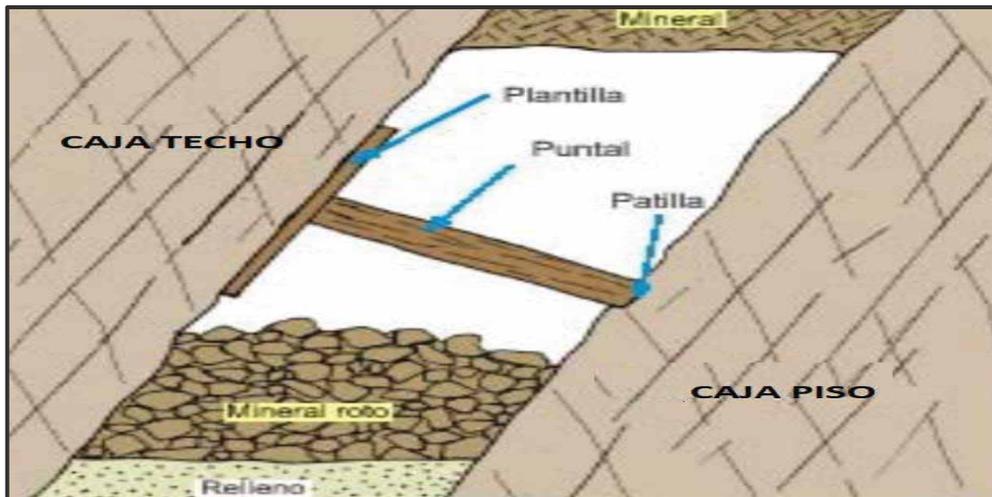
Fuente: ISEM 1 master builders solutions

Anexo N°1. 4 Instalación de Sostenimiento con Perno Helicoidal



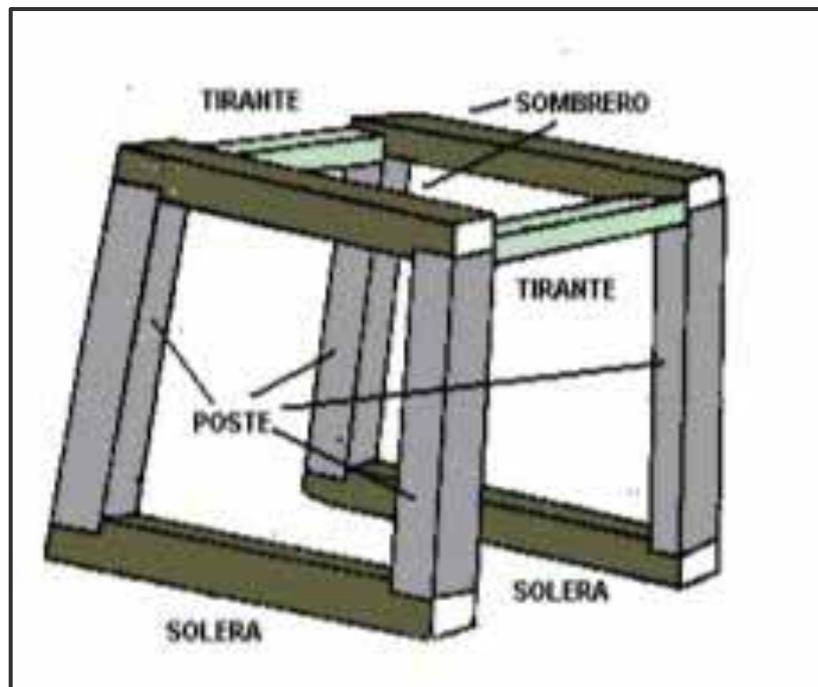
Fuente: master builders solutions

Anexo N°1. 5 Puntales de Madera



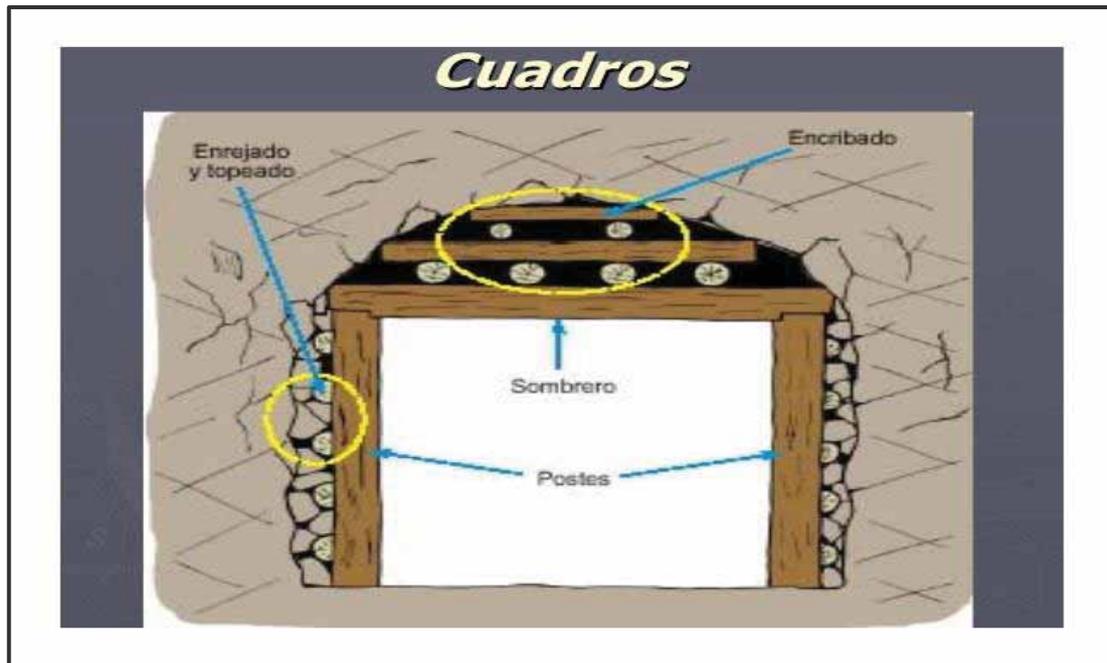
Fuente: slideshare

Anexo N°1. 6 Partes de cuadro de Madera



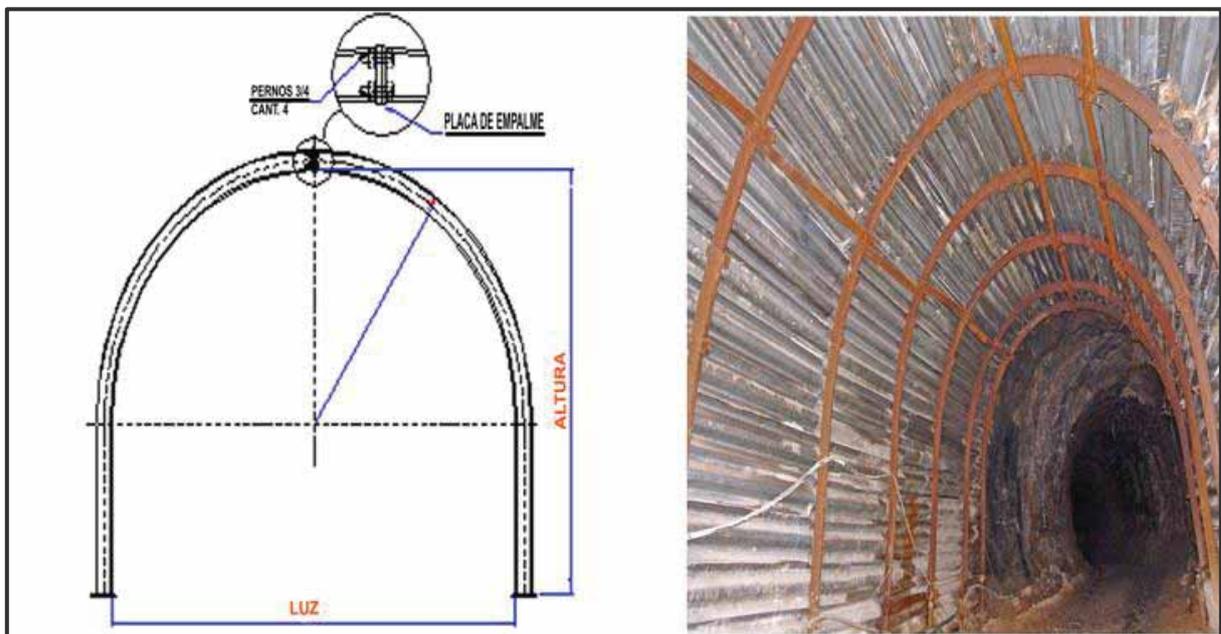
Fuente: ISEM

Anexo N°1. 7 Cuadros con encribado



Fuente: ISEM 2

Anexo N°1. 8 Cimbras metálicas



Fuente: ISEM

Anexo N°1. 9 Gatas hidraulicas

Fuente: ISEM

Anexo N°1. 10 Perno más malla electrosoldada

Fuente: ISEM

Anexo N°1. 11 Pernos autoperforantes con relleno cementado

Fuente: ISEM

Anexo N°1. 12 Elementos de pre soporte Micropilotes

Fuente: ISEM

Anexo N°2 Plano Geological Regional de Apmnac Pulpera

