



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**SOSTENIMIENTO CON SOBRES CUADROS EN EL TAJO 702 SE,
NIVEL 4750 - UNIDAD MINERA CÓNDROR III - MAXPALA S. A. C.**

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

Bach. FRANCO ALEX LOAIZA CONDORI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2020



DEDICATORIA

A Dios todo poderoso por guiarme en todas mis decisiones, planes, proyectos, y por bendecirme con salud y bienestar para así desenvolverme como profesional calificado.

A mis queridos padres, Honorato y Victoria, regalo maravilloso que Dios me ha dado, por el apoyo incondicional que me han dado para poder culminar mis estudios universitarios y lograr mi anhelo de ser Ingeniero de Minas, por sus esfuerzos y sacrificios, por una meta más cumplida, por hacer realidad este sueño, este logro también es parte de ellos por su gran apoyo.

A mi esposa Hilda y mi hijo Lám, por ser parte importante, fundamental y esencial en mi vida, por comprenderme, ayudarme y apoyarme durante todo este tiempo, y por ocupar un espacio inmenso en mi corazón.

Franco A. Loaiza Condori



AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradezco a Dios, creador del universo, por darme salud y bienestar para culminar mis estudios universitarios.

Agradezco a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por darme la oportunidad para realizar mis estudios superiores.

Mi agradecimiento a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y a todo personal docente por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

Finalmente, mi especial agradecimiento al personal de la Unidad Minera Cóndor III, por brindarme la oportunidad de realizar el presente trabajo.



PRESENTACIÓN

Señores miembros del jurado:

El suscrito egresado de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, Puno, ha laborado en diferentes Empresas Mineras de nuestro país; por lo que me permito presentar a vuestra consideración el presente Informe de Trabajo Profesional titulado: **SOSTENIMIENTO CON SOBRE CUADROS EN EL TAJEO 702 SE, NIVEL 4750 - UNIDAD MINERA CÓNDOR III - MAXPALA S. A. C.**, realizado en la Empresa indicada, con la finalidad de optar el título profesional de Ingeniero de Minas, en cumplimiento del Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional del Altiplano.

El motivo fundamental para realizar el presente trabajo, es por la participación activa en el área de sostenimiento de labores mineras subterráneas en la Unidad Minera Cóndor III, en este caso para optimizar el tipo de sostenimiento a utilizar según las características de la roca encajonante y realizar la evaluación de los costos incurridos en los cuadros de madera y marchavantes, y según este análisis se debe plantear la mejor alternativa de selección del tipo de sostenimiento a utilizar, lo cual pongo consideración de los señores miembros del jurado revisor.

Puno, Noviembre del 2020

Bachiller: Franco Alex Loaiza Condori



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

RESUMEN	9
ABSTRACT.....	10

CAPÍTULO I

DESARROLLO DE LA ACTIVIDAD PROFESIONAL

1.1 EL PROBLEMA DE ESTUDIO.....	12
1.2 OBJETIVOS	13
1.2.1 Objetivo general	13
1.2.2 Objetivos específicos.....	13
1.3 UBICACIÓN.....	13
1.4 ACCESIBILIDAD	13
1.5 CLIMA Y VEGETACIÓN	14
1.6 GEOMORFOLOGÍA.....	14
1.7 DRENAJE.....	15
1.8 ASPECTOS GEOLÓGICOS	15
1.8.1 Geología Regional	15
1.8.2 Estratigrafía Regional.....	15
1.8.3 Geología Local	16
1.8.4 Columna estratigrafía local	16
1.8.5 Geología Estructural.....	18
1.8.6 Geología Económica	18

CAPÍTULO II

EXPLOTACIÓN MINERA

2.1 OPERACIONES MINERA S	21
2.1.1 Labores de exploración, desarrollo y preparación.....	21



2.1.2 Labores de explotación.....	25
2.1.3 Métodos de minado	26
CAPÍTULO III	
METODOLOGÍA	
3.1 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA.....	35
3.2 CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA	35
3.3 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA	36
3.3.1 El criterio RMR de Bieniawski	36
3.4 SOSTENIMIENTO.....	45
3.4.1 Sostenimiento con madera.....	45
3.4.2 Resistencia de la madera	46
3.4.3 Sostenimiento según la clase del terreno.....	46
3.4.4 Principios de sostenimiento con cuadros de madera	49
3.4.5 Tiempo de vida de la madera.....	49
3.4.6 Fortificación con madera.....	49
3.4.7 Cuadros de madera	50
3.4.8 Otras estructuras de sostenimiento	53
CAPITULO IV	
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1 SOSTENIMIENTO AUXILIAR RECOMENDADO	59
4.2 CICLO DE MINADO APLICANDO EL SOSTENIMIENTO AUXILIAR.....	59
4.3 COSTO DE SOSTENIMIENTO CON SOBRE CUADROS Y MARCHAVANTES	61
CONCLUSIONES	63
RECOMENDACIONES	64
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	65
ANEXOS.....	67

Área: Ingeniería de Minas

Tema: Análisis de costos mineros

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 20 de noviembre de 2020.



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Coordenadas U.T.M. de la Unidad Minera Cóndor III.	13
Tabla 2: Ruta y acceso a la Unidad Minera Cóndor III.....	13
Tabla 3: Caracterización geológica de la veta en la Unidad Minera Cóndor III	19
Tabla 4: Resistencia de la roca a la compresión	37
Tabla 5: Grado de fracturamiento de la masa rocosa. (RQD)	37
Tabla 6: Espaciamiento de discontinuidades	38
Tabla 7: Persistencia	38
Tabla 8: Apertura	38
Tabla 9: Rugosidad	39
Tabla 10: Relleno.....	39
Tabla 11: Alteración o meteorización.....	39
Tabla 12: Agua Subterránea	40
Tabla 13: Dirección de discontinuidades.....	40
Tabla 14: Tiempo de sostenimiento con Marchavantes.....	60
Tabla 15: Tiempo de sostenimiento con Sobre Cuadros	60
Tabla 16: Costo de Marchavantes.....	61
Tabla 17: Costo de Sobre Cuadros	61
Tabla 18: Costo de sostenimiento con Marchavantes por m ²	62
Tabla 19: Costo de sostenimiento en Sobre Cuadros por m ²	62



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Columna estratigráfica del distrito de Caylloma.....	17
Figura 2: Galería principal.....	22
Figura 3: Galería en minería subterránea con rieles.	23
Figura 4: Chimenea en la minería convencional	24
Figura 5: Subnivel en minería subterránea.	25
Figura 6: Método Corte y Relleno Ascendente Convencional	27
Figura 7: Corte y Relleno Ascendente Convencional en Breasting.....	30
Figura 8: Corte y Relleno Ascendente Convencional en realce.	31
Figura 9: Limpieza de mineral con winche eléctrico.....	32
Figura 10: Echadero de mineral.....	34
Figura 11: Codificación Estándar en Geomecánica.....	36
Figura 12: Mapeo Geomecanico en la Unidad Minera Condor III.....	41
Figura 13: Cartilla Geomecánica para labores permanentes.	43
Figura 14: Cartilla Geomecánica para tajeos.....	44
Figura 15: Terreno compacto.....	47
Figura 16: Terreno fracturado.....	47
Figura 17: Terreno arcilloso.	48
Figura 18: Terreno suave	48
Figura 19: Esquema de un cuadro recto.....	51
Figura 20: Esquema de un cuadro cónico.....	52
Figura 21: Esquema de un cuadro cojo.....	53
Figura 22: Marchavante en el tajeo 702 SE.- Vista Perfil	55
Figura 23: Sostenimiento con Marchavantes Vista Planta	56
Figura 24: Sostenimiento con Sobre cuadros en el tajeo 702 SE.	58



RESUMEN

La Unidad Minera Cóndor III, de la Empresa Minera MAXPALA S.A.C., se encuentra ubicada en la Cordillera Occidental de los Andes, en la jurisdicción del distrito de Caylloma, provincia de Caylloma y departamento de Arequipa, actualmente viene explotando el yacimiento polimetálico de minerales de Au, Ag, Pb y Cu, con una ley promedio de 6,5 g Au/Tm, 3,5 Onz Ag/Tm, 3,8 % de Pb y 1,5 % de Cu, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional y para el sostenimiento de labores mineras se usa el sistema de Marchavantes en el tajeo 702 SE del nivel 4750, según la evaluación realizada en el tajeo 702 SE, tiene elevados costos de sostenimiento (realce de la corona en vetas menores o iguales a 6 metros). El costo de sostenimiento anterior ha sido de 23,85 US\$/m² al utilizar sostenimiento con Marchavantes. El objetivo principal del informe es optimizar los costos mediante el sistema de Sobre Cuadros. La metodología para desarrollar el presente trabajo, ha consistido en evaluar todo el proceso del sistema de sostenimiento con Marchavantes considerando las deficiencias que presenta el uso de la madera, analizando los costos de madera, costos y tiempos de instalación, dichos datos se han registrado en las fichas de control. Posteriormente en el presente trabajo se ha analizado los costos de instalación, tiempo de instalación y la seguridad que ofrece el sistema de sostenimiento con Sobre Cuadros. Finalmente mediante un análisis comparativo de ambos sistemas de sostenimiento se ha determinado la optimización de costos de sostenimiento con Sobre Cuadros, llegando a las conclusiones, los costos de sostenimiento se han optimizado con el sistema de Sobre Cuadros de 60,21 US\$/m² a 53,90 US\$/m², con una diferencia de 6,31 US\$/m², en la Unidad Minera Cóndor III, de la Cía. Minera Max Pala S.A.C.- Arequipa.

Palabras Clave: Método de explotación, convencional, sostenimiento, costos, tiempo.



ABSTRACT

The C3n3dor III Mining Unit, of the MAXPALA SAC Mining Company, is located in the Western Cordillera of the Andes, in the jurisdiction of the Caylloma district, Caylloma province and Arequipa department, currently it is exploiting the polymetallic mineral deposit of Au , Ag, Pb and Cu, with an average grade of 6.5 g Au / Tm, 3.5 Onz Ag / Tm, 3.8% of Pb and 1.5% of Cu, applying the method of exploitation of Cut and Conventional Ascending Filling and for the maintenance of mining work, the Marchavantes system is used in pit 702 SE of level 4750, according to the evaluation carried out in pit 702 SE, it has high maintenance costs (enhancement of the crown in smaller or equal veins at 6 meters). The previous support cost has been 23.85 US \$ / m² when using support with Marchavantes. The main objective of the report is to optimize costs through the About Box system. The methodology to develop this work has consisted of evaluating the entire process of the support system with Marchavantes considering the deficiencies that the use of wood presents, analyzing the costs of wood, costs and installation times, said data have been recorded in the control tabs. Later in the present work, the installation costs, installation time and the security offered by the support system have been analyzed. Finally, through a comparative analysis of both support systems, the optimization of support costs with Square set has been determined, reaching the conclusions that the support costs have been optimized with the Square set system of 60.21 US \$ / m² a 53.90 US \$ / m², with a difference of 6.31 US \$ / m², in the C3n3dor III Mining Unit, of C3a. Minera Max Pala S.A.C. - Arequipa.

Key Words: Method of exploitation, conventional, support, costs, time.



PRIMERA PARTE

REPORTE DE LA ACTIVIDAD PROFESIONAL

CENTRO DE TRABAJO : U. E. A. Cóndor III – MAXPALA S. A.C. – Arequipa.

EMPLEADOR : E. E. MINERA ÁGUILAS DEL SUR

CARGO DESEMPEÑADO: Ingeniero Jefe de Guardia

PERIODO : Del 05 de Enero del 2016 a 17 de julio del 2020

FUNCIONES:

- Control de las actividades de perforación, voladura y otros.
- Creación de procedimientos (PETS) para el manejo o requerimiento más ordenado de las herramientas en interior mina.
- Planificar junto con todo el equipo de mina la elaboración del plan diario de minado.
- Optimización de procesos de producción a través del control de actividades operacionales y mejora de eficiencias.
- Control de la explotación de corte y relleno ascendente convencional, Breasting y Realce.
- Planificación de proyectos de las labores mineras de explotación y avances lineales.



SEGUNDA PARTE

DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

CAPÍTULO I

1.1 EL PROBLEMA DE ESTUDIO

La Unidad Minera Cóndor III – Cía. Minera MaxPala S.A.C. - Arequipa, actualmente está explotando el yacimiento polimetálico de minerales de Au, Ag, Pb y Cu, aplicando el método de explotación de Corte Relleno Ascendente Convencional, durante el proceso de explotación ha tenido problemas con respecto a labores definidas como críticas no solo por el ancho de la veta con un mínimo de 3 a 6 metros., así mismo también por la condición del terreno siendo suaves, por lo tanto la corona llega a levantarse buscando su arco de sostenimiento, es ahí que el tema de mejorar la aplicación del sostenimiento debido al tiempo en el que se llega a controlar y el cual causa restricciones en el costo y productividad por día, se ha planteado una nueva alternativa de sostenimiento.

En minería convencional se desarrolla un adecuado control en labores de alto riesgo es a menudo un reto para dar solución bajo las medidas seguridad requerida y adecuada.

La empresa especializada MADSUR comprometida con la Compañía Minera Max Pala está en el deber de garantizar el bienestar de los colaboradores haciendo que en el trabajo de sostenimiento se permita cambios de fácil aplicación necesarios para mejorar el método utilizado usualmente, así mismo reducir la exposición de los colaboradores al peligro en este tipo de labores críticas; por el cual el problema del presente informe se define a través de la siguiente interrogante: ¿Qué resultados se obtienen a partir de la utilización de sostenimiento con Sobre Cuadros en labores de alto riesgo de la Unidad Minera Cóndor III?

1.2 OBJETIVOS

1.3 UBICACIÓN

La Unidad Minera Cóndor III está ubicada en el paraje Conecmayo distrito de Caylloma, provincia de Caylloma y departamento Arequipa; la ubicación precisa está dentro de la cuadratura de las siguientes coordenadas:

Tabla 1: Coordenadas U.T.M. de la Unidad Minera Cóndor III.

VÉRTICE	ESTE	NORTE
1	204 716,000	8 328 807,640
2	202 703,000	8 326 881,240
3	201 451,000	8 328 155,020
4	203 165,000	8 329 812,100
5	203 422,000	8 329 546,150
6	203 721,000	8 329 835,480

Fuente: (Cueva, 1998)

1.4 ACCESIBILIDAD

La Unidad Minera Cóndor III, se encuentra conectado con la ciudad de Arequipa mediante la ruta Arequipa-Caylloma, con el siguiente recorrido.

De Arequipa al distrito de Caylloma 225 Km. y de Caylloma hasta la concesión minera es 11 km como se detalla en la Tabla 2.

Tabla 2: Ruta y acceso a la Unidad Minera Cóndor III

	DISTANCIA (Km)	CARRETERA	TIEMPO (Hr)
Lima - Arequipa	1 005	Asfaltada	15
Arequipa - Caylloma	225	Asfaltada - Afirmada	6
Caylloma – Mina	11	Afirmada	0,5
TOTAL	1 241		21,5

Fuente: (Barreda, 2016)



1.5 CLIMA Y VEGETACIÓN

La localidad de Caylloma presenta un clima frío seco una característica típica de estos lugares, se considera que en el periodo de Diciembre - Abril prevalece la etapa de precipitaciones fluviales, en los meses de Enero – Febrero es normal que se observe la presencia de granizo, en los meses de Junio – Agosto la temperatura descienden por debajo de los -15°C , es de esperar todas estas características ya que en ello se puede apreciar que la zona se encuentra a una altitud de 4200 m. s. n. m. Estos parámetros también están asociados a la zona donde se ubica el campamento minero.

La vegetación que se puede encontrar en representación está el ichu, trébol, tola, matorrales, que sirven principalmente para la alimentación de los animales auquénidos que viven la zona.

1.6 GEOMORFOLOGÍA

El lugar donde corresponde el estudio se ha observado una serie de elementos vinculados a la geomorfología prueba de ello es que se ha logrado encontrar zonas aptas para una mineralización que es económicamente viable para su explotación, asociado a estos elementos están descripciones hechas por autores que hicieron un estudio a la zona con anterioridad.

Como fuente de información que se consultó es la del cuadrángulo de Caylloma, rescatando de esta información, Altas cumbres representadas por rocas por lo general correspondientes al grupo Tacaza. Peneplanicie que está representada por lugares planos por lo que se le denominó formación SENCA. Depresión Caylloma esta descripción está dada por la depresión que existe producto de un proceso glaciar. Zonas volcánicas está representada por volcanes y cerros según la literatura del Cuadrángulo de Caylloma, realizado por Ingemmet

Se tiene: Volcán Cosana, Cerro Pucará, Cerro Chungará. Cada uno de estos elementos constituidos por rocas volcánicas da lugar a una geomorfología accidentada.



1.7 DRENAJE

El drenaje que se puede encontrar en la zona está presentado por un lugar escarpado con cortes estructurales muy pronunciados esto debido al comportamiento litológico que presenta estos lugares conjunto con las condiciones climatológicas, se ha observado lagunas esto producto de glaciaciones a lo largo de varios eventos, dando lugar a una zona con un tipo de drenaje dendrítico, estos a su vez aportan cantidades de agua sustanciales al río Angostura, pues se ha visto también la conveniencia e importancia que trae consigo la hidrografía de este lugar.

1.8 ASPECTOS GEOLÓGICOS

1.8.1 Geología Regional

La geología desarrollada en esta zona es compleja, se tiene conocimiento de algunos rasgos geológicos que han sido descritas de forma generalizada en la literatura que se ha consultado, de modo que se tiene ciertas observaciones con respecto a las características que se ha observado durante las practicas que se ha realizado.

Se destaca que durante el Mioceno se ha desarrollado un intenso vulcanismo en toda esta región conformados por estratovolcanes que han sido descritos con los nombres de: Vilafró, Bateas, San Cristóbal, entre otros, en conjunto con los movimientos tectónicos que se ha desarrollado, así como también los factores que acontecieron a todos estos eventos trajo consigo lugares apropiados para la acumulación de mineralización.

1.8.2 Estratigrafía Regional

La descripción estratigráfica que se tiene en la región es la siguiente:

GRUPO YURA: Este grupo está compuesto por 5 formaciones (Puente, Cachios, Labra, Gramadal y Hualhuani) los cuales presentan una litología lacustrina de una edad Jurásica – Cretácica, con un espesor de 400 metros de potencia aproximadamente.

GRUPO TACAZA: En discordancia sobre sedimentos del Grupo Yura con una secuencia estratigráfica compuesta por rocas volcánicas que corresponde a una edad terciaria



compuesta por una secuencia volcánica de composición intermedia, andesitas, tobas, dacita, etc. La potencia estimada que se tiene es de 900 metros de espesor aproximadamente.

DEPÓSITOS VOLCÁNICOS RECIENTES: La mayoría está compuesto por brechas – aglomerados volcánicos de composición variada, presentes en sub – horizontes, pseudo–estratificaciones, estos correspondientes a edades del Mioceno al Pleistoceno medio.

ROCAS ÍGNEAS INTRUSIVAS: Secuencia volcánicas denominadas domos de lava que presentan composición acida.

DEPÓSITOS CUATERNARIOS: Depósitos que se han acumulado hasta ahora producto de eventos erosionales.

1.8.3 Geología Local

Las principales rocas encajonantes de las estructuras, son lavas y aglomerados de andesitas, ocurriendo también areniscas y lutitas.

La unidad más antigua que aflora dentro de esta zona es el grupo Yura, representado por la formación Labra. En el área también afloran rocas volcánicas del terciario, pertenecientes al grupo Tacaza. Esta yace en discordancia angular sobre sedimentos del jurásico-cretáceo (cuarcitas, areniscas y lutitas) del grupo Yura. También productos volcánicos y sedimentos clásticos recientes cubren las extensiones del área.

En esta zona, la estratigrafía que se observó corresponde al Grupo Tacaza, esto por los rasgos encontrados y correlacionando, la mayor parte de tipos de rocas corresponde a rocas volcánicas – volcans clásticas en una variedad diferente, lo que hace pensar que estos recintos estarían registrados dentro del Grupo Tacaza, por supuesto en la parte superior se encuentra los depósitos cuaternarios producto de eventos geológicos ocurridos hasta ahora.

1.8.4 Columna estratigrafía local

En la Figura 1, se observa una columna estratigráfica que hace referencia a la estratigrafía que se encuentra en el distrito de Caylloma.

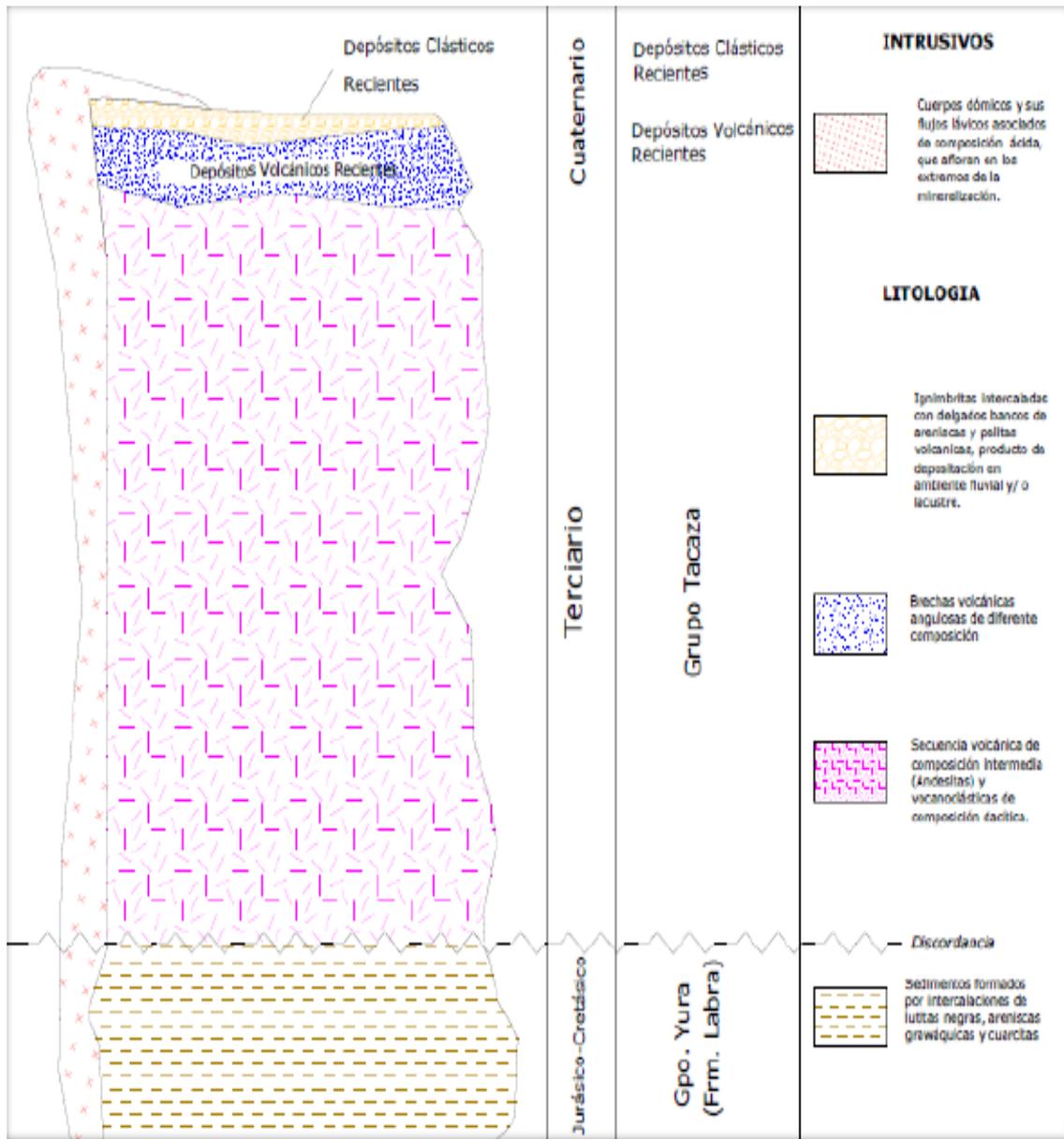


Figura 1: Columna estratigráfica del distrito de Caylloma.
Fuente: (Barreda, 2016)



1.8.5 Geología Estructural

La geología estructural en el área se ve gracias al relieve topográfico existente en la zona. Un claro ejemplo es la veta Cóndor que se observa en la parte alta del cerro Chonta, esta tiene un rumbo SE, guardando características morfológicas bastantes bien preservadas y relación con la topografía actual.

En el margen izquierdo de la quebrada Chonta donde se ubican las vetas Celia y San Pablo se puede observar fallas paralelas normales en las cuales predominan su componente vertical con respecto al componente horizontal, las cuales han servido como canales para la circulación de las soluciones mineralizantes acompañando paralelamente se tiene otras estructuras menores, localmente tiene presencia de fracturas comportándose en algunos casos como cimoides.

1.8.6 Geología Económica

a) Mineralización

La mineralización que presenta la Unidad Minera es del tipo hidrotermal.

El mineral se encuentra rellenando fracturas y formando vetas. La característica de algunos tramos de mineralización es presentar pequeñas áreas tipo Stock Work con mineralización polimetálica de Au, Ag, Pb y Cu. En vetas se presenta mineralización de las mismas características, pero con menor proporción en afloramientos superficiales.

La mineralización de la Mena es caracterizada por óxidos de fierro (limonita, goethita) está oxidación es supérgena formando patinas de colores amarillo castaño a negruzco; en las labores desarrolladas se encuentran sulfuros como galena y pirita.

La mineralogía de la ganga está compuesta de cuarzo blanco, calcita con diseminaciones de pirita.



La alteración mejor expuesta es del tipo argílica que se ve en gran parte de esta área de estudio con minerales y seguida por una silicificación de las rocas y finalmente una limonitización superficial con minerales como Jarosita-Goethita.

VETA CELIA

Tabla 3: Caracterización geológica de la veta en la Unidad Minera Cóndor III

CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DE LA VETA	
RUMBO	S60-70°E
BUZAMIENTO	70°SW
POTENCIA PROMEDIO	0.80 m -1.50 m
AFLORAMIENTO ESTIMADO	± 500 mts
ROCA CAJA PISO	Tufos piro clásticos brechados de matriz soportada
ROCA CAJA TECHO	Tufos piro clásticos brechados de matriz soportada
ALTERACIONES	En orden de predominancia: silicificación, propilitización
MINERALOGÍA	En orden de abundancia: cuarzo, especularita, pirita, galena, esfalerita, oro libre y manganeso
TIPOLOGÍA	Brechada de relleno hidrotermal con matriz mineralizada y ramificada de vetillas con geodas de cuarzo hialino y cuarzo hexagonal.
COTA SUPERIOR	4800 m.s.n.m. parte alta afloramiento
COTA INFERIOR	4735 m.s.n.m. parte baja al pie del afloramiento
ENCAMPANE	65 metros

Fuente: (Barreda, 2016).



b) Características del yacimiento

El área de estudio presenta estructuras como las vetas Celia, San Pablo y Cóndor las cuales tienen diferentes rumbos y buzamientos.

En la zona tenemos tufos piroclásticos brechados de matriz soportado las cuales se comportan como rocas encajonantes, también afloran rocas volcánicas del terciario. Pertenecientes al grupo Tacaza, yacen en discordancia angular sobre sedimentos del Jurásico-Cretáceo. También encontramos productos volcánicos y sedimentos clásticos recientes que cubren grandes extensiones del área de la concesión.

La geología estructural en el área guarda características morfológicas bastante bien preservadas y tienen relación con la topografía actual, un claro ejemplo es la veta San Pablo que se observa en la parte alta del cerro esta tiene un rumbo SE.

Las fallas principales se ven gracias al relieve topográfico existente en la zona, acompañado paralelamente se puede observar fallas normales en las cuales predomina su componente vertical con relación al componente horizontal, las cuales han servido de canales para la circulación de las soluciones mineralizantes.

La mineralización de la MENA es caracterizada por óxidos de fierro (limonita, goethita) está oxidación es supérgena formando patinas de colores amarillo castaño a negruzco; como mineral económico presenta la galena, pirita aurífera y esfalerita.

La mineralogía de la ganga está compuesta por cuarzo calcita con disseminación de pirita. La alteración mejor expuesta es del tipo Argílica que se ve en gran parte del área de estudio, seguida por una silicificación de las rocas y finalmente una limonitización de minerales como Jarosita-goethita.

Este proyecto está concebido para explotar la mina en labores subterráneas y luego procesar el mineral en planta metalúrgica que no forma parte del proyecto.



CAPÍTULO II

EXPLOTACIÓN MINERA

2.1 OPERACIONES MINERAS

La explotación del yacimiento mineral de la Unidad Minera Cóndor III, se realiza en los siguientes niveles de explotación:

Nivel 4710, Nivel 4750, Nivel 4800 y Nivel 4850

Las labores de avance y explotación están a cargo de la Empresa MADSUR SRL.

La Unidad Minera trabaja en un sistema mensual de operación - descanso de 20 x 10, es decir 20 días trabajados por 10 días de descanso, laborando los 30 días del mes en dos turnos siendo el primer turno de 6:00 p.m. a 6:00 a.m. con un descanso de una hora de 12:00 m. a 1:00 a.m. y el segundo turno de 6:00 a.m. a 6:00 p.m. con un descanso de una hora de 12:00 m. a 1:00 p.m. este turno es de día. El trabajo está organizado en dos guardias de diez horas y media cada una.

2.1.1 Labores de exploración, desarrollo y preparación

Para el desarrollo de labores, es necesario definir los siguientes términos:

Galerías.- Las galerías están desarrolladas a lo largo del yacimiento, con una sección de 7' x 8' y sostenidas con cuadros de madera, donde se hace uso puntales de 8" de diámetro x 9' de longitud y se realiza a cada 50 m de desnivel, que nos permite mantener las operaciones en forma óptima y segura, excepto el nivel 4 710 que es de 40 m. de desnivel.

Para labores horizontales como galerías, cruceros y cortadas se tiene los siguientes estándares principales:

- a) Sección del frente: 7' x 8' ó 2,1 m x 2,40 m.
- b) Gradiente de salida a superficie: 5 por 1000
- c) Cuneta: 0,30 m de profundidad y 0,40 m de ancho (en la caja piso)

- d) Taladros de 2' de profundidad en los hastiales, cada 2,5 metros de avance.
- e) Para tuberías de aire y agua en la caja piso, a 1,8 m de altura.
- f) Para cable de energía en la caja techo, a 1,9 m de altura.
- g) Para manga de ventilación en la corona de la sección.

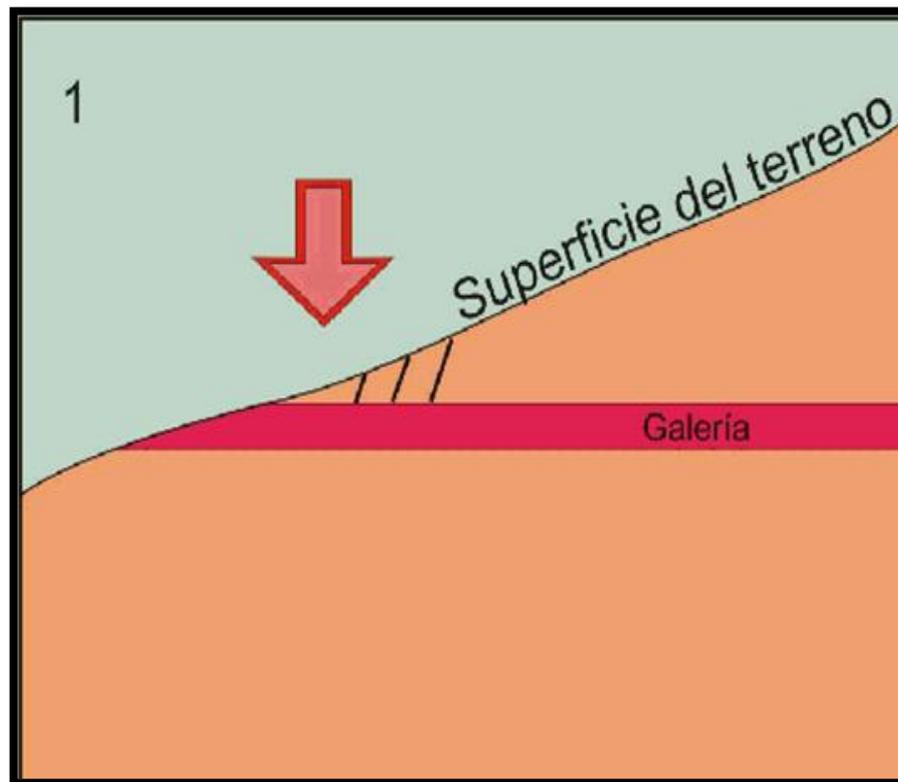


Figura 2: Galería principal
Fuente: (Ccorahua, 2016)



Figura 3: Galería en minería subterránea con rieles.
Fuente: (Ccorahua, 2016)

Chimenea: Es una excavación vertical o ligeramente inclinada. Son simples (5' x 5') y de doble (5' x 10') compartimiento, generalmente sobre estructura mineralizada. La excavación normal de una chimenea es en dos etapas: la primera es el avance lineal vertical con puntales de avance hasta un estándar de 15 m de altura, mientras que la segunda etapa consiste en el armado del doble compartimiento.

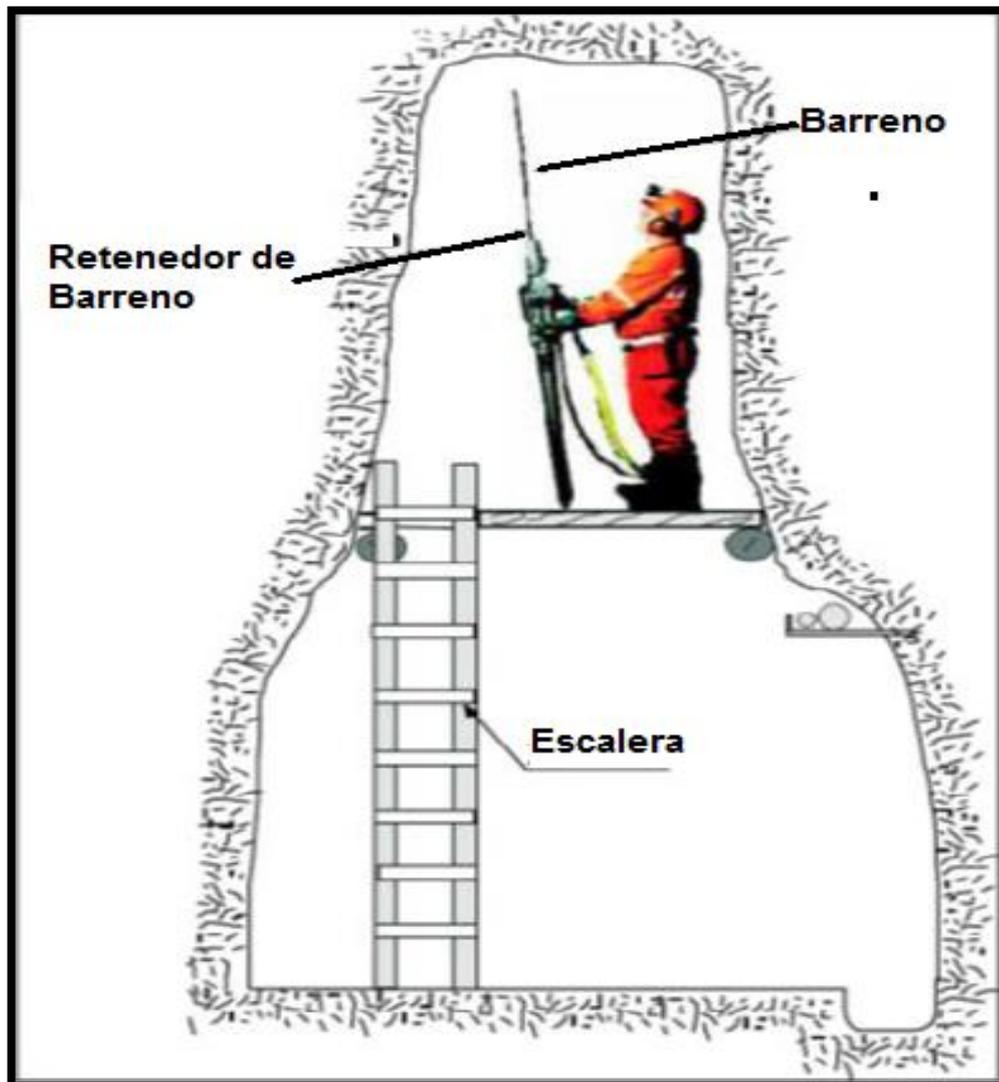


Figura 4: Chimenea en la minería convencional
Fuente: (Huayhua, 2018)

Subniveles.- Los subniveles se ejecutan con una sección de 4' x 6' a partir de la chimenea dejando un puente de 3 metros, hacia ambos extremos aproximadamente de 20 m a 25 m. Según la mineralización, estos subniveles son de sección 4' x 6' y a los extremos se

levanta chimeneas que nos va servir para el abastecimiento de relleno y madera. etc. El ciclo de avance es muy similar a las galerías. La ventilación se realiza con aire comprimido ya que las distancias máximas de los subniveles son de 30 metros. El regado y desatado de las rocas sueltas, es la primera obligación de todo tipo de labor minera utilizando barretillas de 4 pies.

La Limpieza se hace con carretillas depositando la carga en los buzones o tolvas ubicadas a cada 25 metros, si el terreno amerita sostenimiento se utiliza elementos como los puntales de seguridad y en casos extremos se fortifican con cuadros de madera.

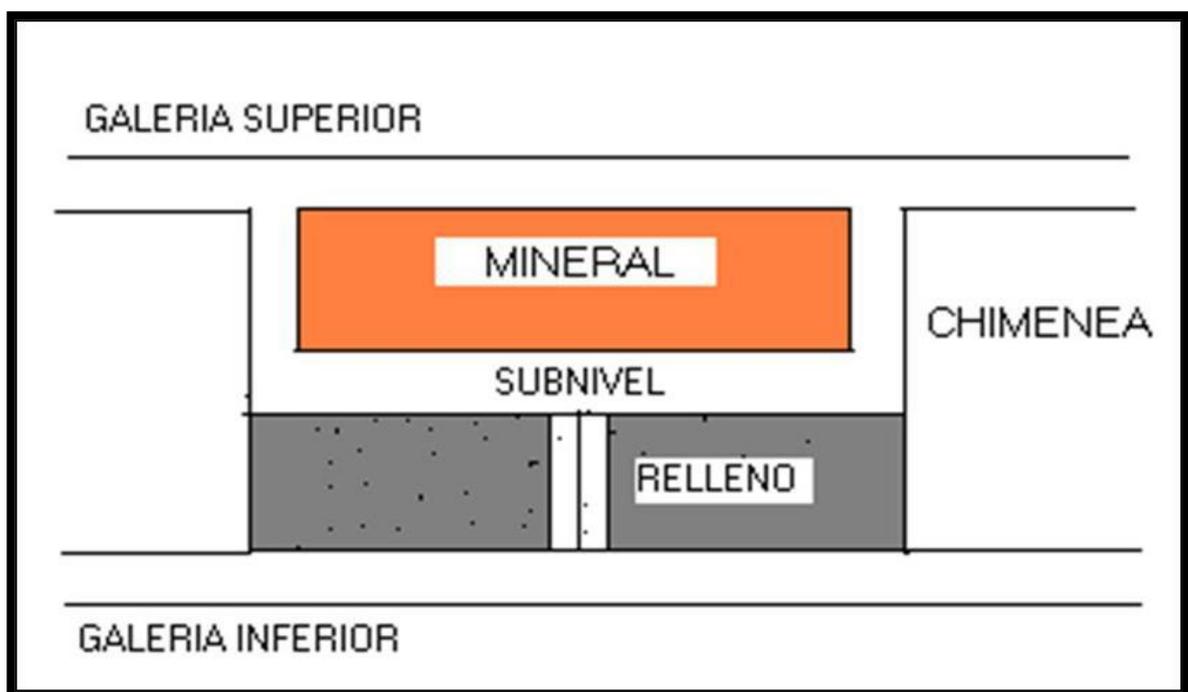


Figura 5: Subnivel en minería subterránea.
Fuente: (Huayhua, 2018)

2.1.2 Labores de explotación

Tajeos.- Los tajeos de explotación están delimitados por las chimeneas de ventilación y relleno, así mismo por las galerías superior e inferior que hacen un block de 20 m x 50 m, las labores preparatorias básicas a la galería consiste en preparar un subnivel sobre veta dejando un puente de 3 m., la explotación se realiza por corte y relleno ascendente, y se inicia desde el subnivel base en el ciclo de minado con cortes (Breasting ó en realce) y cuadros de madera posteriormente, si el minado es en Breasting. El rendimiento está en relación directa a la potencia de las vetas variando de 1,5 – 2,5 Tm/hombres-guardia.



2.1.3 Métodos de minado

En la Unidad Minera Cóndor III, se aplica el método de explotación de acuerdo a las características del yacimiento, y las evaluaciones geo mecánicas, en este caso en la Veta Celia se aplica Corte y Relleno Ascendente Convencional con perforación en Breasting y vertical, este último por presentar cajas competentes y un buzamiento mayor a los 70°.

El método de explotación empleado es el Corte y Relleno Ascendente Convencional (Over Cut And Fill). El método consiste en cortar mineral en tajadas horizontales comenzando del fondo del tajeo avanzando hacia arriba.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajeo. Cuando toda la tajada ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado con material estéril proveniente de las labores de desarrollo, así como también relleno de superficie y es distribuido mecánicamente sobre el área tajeada.

El mineral arrancado se carga y se extrae en su totalidad del tajeo a través de carretillas hacia las tolvas, durante todo este proceso se realiza sostenimiento con puntales de seguridad y cuadros de madera. El cual garantiza una adecuada estabilidad de las cajas, selectividad y una buena fragmentación del mineral.

A este método empleado en la Unidad Minera Cóndor III, lo caracteriza, el uso de relleno detrítico como medio de sostenimiento de los espacios abiertos.

Todos los trabajos se realizan convencionalmente, a continuación se observa el método gráficamente.

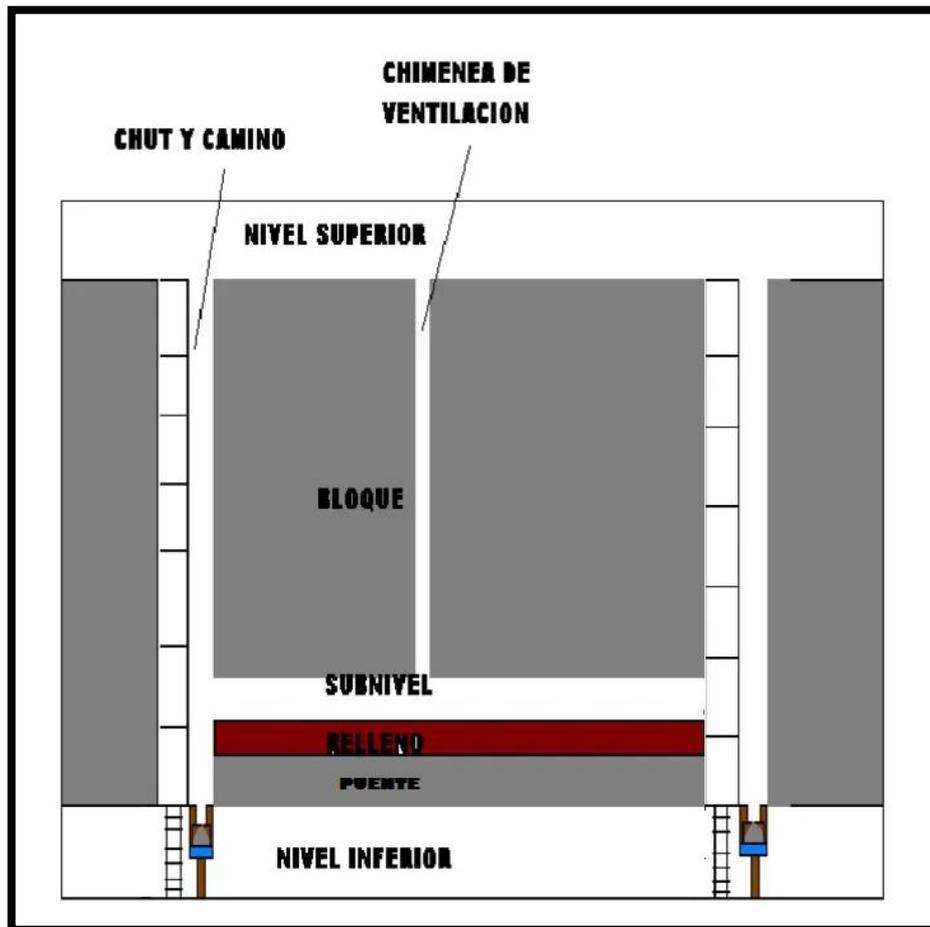


Figura 6: Método Corte y Relleno Ascendente Convencional
Fuente: (Huayhua, 2018)

2.1.3.1 Método de minado por Corte y Relleno Ascendente con perforación Breasting

Éste método se aplica a zonas con las siguientes características:

- Yacimiento tipo vetas
- Buzamiento vertical o casi vertical $> 70^\circ$
- Cajas relativamente malas (roca incompetente),
- Potencia de veta $> 1,4$ metros
- En explotación el ancho mineralizado varía de 1,5 m. a 6 m. (este último parámetro específicamente en el tajeo 702 SE).

Los trabajos que se realizan son:



Trabajos preliminares:

Previa evaluación económica, se deja puente de 3 m. de la galería (en específico de la corona), el cual se recupera a futuro.

Perforación:

Se realiza perforación tipo Breasting (horizontal) con cara libre (techo del corte anterior), con barrenos de 4' de longitud con máquinas perforadoras tipo Jack leg.

Voladura:

Después de la perforación se realiza el carguío de los taladros para la voladura, utilizando dinamita Semexa 65% , y mecha rápida, tratando de obtener una buena voladura y una mejor fragmentación. También se utiliza Carmex, dependiendo de la calidad de la roca y con la finalidad de realizar una limpieza rápida de la carga.

En las operaciones de Unidad Minera Cóndor III se emplea explosivos Semexa 65%

Características de los explosivos Semexa

- Peso neto/caja =25 kg.
- Numero de cartuchos por caja= 308 unidades
- Densidad= 1,2 g/cc
- Velocidad de detonación= 4200 m/s.
- Presión de detonación = 70 Kbar
- Calor= 932 Kcal/Kgr.
- Dimensiones= 7/8" x 7".

En cuanto a los accesorios de voladura se utilizan productos FAMESA como son:

- Carmex.
- Mecha rápida.



El carguío de taladros en la Unidad Minera Cóndor III es de forma manual, con la ayuda de atacadores.

Cabe resaltar que se usa voladura controlada en labores donde el requerimiento de explosivo es mínimo por el comportamiento del macizo rocoso.

Ventilación:

Se aprovecha el circuito que forman las chimeneas extremas y se ventila por 1 hora después de cada disparo.

Limpieza:

La limpieza y acarreo de mineral en los tajeos se realiza manualmente (paleando) haciendo uso de lampa y carretilla el cual es trasladado a los buzones (chimeneas) que posteriormente son extraídos mediante locomotoras en cada nivel.

Sostenimiento:

Se instalan cuadros cojos y cuadros completos (dependiendo de la estabilidad de las cajas piso y techo).

Relleno:

Se utiliza relleno convencional; material estéril proveniente de labores de desarrollo y relleno superficial, se forma una base uniforme que sirve como piso para el siguiente corte y como soporte estructural para la estabilidad del macizo rocoso. La labor es rellenada hasta el techo dejando un espacio de 20 cm de altura.

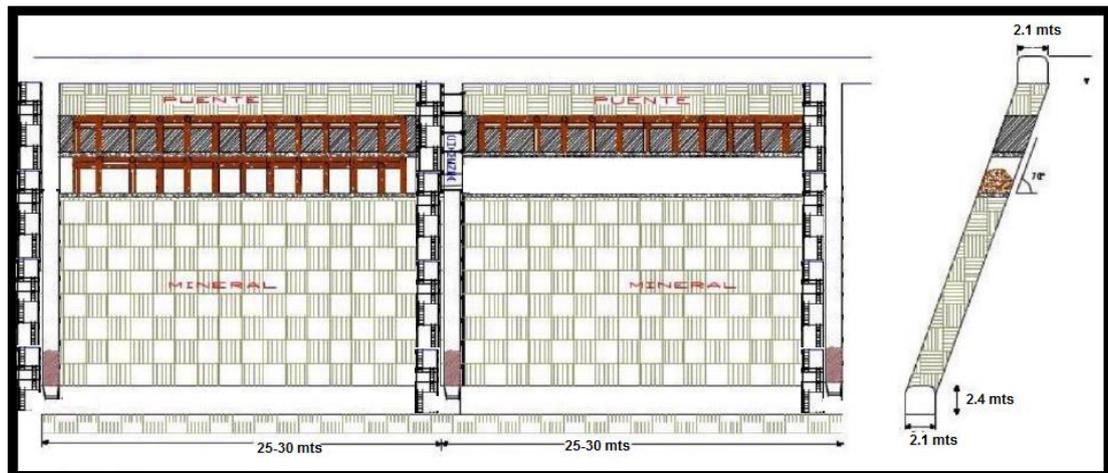


Figura 7: Corte y Relleno Ascendente Convencional en Breasting.
Fuente: (Rodríguez, 2016)

2.1.3.2 Método de minado por Corte y Relleno Ascendente con perforación vertical (Realce)

Este método se aplica a zonas con las siguientes características:

- Yacimiento tipo vetas
- Buzamiento vertical o casi vertical $> 70^\circ$
- Cajas medianamente competentes
- Potencia de veta 0.60 – 1.50 metros

Trabajos preliminares:

Previa evaluación económica, se deja puente de 3 m. de la galería (en específico de la corona), el cual se recupera a futuro.

Perforación:

Se realiza perforación vertical, con barrenos de 6' de longitud con máquinas perforadoras tipo Jack Leg. Se pueden dar hasta dos cortes consecutivos, incrementando la productividad del tajeo en comparación con el método de perforación en Breasting.

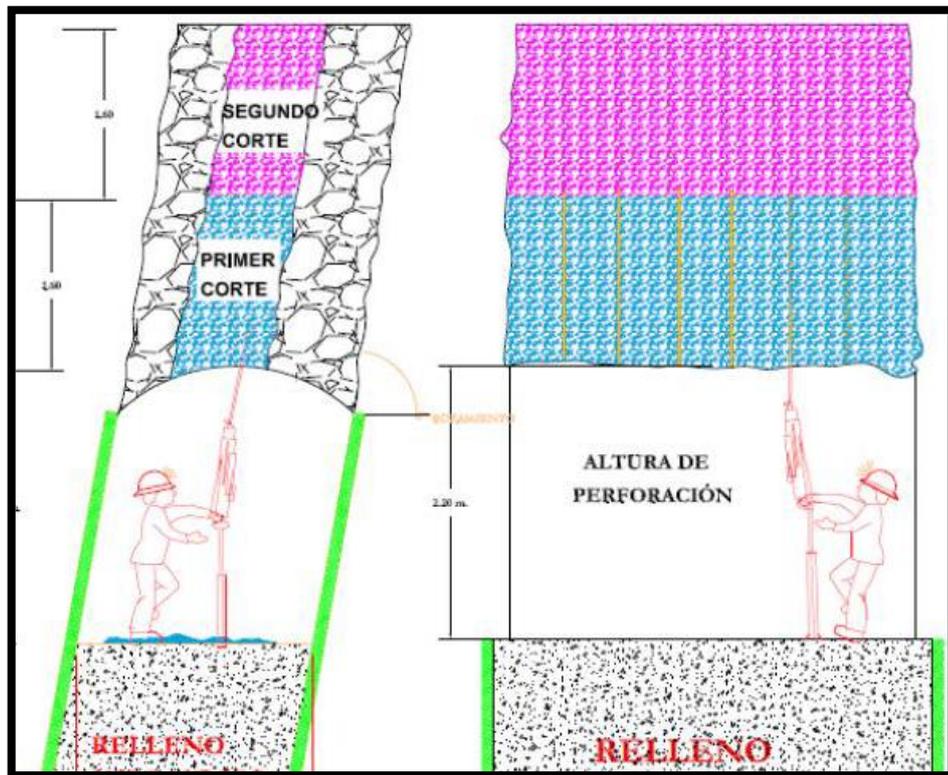


Figura 8: Corte y Relleno Ascendente Convencional en realce.
Fuente: (Velarde, 2012)

Voladura:

Se utiliza dinamita semi-gelatina Semexa de 65% con iniciadores no eléctricos Carmex (Armada de mecha lenta).

Ventilación:

Después de realizado el disparo se deja la labor 1 hora en ventilación, para esto se aprovecha el circuito que forman las chimeneas extremas.

Limpieza:

Se utiliza un winche de arrastre eléctrico con cuchara de 60 cm de ancho, que es en promedio el ancho de la veta. Éste es instalado sobre las chimeneas (ore pass).



Figura 9: Limpieza de mineral con winche eléctrico.
Fuente: (Escalante, 2017)



Sostenimiento:

Se instalan puntales de seguridad de forma puntual en las cajas de regular competencia (en vetas angostas donde no entra equipo de perforación para el split), puntales de línea para el colocado de guarda cabezas (esto por el tema de seguridad durante la limpieza y perforación para el siguiente corte), pernos Split set de 4' y 5' de longitud (cuando el ancho de la veta lo permite).

Relleno:

Se utiliza relleno convencional (provenientes de labores de desarrollo y relleno superficial) el cual se forma un piso uniforme que sirve como piso para el siguiente corte y como soporte estructural para la estabilidad del macizo rocoso.

Se rellena hasta dejar una altura de 1 m (ésta es la altura que se necesita para realizar el carguío), la perforación se realiza a media etapa del rellenado a una altura de 2.4 metros del piso con respecto a la corona que es lo necesario para realizar la perforación y/o acumulación de taladros del siguientes corte.

Acarreo y transporte

El acarreo y el transporte en los tajos es manual es decir por lampeo directo haciendo uso de carretillas y depositándolas en los buzones.

El mineral depositado en tolvas de los tajos es trasladado a los echaderos principales a través de locomotoras a batería hacia las tolvas superficiales y desde este punto es transportado hacia planta mediante volquetes para su tratamiento y beneficio.

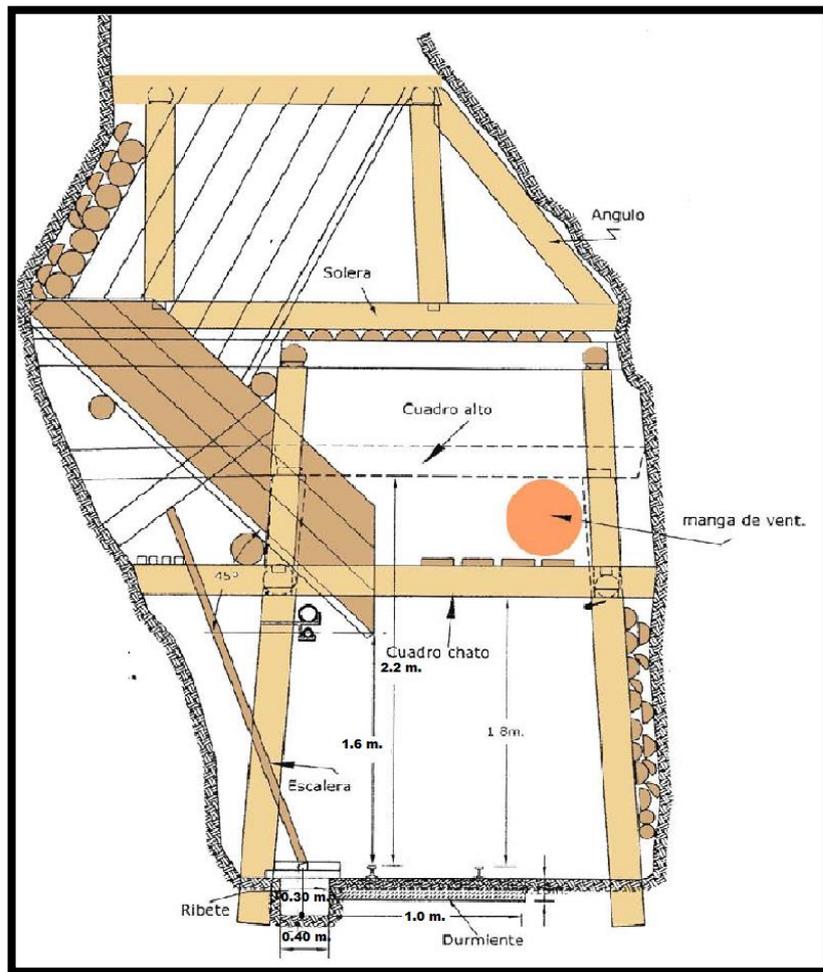


Figura 10: Echadero de mineral.
Fuente: (Salas, 1987)



CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Debido a la variación de las características de la masa rocosa, el supervisor deberá realizar en forma permanente una evaluación de las condiciones geomecánicas, conforme avanzan las labores, tanto en desarrollo como en explotación.

En situaciones especiales, el supervisor realiza un mapeo sistemático de las discontinuidades, denominado mapeo geomecánico, en este caso en el tajeo 702 SE, presenta los siguientes resultados:

La calidad de la roca a la corona en esta labor está clasificada del tipo IV-B, roca alterada muy inestable por su grado de fracturamiento de fracturas discontinuas que forman cuñas con relleno suave. Haciendo la prueba al golpe de la picota solo llega a endentarse con resistencia de 50 – 100 MPa, la caja piso podemos encontrar roca de tipo III-B a IV-A con fracturas que van en forma paralela a la labor con material suave de relleno con una resistencia a la compresión de 100 a 250 MPa, caja techo de tipo III-B estas con una resistencia a la compresión de 100 a 250 Mpa, con un plano definido a la estructura mineralizada.

Los datos se han ido registrando en formatos elaborados para este fin.

3.2 CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA

De acuerdo a cómo se presentan las características de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento al ser excavada.

Si la roca intacta es dura o resistente y las discontinuidades tienen propiedades favorables, la masa rocosa será competente y presentará condiciones favorables cuando sea excavada.

Si la roca intacta es débil o de baja resistencia y las discontinuidades presentan propiedades desfavorables, la masa rocosa será incompetente y presentará condiciones desfavorables cuando sea excavada.

Habrán situaciones intermedias entre los extremos antes mencionados donde la roca tendrá condiciones regulares cuando sea excavada.

3.3 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Para conocer la masa rocosa, hay necesidad de observar en el techo y las paredes de las labores mineras, las diferentes propiedades de las discontinuidades, para lo cual se debe primero lavar el techo y las paredes. A partir de estas observaciones se podrán sacar conclusiones sobre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa.

TIPO DE ROC	TIPO I	TIPO II	TIPO III A	TIPO III B	TIPO IV A	TIPO IV B	TIPO V
RMR	100 - 86	85 - 66	65 - 46	45 - 36	35 - 26	25 - 16	15 - 0
GSI	LF/MB	LF/B	F/R	MF/R	MF/M	IF/MM	T/MM
DESCRIPCIÓN	MUY BUENA	BUENA	REGULAR A	REGULAR B	MALA A	MALA B	MUY MALA
CODIGO							

Figura 11: Codificación Estándar en Geomecánica
Fuente: (Barreda, 2016)

3.3.1 El criterio RMR de Bieniawski

Se presenta en la Tabla N° 15 en el cual se toma en cuenta los siguientes parámetros:

- a) **Orientación.** Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente se registra por un rumbo y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o aproximadamente paralelas, se dice que estas forman un sistema o una familia de discontinuidades.
- b) **Resistencia de la roca a la compresión.** Considerando la resistencia de la roca intacta a romperse con golpes de la picota; se toma en cuenta lo siguiente:

Tabla 4: Resistencia de la roca a la compresión

Resistencia	Resistencia muy Alta	Resistencia Alta	Resistencia Media	Resistencia Baja	Resistencia Muy Baja
A Compresión Simple	>250 MPa	100 -250 MPa	50 -100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa
Puntuación	15	12	7	4	2

Fuente: (Cueva, 1998)

c) Grado de Fracturamiento:

Tabla 5: Grado de fracturamiento de la masa rocosa. (RQD)

Grado de Fracturamiento	Levemente fracturada	Moderadamente fracturada	Muy fracturada	Intensamente fracturada	Triturada o brechada
Parámetro	2 a 6 fracturas/metro	6 a 12 fracturas/metro	12 a 20 fracturas/metro	Más de 20 fracturas/metro	Fragmentada, disgregada
Puntuación	20	17	13	8	3

Fuente: (Cueva, 1998)

d) Espaciamiento de discontinuidades. Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Esto determina el tamaño de los bloques de la roca intacta.

Tabla 6: Espaciamiento de discontinuidades

Espaciamiento entre discontinuidad	> 2 m	0,6 - 2 m	0,2- 0,6m	0,06-0,2 m	< 0,06 m
Puntuación	20	15	10	8	5

Fuente: (Cueva, 1998)

- e) **Persistencia.** Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea esta, será menor estable.

Tabla 7: Persistencia

Persistencia	1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m
Puntuación	6	4	2	1	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- f) **Apertura.** Es la separación de las paredes rocosas de una discontinuidad, a menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura las condiciones serán más desfavorables.

Tabla 8: Apertura

Apertura	Cerrada (0)	Muy angosta < 0.01 mm	Angosta 0,1-1mm	Abierta 1-5 mm	Muy Abierta > 5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- g) **Rugosidad.** Es la áspera o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea esta, la masa rocosa será más competente.

Tabla 9: Rugosidad

Rugosidad	Muy rogusa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
Puntuación	6	5	3	1	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- h) Relleno.** Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros entonces es más competente.

Tabla 10: Relleno

Relleno	Ninguno	Relleno Duro	Relleno Duro > 5 mm	Relleno Blando	Relleno blando > 5 mm
Puntuación	6	4	2	1	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- i) Alteración o meteorización**

La evaluación que se la da al macizo rocoso respecto al grado de alteración del macizo rocoso.

Tabla 11: Alteración o meteorización

Alteración	Sana	Ligeramente alterada	Moderadamente Alterada	Muy alterada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- j) Agua subterránea.** Filtraciones en la pared rocosa de una galería subterránea, baja la calidad de la roca.

Tabla 12: Agua Subterránea

Agua subterránea	Seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo
Puntuación	15	10	7	4	0

Fuente: (Cueva, 1998)

- k) Dirección de discontinuidades.** Se evalúa la dirección de las fracturas respecto a la labor que se sigue.

Tabla 13: Dirección de discontinuidades

Dirección de discontinuidades	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuación	0	-2	-5	-10	-12

Fuente: (Cueva, 1998).

Se presenta el registro de datos realizados en la unidad minera Cóndor III el mapeo geomecánico realizado en interior mina y sistemáticamente en el afloramiento de la masa rocosa de la Veta Celia, y de acuerdo a este estudio actualmente se vienen explotando con el método de corte y relleno convencional. Los parámetros de medición y observación fueron obtenidos en formatos tradicionales, adecuándolas y basándose en el formato de Bieniawsky.



A partir de estos resultados, podemos establecer las siguientes características del arreglo estructural de la masa rocosa, en el ámbito de la veta Celia en la unidad minera Cóndor III.

Las cajas están conformadas principalmente por rocas andesíticas fracturadas, rellenas con material suave, ligeramente rugosas, con presencia de brechas, material deleznable, este halo de alteración que se presenta en la caja techo y en ocasiones en la caja.

En base a la clasificación geomecánica de Bieniawsky se realizó una cartilla geomecánica del GSI, adecuado a la unidad minera Cóndor III, por lo que el manejo de esta cartilla también es conocido por el personal colaborador y supervisores en general.

		U.E.A CONDOR III D.T.O. GEOLOGIA E ING.		LABORES PERMANENTES SEGUN INDICE GSI MODIFICADO			
SOSTENIMIENTO PARA SECCIONES 2.10 X 2.10 METROS		CALIDAD DE ROCA					
A	Sin soporte, Split set ocasional o puntal	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) Superficies de las discontinuidades rugosas e inalteradas cerradas se rompe con varios golpes de picota mas de 8 golpes RC (> 250 MPa)	REGULAR, RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA Discontinuidades ligeramente rugosas levemente alteradas, manchas de oxidación ligeramente abiertas (RC 100 - 250 MPa) se rompe con mas de 3 golpes de picota entre 4 a 8 golpes.	MALA (MODER. RESISTENCIA LEVE A MODER. ALTERACION) Discontinuidades lisas moderadamente alteradas ligeramente abiertas (RC 50- 100 MPa) se rompe con 1 - 3 golpes de picota	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) Superficie pulida y con estrías, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca (RC 25 - 50 MPa) se indenta con golpe de picota	8 MESES 3 MESES 1 MES 1 SEMANA	80 75 70 65 60 55 50 45
B	Sin soporte o Split set puntal con malla ocasional						
C	Split set sistematico (0.8 x 0.8) con malla con Cuadro ocasional, Enrejado ocasional						
D	Cuadro sistematico a 1.3 m de luz, encribado - Enrejado puntal						
E	Cuadro sistematico a 1.0 - 1.2 m. luz encribado y enrejado a 0.20 m luz						
F	Cuadro sistematico entre 0.8 a 1.0 m. luz encribado y enrejado a 0.10 m luz						
Grado de Fracturamiento		TIEMPO DE AUTOSORTE	RMR	8 MESES	3 MESES	1 MES	1 SEMANA
	LEVEMENTE FRACTURADO (LF) (BUENA RQD 75 - 100) 1 o 2 Sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (2 a 6 fracturas por metro)			A LF/B	A LF/R	B LF/M	
	MODERADAMENTE FRACTURADA (F) (REGULAR RQD 50 - 75) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formado por tres sistemas de discontinuidades (6 a 12 fracturas por metro)			A F/B	B F/R	B F/M	C F/MM
	MUY FRACTURADA (MF) (MALA RQD 25 - 50) Mazo parcialmente alterado, bloques en contacto de forma angular formado por cuatro o mas familias de discontinuidades con ligero relleno de arcillas (12 a 20 fracturas por metro)			B MF/B	B MF/R	C MF/M	D MF/MM
	INTENSAMENTE FRACTURADAS (IF) (MUY MALA RQD 0 - 25) Mazo muy alterado y fracturado con multiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con abundante relleno de arcillas (mas de 20 fracturas por metro)				C IF/R	D IF/M	E IF/MM

Figura 13: Cartilla Geomecánica para labores permanentes.

Fuente: Departamento de Geología y Geomecánica Unidad Minera Córdor III

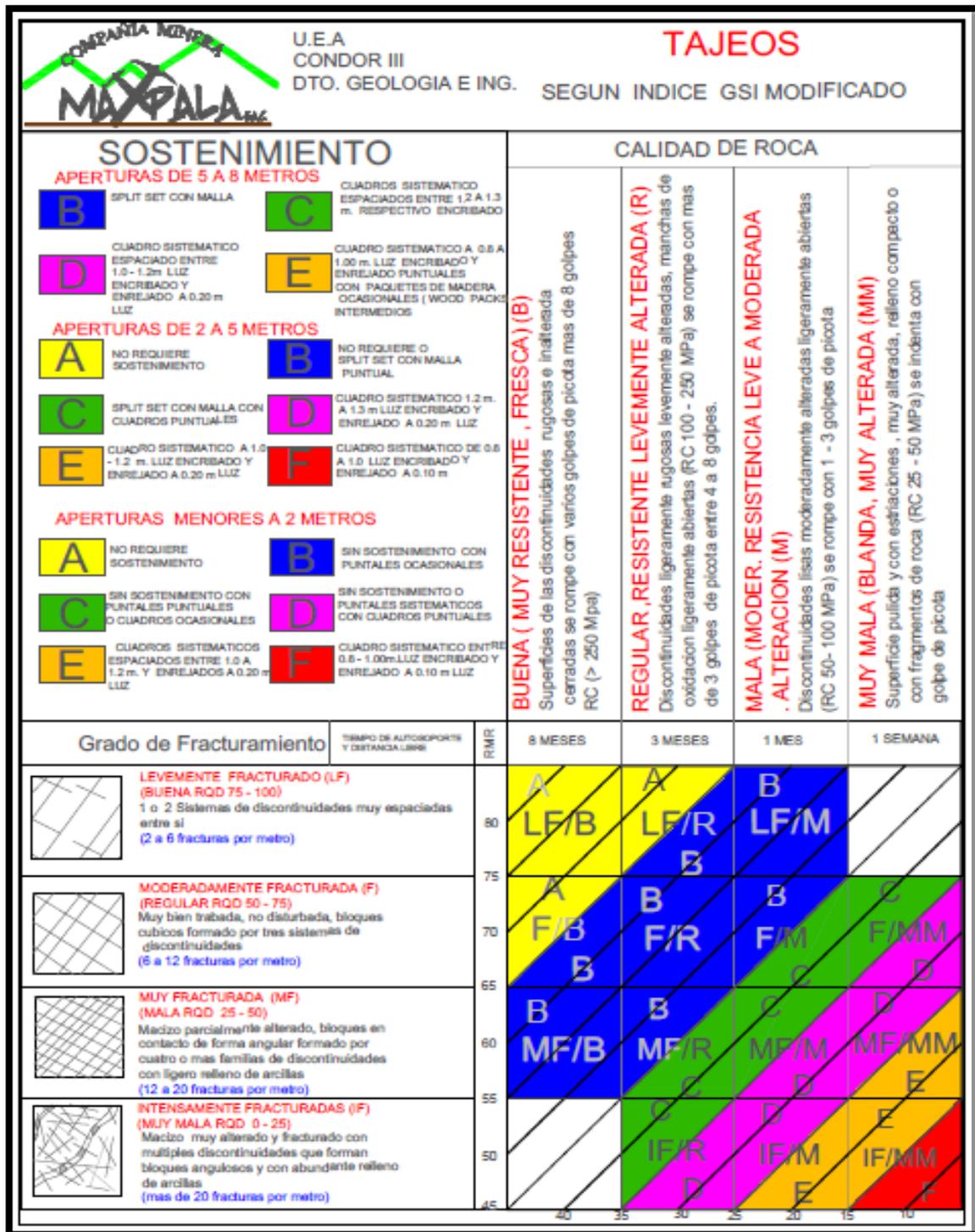


Figura 14: Cartilla Geomecánica para tajeos
Fuente: Unidad Minera Cándor III – Arequipa.

En la veta, en zonas, por lo que en las alas de mejor calidad IIIA, con un RMR de 54 a mas donde el sostenimiento es sin soporte o con Split set puntual con malla ocasional.



Mientras que en labores con calidad de roca IVB; con un RMR de 25, el sostenimiento es con cuadro sistemático a 1.3 m de luz encribado y enrejado a 0.20 m luz

Sin embargo en las labores de explotación existentes se nota la presencia de aguas subterráneas que se percolaron en el tiempo geológico, por lo que en el tema mismo de la explotación la labor se torna más inestable, con calidad de roca IVB, con un RMR de 32 haciendo que el sostenimiento sea cuadro sistemático a 0.8 – 1.0 m luz encribado y enrejado puntuales con paquetes de madera ocasionales (Wood packs intermedios), y uso de marchavantes.

3.4 SOSTENIMIENTO

La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una galería, un crucero, un by pass, etc. depende de los esfuerzos y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación.

Para ello el Departamento de Geología se encarga de hacer el estudio del tipo de terreno y recomienda el tipo de sostenimiento que necesita, por ejemplo cuadros de madera, malla electro soldada, etc. Todos estos elementos son utilizados para minimizar las inestabilidades de la roca alrededor de las aberturas.

3.4.1 Sostenimiento con madera

El sostenimiento con madera tiene por objetivo mantener abiertas las labores mineras durante la explotación, compensando el equilibrio inestable de las masas de roca que las soporta.



3.4.2 Resistencia de la madera

Un rollizo de madera, debido a su naturaleza celular puede ser considerado como un atado de tubos paralelos. Este resiste mucho mejor a la presión en contra de los extremos que la presión en contra de los lados.

Una elevada presión en contra de los extremos de un rollizo originará que este se parta longitudinalmente y luego falle. Una elevada presión en contra de los lados compactará las células, comprimiendo el rollizo. En caso de no tener soporte este rollizo se flexionara y posteriormente fallará por ruptura.

En las minas convencionales del Perú se usa más el eucalipto presentando características favorables para el sostenimiento.

La **madera de Eucalipto** es de duramen pardo amarillento o amarillo claro, rodeado de una corona de 3 a 4 cm de albura blanquecina; vasos muy grandes, parénquima difuso y fibras trabadas, por lo que hiende fácilmente.

El peso específico oscila entre 0.9 y 1.15 T/m³, siendo el peso específico medio de 1 T/m³, se debe acotar que este es un cálculo sobre la madera, excluyendo la corteza que en algunos casos es muy abundante. La contracción tangencial es casi el doble de la radial y la contracción volumétrica total es del orden del 35%. Es madera dura de calidad mediana en general; poco duradera, se deteriora pronto enterrada.

Las distribuciones que presenta la resistencia a la compresión para el eucalipto presentan una media elevada de 392 Kg/cm².

Se conoce de una relación inversa entre la resistencia a la compresión y la humedad para valores al punto de saturación de fibras (aproximadamente el 30%).

3.4.3 Sostenimiento según la clase del terreno

El conocimiento de las diferentes clases de terrenos es fundamental para el especialista en trabajos de madera a fin de determinar la necesidad de sostenimiento de las labores.

Desde un punto de vista práctico podemos dividir los terrenos en cuatro clases.

1. **Terreno compacto:** Es el formado por cristales o por partículas bien cementadas, El cual no requiere sostenimiento sino la formación de una buena bóveda auto sostenido.

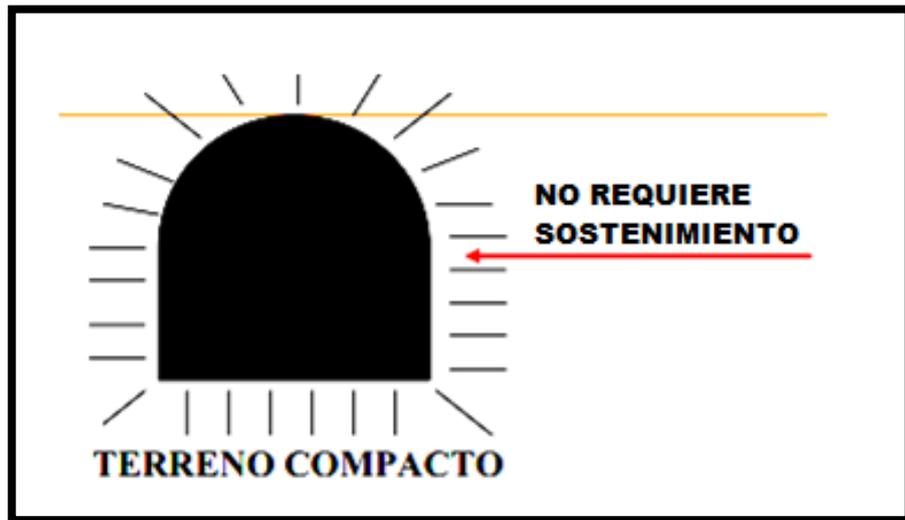


Figura 15: Terreno compacto
Fuente: (Hoek & Brown, 1981)

2. **Terreno fracturado:** Muestra una serie de planos paralelos de discontinuidades como los planos de estratificación en la roca sedimentaria.

Por lo tanto exige solo un sostenimiento ligero, esta clase de terrenos es más resistente en dirección perpendicular a las rajaduras o planos de discontinuidad que en dirección paralela a los mismos.

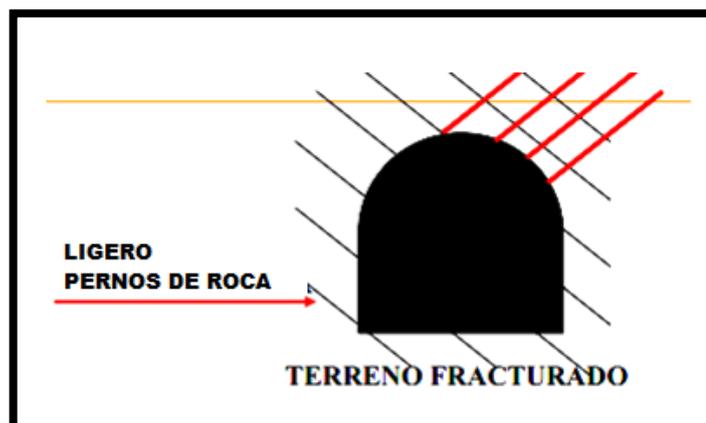


Figura 16: Terreno fracturado
Fuente: (Hoek & Brown, 1981)

3. **Terreno arcilloso:** Constituido por rocas casi elásticas que se deforman bajo la presión.

Aquí requiere de tipo extremadamente resistente. En esta clase de terrenos las presiones son mayores cuando más fino es el tamaño de los fragmentos.



Figura 17: Terreno arcilloso.
Fuente: (Hoek & Brown, 1981)

4. **Terreno suave:** El cual está formado por fragmentos gruesos o finos o una mezcla de ambos tamaños.

En esta clase exige un sostenimiento pesado o estructuras flexibles capaces de adaptarse a las presiones que se desarrollan.

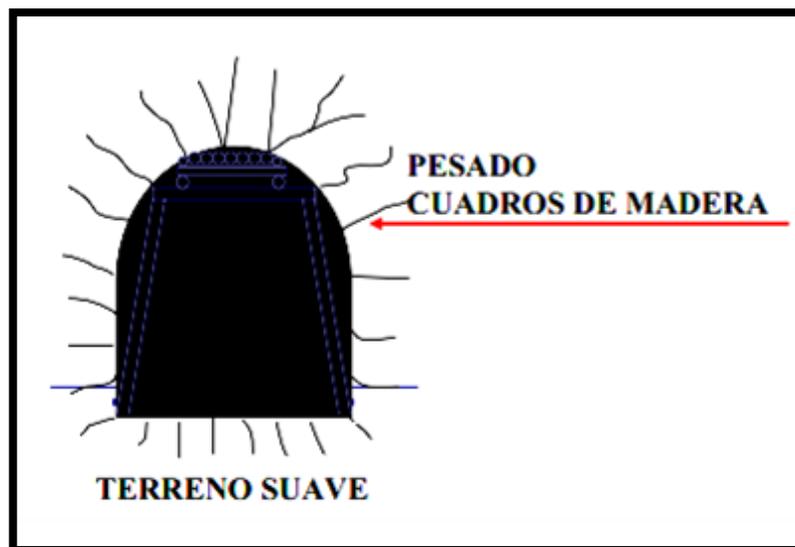


Figura 18: Terreno suave
Fuente: (Hoek & Brown, 1981)



3.4.4 Principios de sostenimiento con cuadros de madera

- La estructura debe ser colocada lo más cerca posible al frente para permitir solo el mínimo reajuste de terreno antes del armado.
- La estructura debe estar constituida por piezas fáciles de construcción, manipuleo e instalación.
- Las partes de la estructura que han de recibir las presiones o choques más fuertes deben tener tales características y ubicación que trabajen con el menor efecto sobre la estructura principal misma.
- Las estructuras de madera deben interferir lo menos posible a la ventilación y no estar sujetas a riesgos de incendio.
- Su costo debe ser tan bajo como lo permita su buen rendimiento.

3.4.5 Tiempo de vida de la madera

- La madera es el material más barato que puede utilizarse. En la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.
- La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que trabaje, por ejemplo: La madera seca; dura más.
- La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- Puede estimarse que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

3.4.6 Fortificación con madera

La madera es el elemento de sostenimiento más antiguo que aun todavía se usa en el minado convencional, los cuadros de madera son instalados en zonas de roca fracturada a muy fracturada o en lugares donde existen altos esfuerzos y presiones.



3.4.7 Cuadros de madera

Son un tipo de estructura de sostenimiento de acuerdo al tipo de terreno y a condiciones especiales de cada Mina. Se utilizan en labores horizontales e inclinadas. Su dimensión está de acuerdo al diseño de la labor.

Se tiene los siguientes tipos de cuadros:

a) Cuadros rectos

Son usados cuando la mayor presión procede del techo. Están compuestos por tres piezas: un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero. En ciertos casos los postes van sobre una solera. Estos cuadros están unidos por los tirantes, los cuales determina el espaciamiento de los mismos, que varía de 2 a 6 pies, según la calidad del terreno. Para completar el sostenimiento se adiciona encribado en el techo, generalmente madera redonda y el enrejado en los hastiales con madera redonda, semi redonda o entablado.

En labores de avance horizontal o sub horizontal, los postes instalados verticalmente en labores con buzamiento (mineral), los postes son instalados en forma paralela al buzamiento, de tal manera que el sombrero quede perpendicular a las cajas.

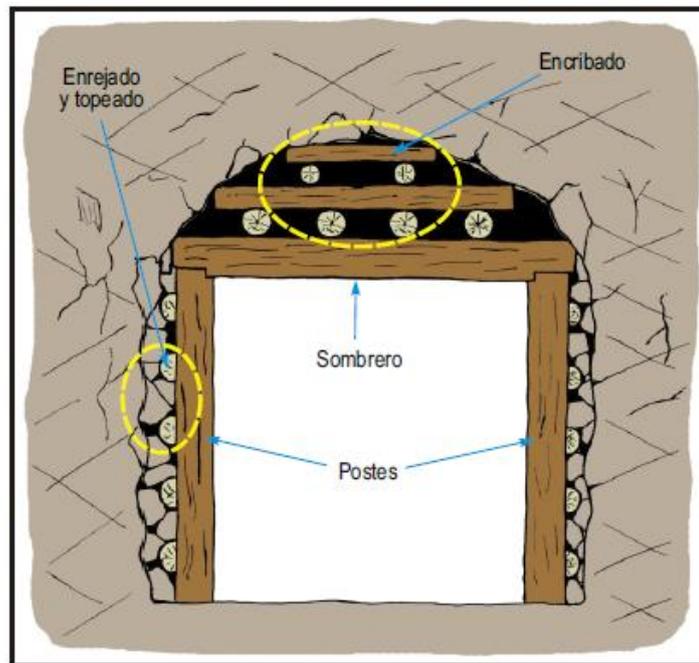


Figura 19: Esquema de un cuadro recto.

Fuente: (Ccorahua, 2016)

b) Cuadros cónicos

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales. La diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que en los cuadros cónicos se reduce la longitud del sombrero, inclinando los postes, de tal manera que se forme ángulos de 78° a 82° respecto al piso, quedando el cuadro en forma trapezoidal.

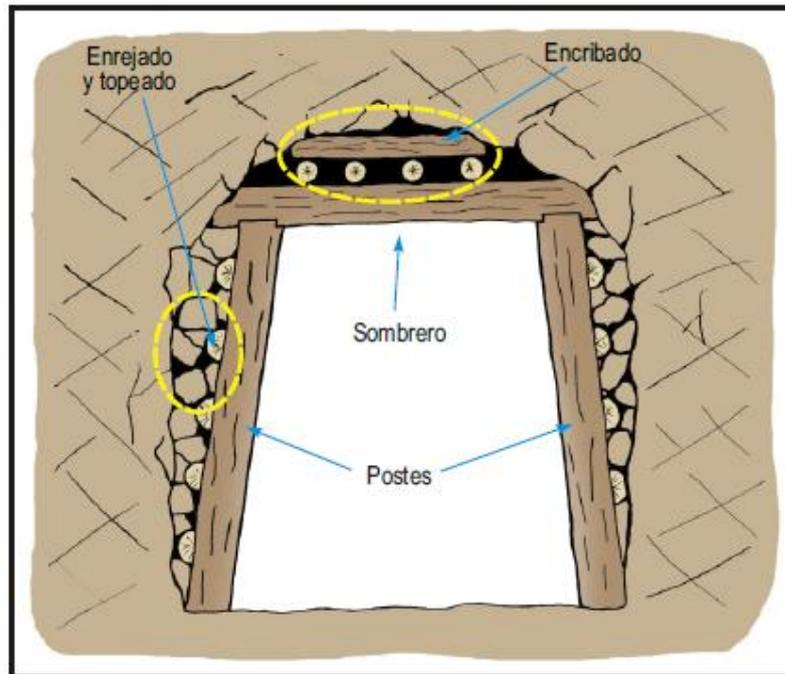


Figura 20: Esquema de un cuadro cónico.
Fuente: (Ccorahua, 2016)

c) Cuadros cojos

Estos están compuestos por un solo poste y un sombrero. Se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia. Su uso permite generar espacios de trabajo. Pueden ser verticales o inclinados según el buzamiento de la estructura mineralizada. Estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno.

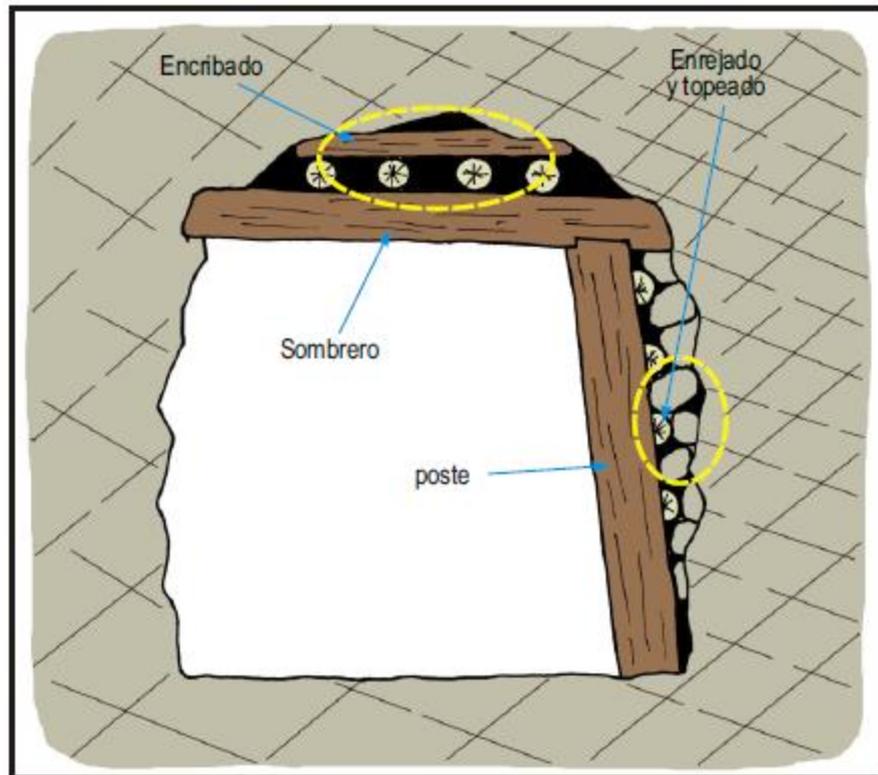


Figura 21: Esquema de un cuadro cojo
Fuente: (Ccorahua, 2016)

3.4.8 Otras estructuras de sostenimiento

a) Paquetes de madera (Wood packs)

Este sostenimiento se basa en la colocación de paquetes de madera, con el objeto de trabajar como columnas o pilares en las zonas de altos riesgos, pueden soportar un máximo de 22 toneladas, para nuestro caso se deben colocar espaciados cada 5 metros con base cuadrada de 1.0 m de lado y con una altura triplicada de su base.

Características:

Deben de tener la mayor cantidad de área sólida con dimensiones de rollizo de 0,15 x 0,15 x 1 metro de madera. Un paquete armado de estas dimensiones tiene un área efectiva de apoyo de 1,0 m² y un área de influencia en el soporte de 6 m² con una capacidad vertical de carga de 16 TM /m² y una altura máxima de 3 veces su base, madera de eucalipto.



b) Sostenimiento con Marchavantes

El uso de estos elementos de sostenimiento es en terrenos totalmente sueltos, (derrumbes) del techo o hastiales de una labor.

Características:

Son maderas de 4", 5" y 6" pulgadas de diámetro x 10' de longitud, uno de sus extremos es de menor diámetro con la finalidad que penetre en el terreno suave.

Se coloca por debajo del sombrero del penúltimo cuadro y por encima del sombrero del último cuadro, penetrando en el terreno cubriendo el techo con golpes de combo o mazo y mediante un bloque pesado colgado con cable este marchavante permite proteger todo el frente y avanzar con el sostenimiento con cuadros.

Procedimiento en el colocado de marchavantes

Se toma por ejecución el tajeo 702 SE – Nv 4750

- Desatar el techo o corona de la labor, mantener vigilando toda el área de la labor.
- Colocar los puntales (2) de 10' (3 metros) por debajo del sombrero del penúltimo cuadro y por encima del sombrero del último cuadro (primera cara).
- La parte posterior del puntal asegurar con cable hacia el sombrero del penúltimo cuadro
- Realizar el proceso de encribado la zona sobresaliente de los puntales ya colocados, hasta llegar a la corona, durante el proceso ir asegurando los bolillos para evitar deslice y posterior mal movimiento de la estructura.
- Continuar con el proceso en las siguientes caras.

SOSTENIMIENTO CON MARCHAVANTE EN EL TAJEO 702 SE

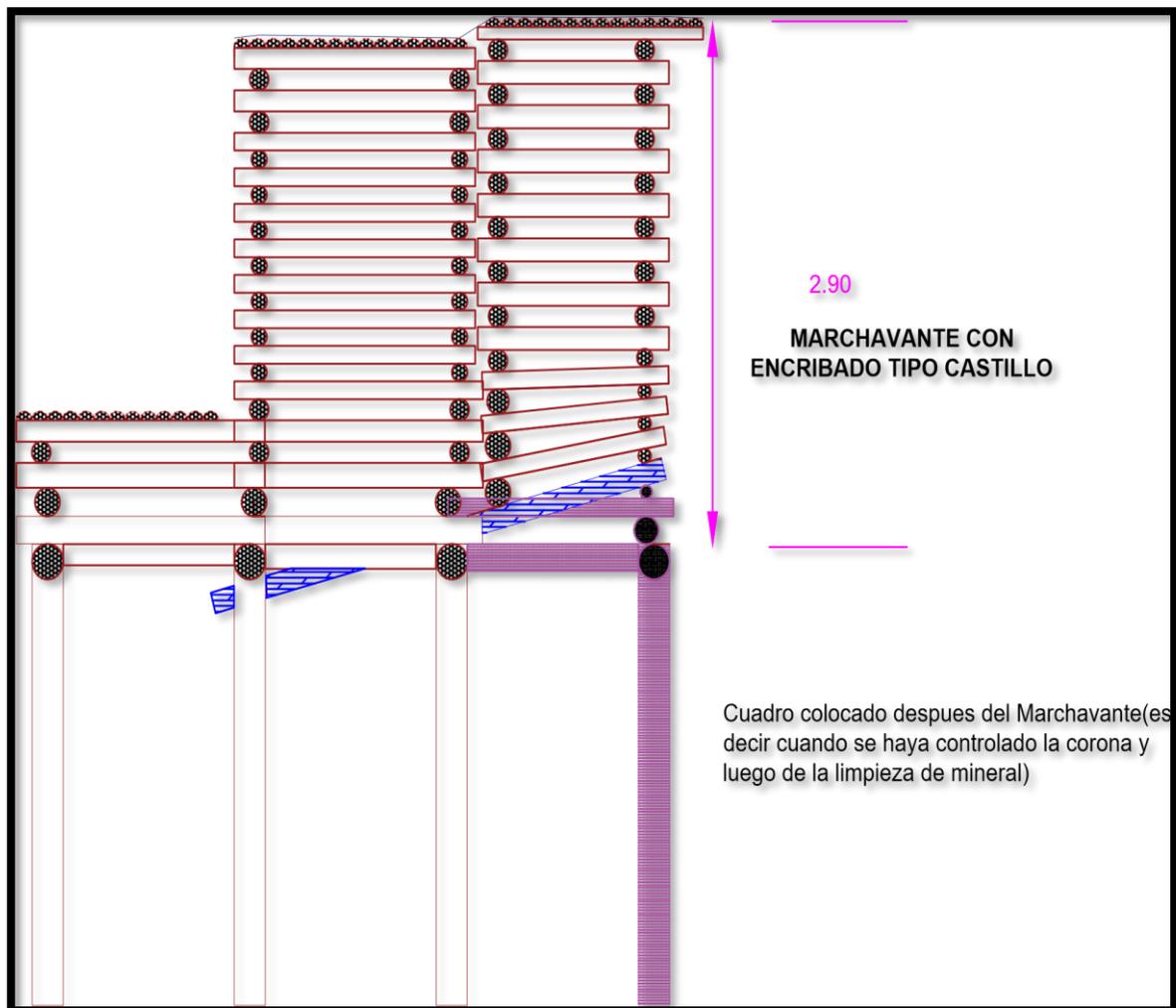


Figura 22: Marchavante en el tajeo 702 SE.- Vista Perfil
Fuente: Elaboración Propia

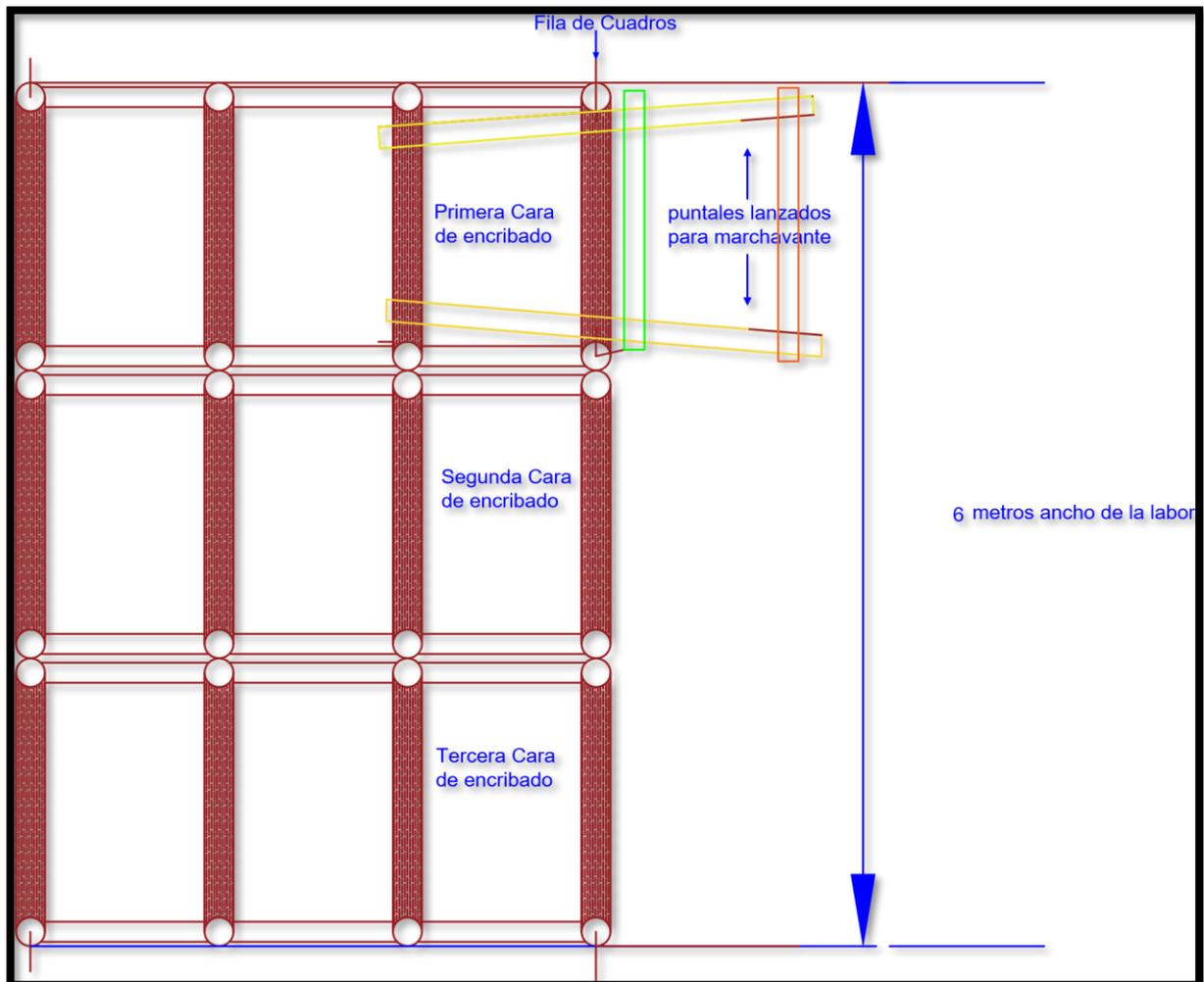


Figura 23: Sostenimiento con Marchavantes Vista Planta
Fuente: Elaboración Propia

c) SOSTENIMIENTO CON SOBRE CUADROS

A pesar de que este método se emplea para el minado de casi cualquier tipo de depósito y en cualquier tipo de roca, por lo general se usa en la explotación de depósitos estructuralmente muy débiles, donde las fallas y fracturas de la roca encajonante y del mineral son particularmente notables, lo que hace que todo el conjunto de material rocoso se a poco competente e inestable al momento de la explotación.

La metodología de minado consiste básicamente en minar secuencialmente del respaldo del alto hacia el respaldo del bajo en cortes ascendentes, abriendo espacios lo



suficientemente grande como para colocar uno o más conjuntos de cuadros conjugados con dimensiones aproximadas entre 2.4 y 3.00 m por cara.

Características:

Este es un método costoso con baja productividad utilizado en minerales de alta ley

Para una máxima recuperación cuando no se pueden utilizar cuadros simples (rectos o cónicos), lo cual ocurre cuando las dimensiones de la estructura mineralizada o de la labor superan los 3 m.

Son estructuras conformadas por cuadros completos y rectos o a 90°, la madera utilizada son de 6 “y 7” pulgadas de diámetro

Procedimiento en el armado de las estructuras

- Desatar el techo o corona de la labor, mantener vigilando toda el área de la labor.
- Preparar la estructura en forma de rompecabezas (postes sombreros, soleras, tirantes)
- Lanzar dos soleras(con morteros para los postes ya preparado) de 10' de longitud, van encima de los sombreros del penúltimo y último cuadro, debe sobresalir la mitad de la longitud hacia el frente de la labor
- Asegurar en la parte posterior de las soleras haciendo contra para evitar palanqueo en la parte de adelante al armar las estructuras.
- Izar los postes y colocarlos en sus respectivos lugares.
- Subir los sombreros y colocarlos, así mismo colocar los tirantes y proceder al encribado y asegurado del mismo.
- Continuar con las siguientes caras con el mismo procedimiento

SOSTENIMIENTO CON SOBRE CUADROS

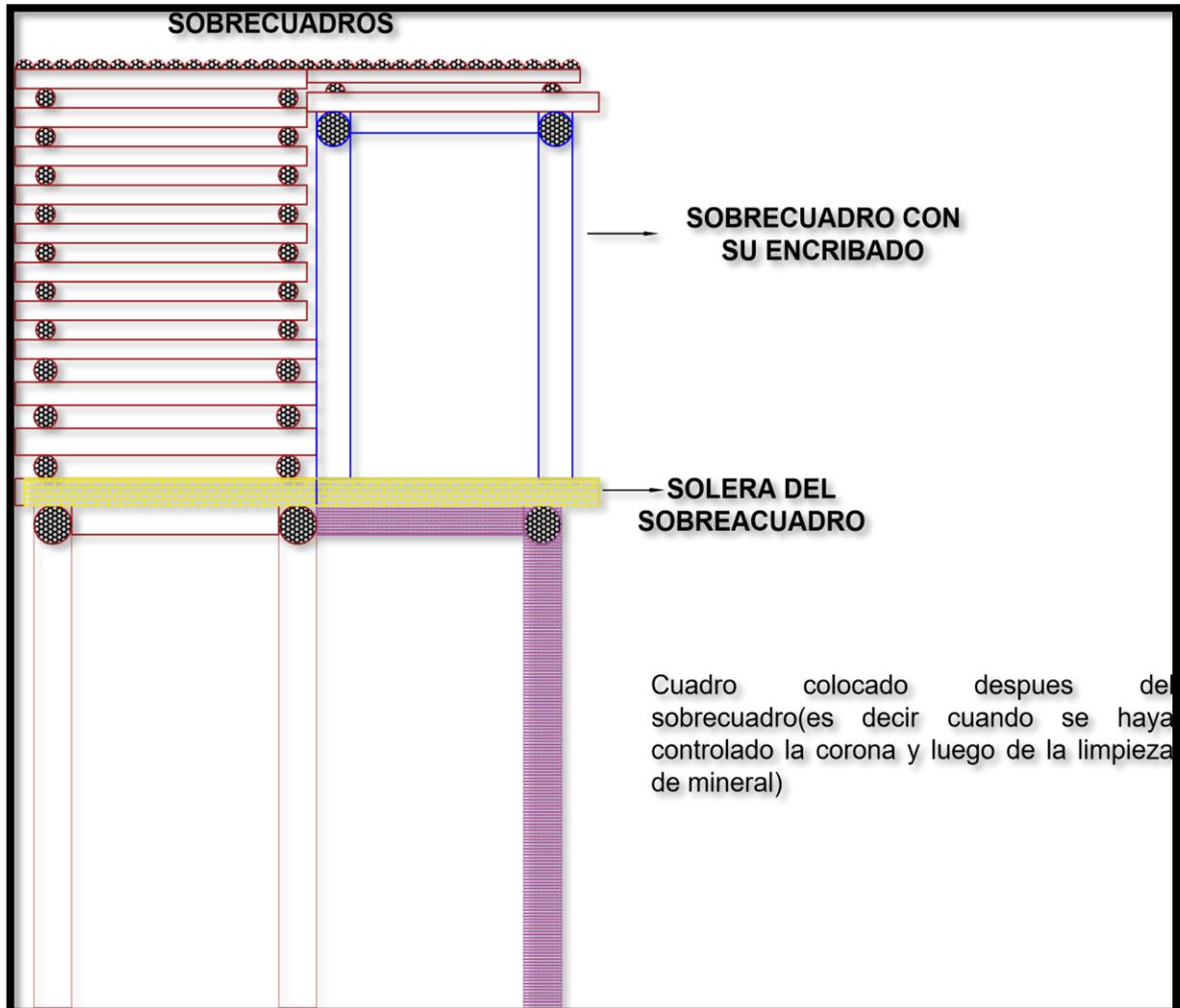


Figura 24: Sostenimiento con Sobre cuadros en el tajeo 702 SE.
Fuente: Elaboración Propia



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 SOSTENIMIENTO AUXILIAR RECOMENDADO

En el estudio nos referimos a la influencia del uso de Sobre Cuadros de madera como sostenimiento en la eficiencia, productividad y costo de explotación de los tajeos de la Unidad Minera Cóndor III, que en base a los parámetros de estudio realizado, se podrá realizar un reemplazo del sistema de sostenimiento con Marchavantes con el sistema de Cuadros Sobre Cuadros en labores de explotación crítica de un ancho mayores a 3 m. y en el caso de levante de corona, así mismo para reducir el tiempo de exposición de los colaboradores a este tipo de labores.

El estudio se refiere al tajeo 702-SE que anteriormente se realizaba la explotación con un sostenimiento acompañada de Marchavantes en avanzada y que actualmente se realiza la explotación con Sobre Cuadros específicamente con la característica predominante que es el realce de la corona a consecuencia de la condición del terreno, en este estudio analizamos los beneficios que obtiene la empresa Unidad Minera Cóndor III al realizar este cambio en el sistema de sostenimiento.

4.2 CICLO DE MINADO APLICANDO EL SOSTENIMIENTO AUXILIAR

En este caso el ciclo de minado es similar al ciclo de minado del sistema anterior, y llamaremos zona baja la parte principal del tajeo y zona alta a la parte realzada o levantada.

Primero, se realiza el armado de la estructura de sostenimiento en la zona alta tal como se especificó en el procedimiento.

Segundo, se hace la limpieza de mineral haciendo área para el sostenimiento toda el área de la zona baja

Tercero, se procede al armado de sostenimiento de la zona baja asegurando (topeado) con el sostenimiento de la zona baja.

Continuar con la secuencia hasta cubrir toda el área levantada, esto es a fin de controlar dicha zona levantada, una vez controlada se continuará con el ciclo normal de minado (perforación, voladura, limpieza, sostenimiento).

En los siguientes cuadros se observan los tiempos promedio solo en el armado de las estructuras de la zona alta, tanto el colocado de Marchavante y el armado de Sobre Cuadros en el tajo 702 SE de la Unidad Minera Cóndor III.

Tabla 14: Tiempo de sostenimiento con Marchavantes

Parámetros	Altura de labor (m)	Altura de cuadros (m)	Altura del Sombrero hacia la corona(m)	Diámetro de bolillos (m)	N° de Vuelta de encribado	Tiempo de una vuelta de Encribado (Min)	Tiempo de encribado (Min)	Tiempo (horas)
1ra cara	5,36	26	2,75	0,127	11	14	151,6	2hr 31min
2ra cara	5,5	26	2,9	0,127	11	14	159,8	2 hr 40min
3ra cara	5,3	26	2,7	0,127	11	14	148,8	2 hr 29 min
Total:							460,2	7 hr 40 min

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 15: Tiempo de sostenimiento con Sobre Cuadros

Parámetros	Preparación de Postes, Sombreros y Soleras (min)	Izado de Materiales (min)	Armado de Estructura (min)	Encribado y Asegurado del Sostenimiento (min)	Tiempo total en el armado de estructura (min)	Tiempo Total (horas)
1ra. cara	40	12	50	35	137	2hr 17min
1ra. cara	39	13	40	38	130	2hr 10 min
1ra. cara	40	12	41	36	129	2 hr 09 min
Total					396	6hr 36min

Tal como se observa la diferencia de tiempos entre los dos métodos, siendo de 1 hora con 37 min, se mejora la eficiencia en el tiempo que demanda el trabajo de sostener la zona realizada.

4.3 COSTO DE SOSTENIMIENTO CON SOBRE CUADROS Y MARCHAVANTES

Con relación al costo de uso de materiales (madera específicamente), en labores de explotación críticas, se presenta los cálculos para un costo directo de uso en marchavantes y un costo directo aplicando sobre cuadros de madera, (ver Tablas 9 y 10)

Para esto se realizó los cálculos tomando los datos del tajo 702 SE., que es la labor típica donde se realizó este tipo de cambios en el sistema de sostenimiento.

Tabla 16: Costo de Marchavantes

ÍTEM	Elemento Madera	Unidad/ Medida	Cantidad	Precio unitario \$	Total US \$/ encribado
1	Bolillos (1.50)m.	Pza.	48	3.00	144
2	Rajados (1.50)m.	Pza.	11	3.33	36.63
TOTAL \$					180.63

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 17: Costo de Sobre Cuadros

ÍTEM	Elemento Madera	Unidad/ Medida	Cantidad	Precio Unitario	Total US \$
1	Cuadro	C/U	1	89.44	89.44
2	Bolillos (1.50)m.	Pza.	2	3.00	6
3	Rajados (1.50)m.	Pza.	10	3.33	33.3
4	Soleras	Pza.	2	11.09	22.18
TOTAL \$					150.92

Fuente: Elaboración Propia



Tabla 18: Costo de sostenimiento con Marchavantes por m²

Costo por Encribado	Numero de Encribados por Fila	Costo de Encribado/ Fila	Ancho de Encribado	Longitud de Encribado	Área total de Encribado m ²	Costo de Encribado/ m ² US \$
180.63	3	541.89	6	1.5	9	60.21

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19: Costo de sostenimiento en Sobre Cuadros por m²

Costo por Sobre Cuadro	Numero de Sobre cuadros por Fila	costo de Sobre Cuadros/Fila	Ancho de Sostenimiento	Longitud de Sostenimiento	Área total de Sostenimiento	Costo de Sostenimiento/ m ² US \$
150.92	3	452.76	6	1.4	8.4	53.90

Fuente: Elaboración Propia



CONCLUSIONES

En la Unidad Minera Cóndor III, de la Cía. Minera Max Pala S.A.C.- Arequipa, los costos de sostenimiento se han optimizado con el sistema de sostenimiento de Sobre Cuadros de 60,21 US\$/m² a 53,90 US\$/m², con una diferencia de 6,31 US\$/m²

Los costos de sostenimiento al utilizar el sistema de Marchavantes ha sido de 60,21 US\$/m² en el tajeo 702 SE del nivel 4750 en la Unidad Minera Cóndor III de la Cía. Minera Max Pala S.A.C.- Arequipa.

La productividad basada en horas con el sistema de sostenimiento con Marchavantes es de 7 horas 40 min/fila y con el sistema de Sobre Cuadros es de 6 horas 36 min/fila haciendo una diferencia de 1 hora 04 minutos.



RECOMENDACIONES

El sostenimiento con Sobre Cuadros es recomendable en las labores subterráneas de explotación temporales.

Se debe implementar en la cartilla geo mecánica, el uso de Sobre Cuadros en la Unidad Minera Cóndor III, para mejorar el sistema de sostenimiento



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bieniawski Z.T. (1989), *Engineering Rock MASS Clasification Wiley-Interscience Publication.*
- Cueva C. (1998), *Manual de Mecánica de Rocas*, UNDAC. Pág. 1 al 22.
- Ccorahua. S. (2016), Tesis, *La Geomecánica en el sostenimiento en la Mina Ricotona.* Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.
- E. Hoek & Brown. (1981), *Excavaciones subterráneas en roca.*
- Barreda, V. (2016). *Geología General en la Empresa Maxpala S.A.C.* Caylloma - Arequipa.
- Huayhua, E. S. (2018). *Diseño De Labores De Desarrollo En Minería Convencional, Para La Identificación De Nuevas Estructuras Mineralizadas E Incrementar Las Reservas En La Unidad Minera Cuatro De Enero.*
- Escalante. (2017). *Mejoramiento Del Sistema De Sostenimiento, Con Madera, Mediante Pernos Split Set Y Malla Electrosoldada En Labores De Explotación De La Empresa Macdesa - AREQUIPA.*
- Rodriguez, A. S. (2016). *Propuesta Del Método Corte Y Relleno.*
- Velarde, D. R. (2012). *Mineria Sin Rieles Aplicado En La Unidad Minera Arcata.*
- Instituto Geológico Minero de España (1988) *Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería Metálica Subterránea*, Politécnica, Madrid.
- Maldonado, Z. L. (2008), *Aplicaciones geomecánicas en Mina Chungar.*
- Osinergmin, (2012), *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.*
- Salas, I. R. (1987), *Selección de sostenimiento en excavaciones mineras.* XVI Convención de Ingenieros de Minas.
- Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, (2004), *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea.*
- Universidad Nacional del Altiplano, (1999), *Explotación Subterránea – Métodos y Casos Prácticos*, Facultad de Ingeniería de Minas – Puno.

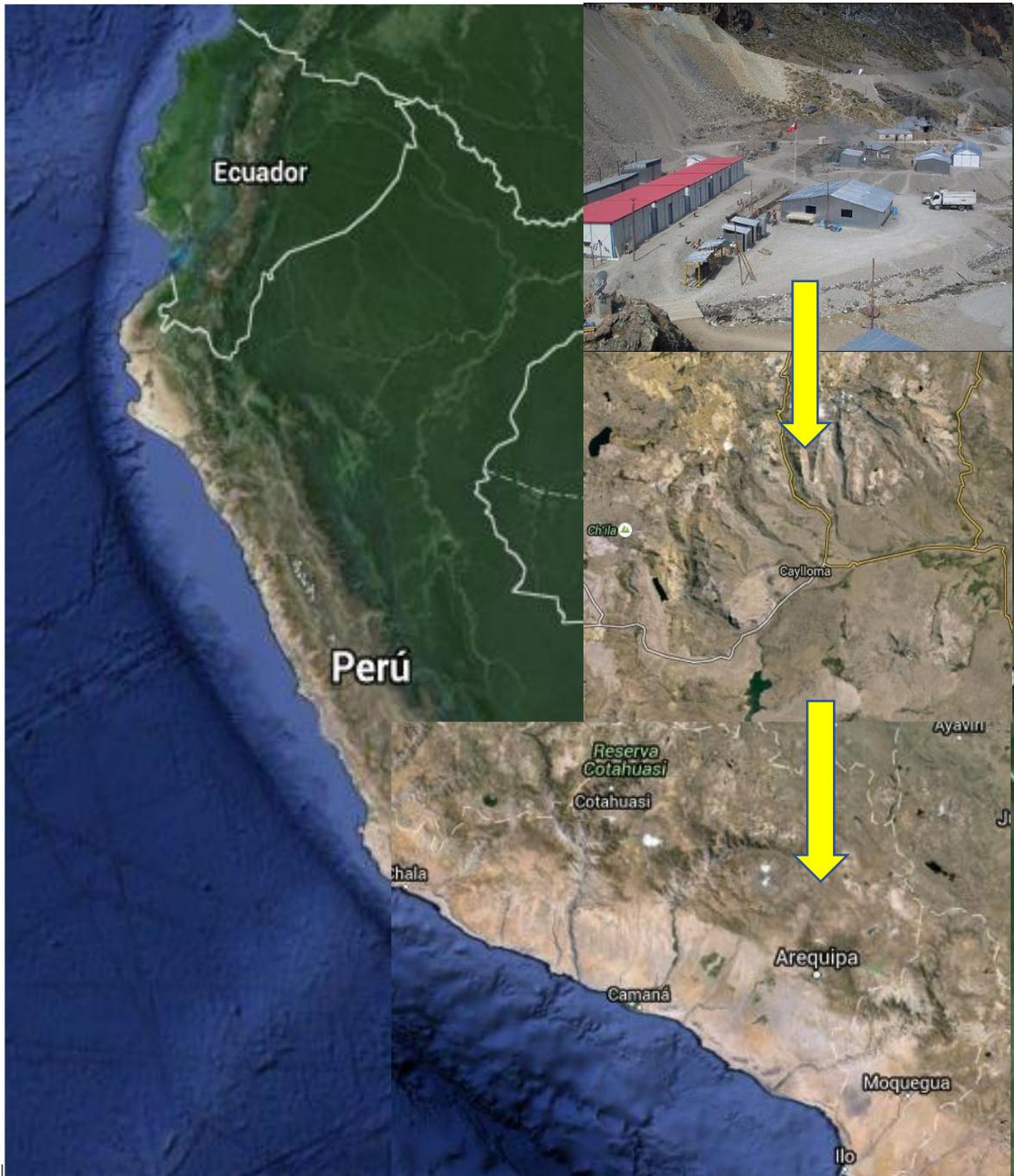


Universidad Politécnica de Madrid, (2007), *Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas*, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Madrid.



ANEXOS

ANEXO N° 1: Ubicación Geográfica de la Unidad Minera Cónдор III.



Fuente: (Barreda, 2016)

ANEXO N° 2: Campamento Minero MaxPala S.A.C.



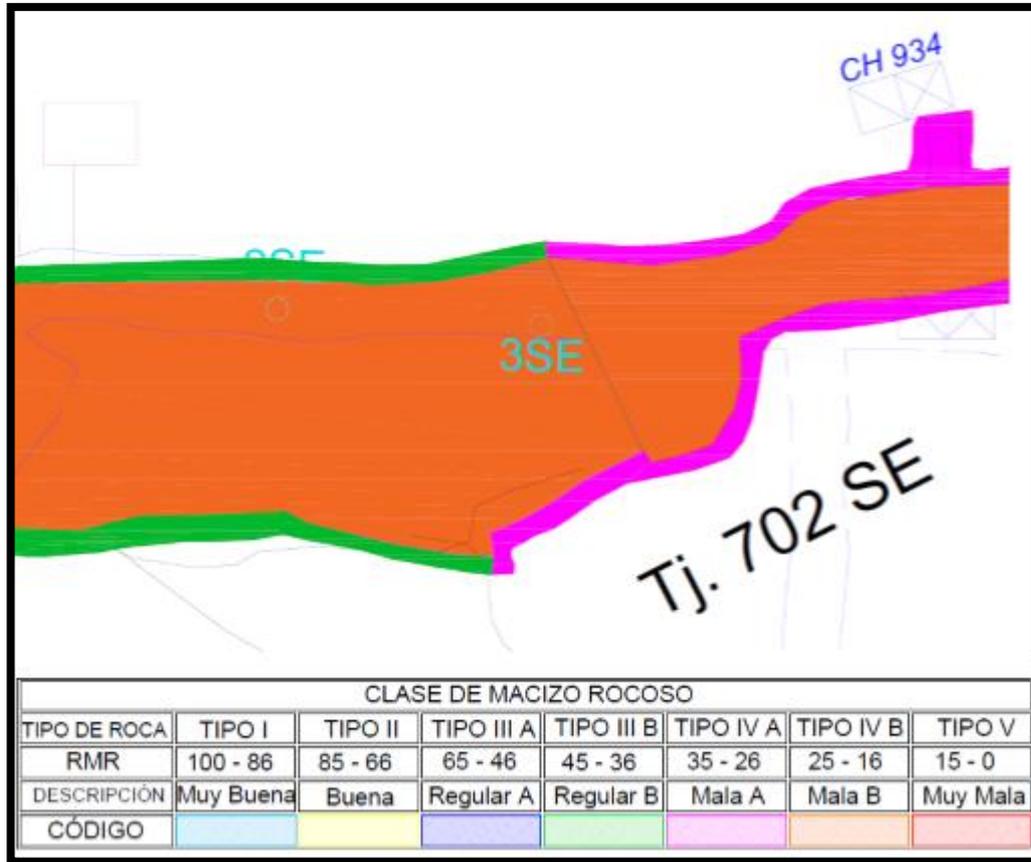
Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Arequipa.

ANEXO N° 3: Campamento de la Unidad Minera Cóndor III



Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Arequipa.

ANEXO N° 4: Plano Geomecanico tajeo 702 SE



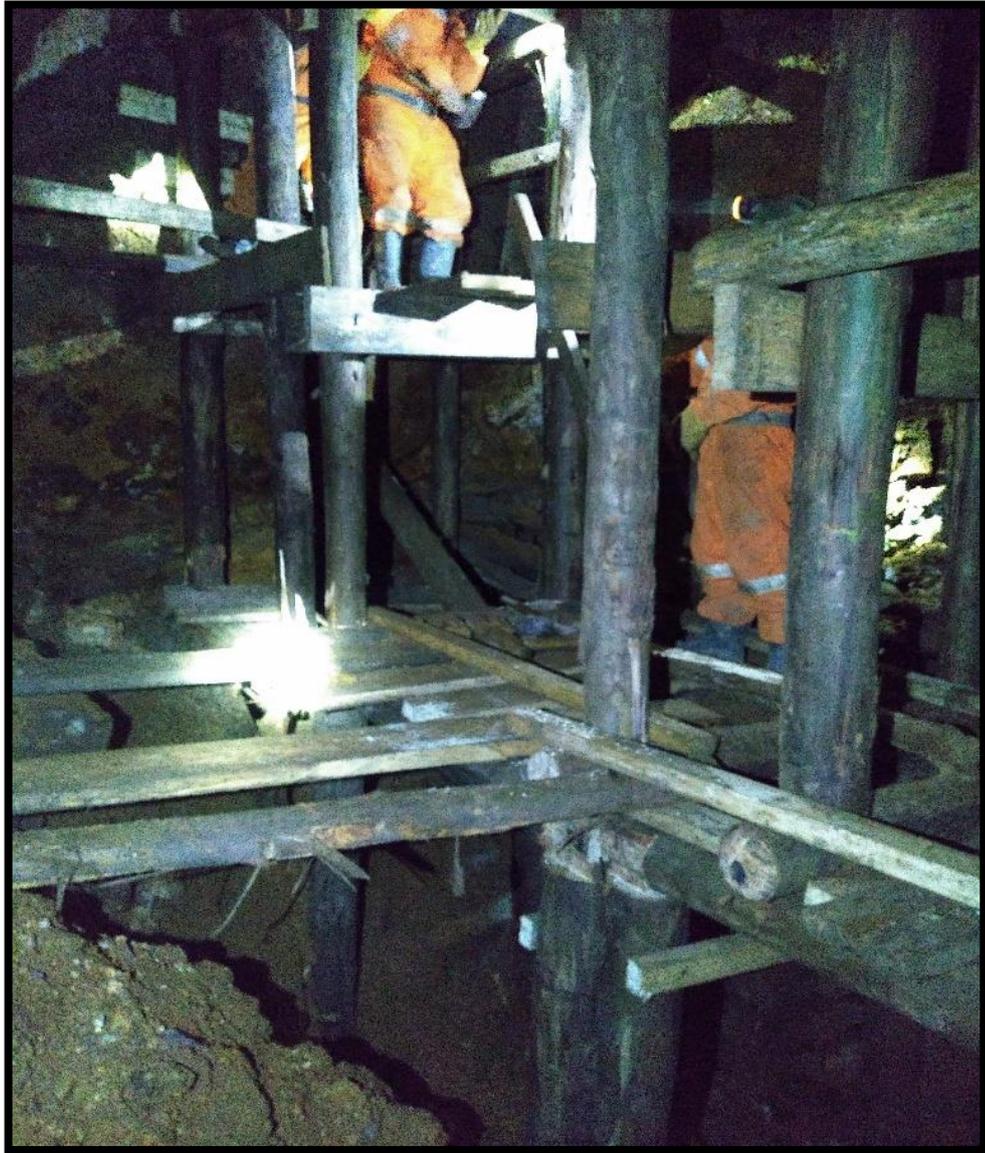
Fuente: Unidad Minera Condor III - Arequipa

ANEXO N° 5: Esquema de sostenimiento con paquetes de madera en tajeos



Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Arequipa.

ANEXO N° 6: Proceso de sostenimiento con Sobre Cuadros



Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Arequipa.

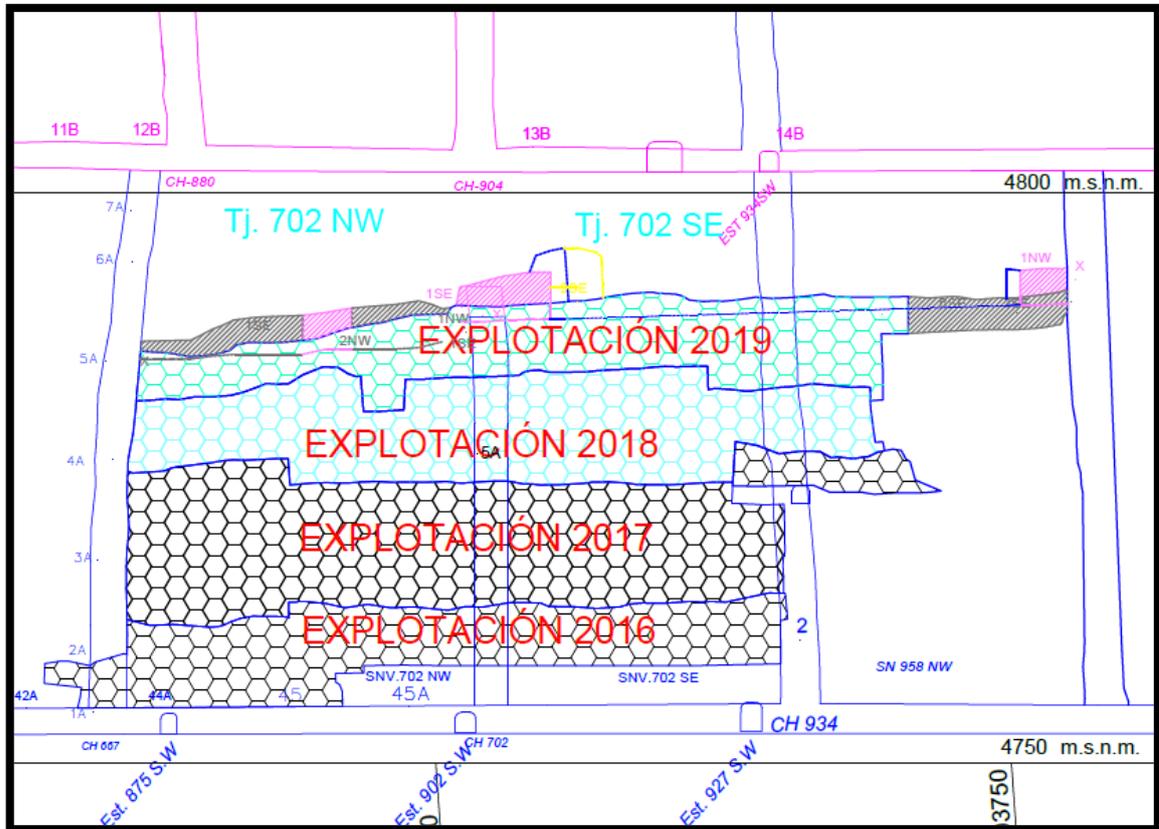


ANEXO N° 7: Costo de un cuadro completo

CUADRO COMPLETO				
DETALLE	CUADRO COMPLETO			
TIPO DE CAMBIO				3.30
EFICIENCIA POR GUARDÍA				2.0 CUADROS
COSTOS DIRECTOS				
MANO DE OBRA				
CANT			S/ TAREA	TOTAL
1.0 ENMA DERA DOR		58.00	60.0	60.0
1.0 A YUDANTE		52.50	54.5	54.5
0.5 PEON		50.50	52.5	26.3
				140.8
L. B. SOCIALES :			104.19%	146.6
TOTAL :			S/.	287.4
			\$	87.1
TOTAL MANO OBRA DIRECTA				
				43.55
IMPLEMENTOS SEGURIDAD				
	CANT	V.UTIL	PRECIO	COSTO
MA MELUCOS	2.5	150.00	26.92	0.45
BOTAS DE JEBE	2.5	100.00	26.92	0.67
GUANTES DE CUERO	2.5	26.00	9.61	0.92
PANTALÓN DE JEBE	2.5	100.00	18.27	0.46
SACOS DE JEBE	2.5	100.00	18.27	0.46
CORREA DE CUERO	2.5	300.00	4.56	0.04
CASCO PROTECTOR	2.5	300.00	5.87	0.05
RESPIRADORES	2.5	300.00	15.38	0.13
FILTROS - cartuchos	2.5	6.00	11.53	4.80
LAMPARAS ELÉC. /c. cargador	2.5	300.00	68.45	0.57
CARGADOR DE LAMPARAS				
LENTES DE SEGURIDAD	2.5	120.00	7.50	0.16
BARBIQUEJOS	2.5	150.00	1.35	0.02
TAFILETE PARA CASCO	2.5	120.00	1.17	0.02
			\$	8.75
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				
				4.38
HERRAMIENTAS				
	CANT	V. UTIL	PRECIO	COSTO
LAMPA	1	60	13.46	0.224
PICO	1	60	14.23	0.237
BARRETILLA	1	300	10.38	0.035
ALAMBRE DE AMARRE	1	1	0.90	0.900
MOTOCIERRA	1	300	1000	3.333
FLEXOMETRO	1	90	3.75	0.042
AZUELA	1	150	14.00	0.093
NIVEL	1	150	15.00	0.100
PUNTA	1	30	7.60	0.253
COMBA DE 6LB	1	150	10.00	0.067
			\$	5.284
TOTAL HERRAMIENTAS				
				2.64
COSTOS INDIRECTOS				
SUPERVISIÓN				
	CANT.	INCIDENCIA	SUELDO/DIA	
1 ING. RESIDENTE	1	8.33%	202.00	16.83
1 ING. SEGURIDAD	1	8.33%	185.33	15.44
1 ING. JEFE GUARDIA	1	8.33%	135.33	11.28
1 CAPATAZ	2	8.33%	68.67	11.44
1 ADMINISTRADOR	1	8.33%	68.67	5.72
1 ALMACENERO	1	8.33%	57.00	4.75
1 MECÁNICO	1	8.33%	57.00	4.75
				70.22
			70.49%	49.50
			S/.	119.72
BODEGUERO	1	8.33%	56.5	4.71
			104.19%	4.91
				9.61
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		100%	3.50	3.50
				132.84
			\$	40.25
TOTAL SUPERVISIÓN				
				20.13
EQUIPOS				
CAMION DE SERVICIOS		10.00%		7.69
TOTAL EQUIPOS :				
				3.85
TOTAL COSTO POR CUADRO COMPLETO :				
				74.54
GASTOS GENERALES + IMPREVISTOS				
			10%	7.45
UTILIDAD				
			10%	7.45
TOTAL PRECIO CUADRO COMPLETO : US\$ / PZ				
				89.44

Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Arequipa.

ANEXO N° 8: Plano topográfico subterráneo del tajeo 702 SE.



Fuente: Unidad Minera Cóndor III – Departamento de Geología – Topografía.