

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS
EN CUERPOS MINERALIZADOS PARA EL INCREMENTO
DE LA PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD MINERA
UNTUCA - CORI PUNO S.A.C.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. RUBÉN PAÚL TITO QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018

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

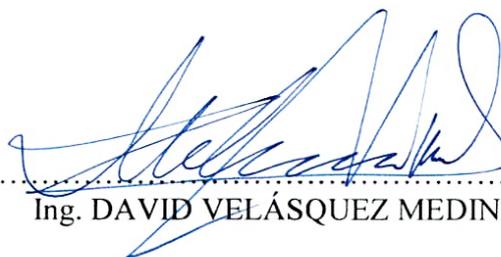
EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS EN CUERPOS
MINERALIZADOS PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN EN LA
UNIDAD MINERA UNTUCA - CORI PUNO SAC.

TESIS PRESENTADA POR:**RUBÉN PAÚL TITO QUISPE****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:****INGENIERO DE MINAS**

APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

PRESIDENTE

:



Ing. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

PRIMER MIEMBRO

:



M.Sc. ESTEBAN MARÍN PAUCARA

SEGUNDO MIEMBRO

:



M.Sc. LUCIO RAÚL MAMANI BARRAZA

DIRECTOR / ASESOR

:



M.Sc. FELIPE MAMANI OVIEDO

ÁREA : Ingeniería de Minas.**TEMA :** Métodos de extracción de yacimientos minerales metálicos y no metálicos.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 21 DE DICIEMBRE DEL 2018.

DEDICATORIA

A mi adorable hija, por quien lucho y sueño ser un ejemplo a seguir, ella es sin duda la detonante de mi vida, la motivación y felicidad de mis días.

A mis queridos padres Roberto Tito y Virginia Quispe quienes me demostraron confianza y apoyo incondicional en todo momento, por apoyarme y guiarme por el buen camino, por ser las bases de apoyo en todo momento en mi desarrollo personal y profesional.

AGRADECIMIENTOS

- A Dios, porque sin su infinita bondad, por su perfecta voluntad, inmensa protección y por el perdón que siempre me da.
- A la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, Alma Mater por haberme acogido durante todos los años de mi formación académica profesional e instruirme a fortalecer en mi desarrollo personal.
- A los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas y por haberme impartido sus conocimientos, experiencias, y absolver mis dudas durante mi formación académica en sus Aulas.
- Mi más sincero y profundo agradecimiento a mi presidente, miembros del jurado, y asesor de tesis por su orientación, paciencia, y por los buenos consejos que me han dado.
- A la Unidad Minera Untuca. A los ingenieros Juan Villanueva, Rene Beltrán, por darme la oportunidad de laborar en la empresa minera, por enseñar, compartir sus experiencias de manera desinteresada.
- Gracias a las personas especiales que han aparecido en mi vida ya sea para quedarse o que pasaron por algún tiempo, a los cuales mencionare: Francisco Yana, Fausto Carmelo, Denis Néstor, Alan Chucuya, Humberto Riveros, y a todos mis amigos, claro el orden de los mencionados es por igual, gracias por toda su ayuda en la tesis y por considerarme en tantas cosas de la vida.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	14
ABSTRACT.....	15
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA.....	16
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	17
1.2.1 Pregunta general.....	17
1.2.2 Preguntas específicas	17
1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	17
1.3.1 Hipótesis general.....	17
1.3.2 Hipótesis específicas	18
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	18
1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	18
1.5.1 Objetivo general.....	18
1.5.2 Objetivos específicos	19
1.6 LIMITACIONES DE ESTUDIO.....	19

CAPÍTULO II**REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	20
2.2	MARCO TEÓRICO.....	22
2.2.1	Métodos de explotación subterránea.....	22
2.2.2	Elección del método de explotación.....	23
2.2.3	Explotación por Subniveles con taladros largos en subterráneo.....	25
2.2.4	Consideraciones generales en el diseño de Sublevel Stopping.....	27
2.2.5	Ciclo de minado.....	28
2.2.6	Perforación con taladros largos.....	28
2.2.7	Perforación con jumbo en galería.....	31
2.2.8	Perforación con jumbo en tipo breasting.....	32
2.2.9	Carguío de taladros largos.....	32
2.2.10	Voladura en minería subterránea.....	35
2.2.11	Limpieza en tajeos.....	37
2.2.12	Servicios auxiliares.....	38
2.2.13	Diseño y características del método Cámaras y Pilares.....	39
2.2.14	Aplicación de Cámaras y Pilares.....	39
2.2.15	Fragmentación de la roca.....	40
2.2.16	Clasificaciones geomecánicas.....	41

CAPÍTULO III**MATERIALES Y MÉTODOS**

3.1	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	43
3.1.1	Diseño de investigación.....	43
3.1.2	Tipo de la investigación.....	44

3.2	REVISIÓN, RECOPIACIÓN Y METODOLOGÍA EMPÍRICA	44
3.3	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	45
3.3.1	Población.....	45
3.3.2	Muestra.....	45
3.4	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	45
3.4.1	Variable independiente.....	45
3.4.2	Variable dependiente.....	45
3.5	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	46
3.5.1	Técnicas.....	46
3.5.2	Instrumentos de recolección de datos	46
3.5.3	Hoja de reporte de producción diaria de Pomarani	46
3.6	PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	47
3.6.1	Materiales y equipos	48
3.7	DESCRIPCIÓN GENERAL DEL LUGAR DE ESTUDIO.....	49
3.7.1	Ubicación	49
3.7.2	Accesibilidad.....	49
3.7.3	Geología regional	50
3.7.4	Sector Pomarani	51
3.8	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	52
3.8.1	Índice RQD	52
3.8.2	Sistema de clasificación RMR	53
3.9	MAPEO GEOMECÁNICO EN EL S/N 490, PROGRESIVA 00,00 – 12m	54
3.9.1	Parámetros que caracterizan el macizo rocoso en el Tj 11	55
3.9.2	Determinación del RMR de Bieniawski 1 989	58
3.9.3	Valoración de la caracterización geomecánica RMR del Tj 11	59

3.10	ANÁLISIS DE LA SISTEMÁTICA DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES	62
3.11	BASES Y CRITERIOS DEL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES	63
3.11.1	Parámetros y modelos matemáticos en perforación con taladros largos.	65

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	ANÁLISIS DE RESULTADOS	66
4.2	DESCRIPCIÓN DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES EN POMARANI	66
4.2.1	Preparación del minado Sublevel Stopping	67
4.3	DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MINADO POR SUBNIVELES TAJEO – 11.....	68
4.3.1	Resultado de la caracterización del macizo rocoso en tajeo 11 S/N - 490 - 2	68
4.4	CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS.....	69
4.4.1	Hipótesis 1.....	69
4.4.2	Hipótesis 2.....	76
4.5	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	88
4.5.1	Análisis comparativo.....	89
	CONCLUSIONES	90
	RECOMENDACIONES.....	91
	BIBLIOGRAFÍA	92
	ANEXOS	96

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Selección del método de explotación.....	24
Figura 2: Perforación taladros largos	30
Figura 3: Diámetro de barras y brocas	31
Figura 4: Distribución de la carga explosiva.....	33
Figura 5: Frecuencia de parámetros de la caracterización geomecánica.....	42
Figura 6: Proyección estereográfica de las discontinuidades	56
Figura 7: Dirección y dirección de buzamiento de las familias	56
Figura 8: Familias de discontinuidades	57
Figura 9: Laboreo taladros largos.....	64
Figura 10: Sección longitudinal Nv. 4892, Nv. 4925.....	67
Figura 11: Vista del diseño de perforación en realce	75
Figura 12: Vista en planta del Slot	77
Figura 13: Vista en planta de la zanja	78

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Variables de diseño en mallas de perforación.....	29
Tabla 2: Columna T – 38	30
Tabla 3: Columna R – 32	30
Tabla 4: Propiedades y tipos de emulnor	34
Tabla 5: Presiones y energía de trabajo.....	38
Tabla 6: Accesibilidad a la Unidad Minera Untuca	49
Tabla 7: Índice de calidad de roca RQD	54
Tabla 8: Clasificación geomecánica según Bieniawski	54
Tabla 9: DIP Y DIP/DIR de Pomarani.....	55
Tabla 10: Caracterización geomecánica del macizo rocoso S/N 490-Tj 11	60
Tabla 11: Determinación de RMR Tj 11.....	60
Tabla 12: Dirección de la discontinuidad.....	61
Tabla 13: Rango de valoración de RMR.....	61
Tabla 14: Características de los mantos en Pomarani	67
Tabla 15: Caracterización geomecánica.....	69
Tabla 16: Parámetros técnicos del jumbo Rocket Boomer 281	69
Tabla 17: Datos técnicos de la labor	70
Tabla 18: Datos técnicos de perforación	72
Tabla 19: Datos técnicos de la labor	73
Tabla 20: Cálculo de tonelaje total del día por Cámaras y Pilares.....	74
Tabla 21: Datos técnicos del slot (espacio reducido).....	77
Tabla 22: Datos técnicos de la zanja	78
Tabla 23: Datos técnicos taladros de producción.....	79

Tabla 24: Datos técnicos de la zanja	81
Tabla 25: Tiempos de la perforación del SLOT – I	82
Tabla 26: Resumen tiempos totales slot.....	83
Tabla 27: Tiempos de la perforación del Slot	84
Tabla 28: Tiempos totales en la zanja	84
Tabla 29: Tiempos totales en taladros de producción	85
Tabla 30: Tiempos totales en taladros de producción	86
Tabla 31: Tiempos totales en taladros de producción	86

ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
Anexo 1: Plano de ubicación minera Cori Puno SAC	96
Anexo 2: Perforación de galería 6N	97
Anexo 3: Perforación con taladros largos en tajeo 11	98
Anexo 4: Preparación para explotación por Subniveles	99
Anexo 5: Slot, zanja y taladros de producción	100
Anexo 6: Malla de perforación	101
Anexo 7: Distribución de taladros del frente del SN 490	102
Anexo 8: Resultados del laboratorio Mecánica de rocas de PUCP	103
Anexo 9: Cuadros A, B, C y D: Sistema de clasificación geomecánica ponderada ..	104
Anexo 10: Caracterización geomecánica del macizo rocoso TJ 11	106
Anexo 11: Cartilla geomecánica Cori Puno	107
Anexo 12: Costos Unitarios Cori Puno	108
Anexo 13: Cálculo del burden y espaciamiento del tajeo 11 según Konya.....	109
Anexo 14. Tiempos de la perforación taladros de producción	111

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

AWS	: American Welding Society (Sociedad Americana de soldadura)
cal/g	: Calorías por gramo
CFM	: Cubic feet for minute (pies cúbicos por minuto)
Cx	: Crucero
DIP	: Buzamiento
DIP/DIR	: Dirección de buzamiento
g/cc	: Gramos por centímetro cúbico
GSI	: Índice de resistencia geológica
h.	: Hora
IPERC	: Identificación de peligros evaluación de riesgos y control
min.	: Minutos
mm	: Milímetros
Psi	: Presión de aire comprimido.
RQD	: Índice de calidad de roca
s	: Segundos
S.A.C	: Sociedad anónima cerrada
S/N	: Subnivel
TM	: Tonelada métrica
TM/día	: Toneladas métricas por día.
TM/guardia	: Toneladas métricas por guardia
TM/h- guardia	: Toneladas métricas hombre por guardia
TMD	: Toneladas métricas por día
U.M.U	: Unidad Minera Untuca
US\$: Dólares americanos
Yd³	: Yardas cúbicas

RESUMEN

La empresa minera Untuca - Cori Puno S.A.C. se encuentra ubicada en la jurisdicción del distrito de Quiaca, provincia de Sandía y departamento de Puno, actualmente viene realizando las operaciones de minado y producción de mineral, se ha identificado el problema principal que es la deficiente producción del tonelaje de mineral por día, por el sistema actual que explota, con perforación tipo breasting y realce con jumbo Atlas copco al no cumplir con el programa de producción diaria. Motivo por el cual se realizó el trabajo de investigación titulado, “Explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la producción en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C”, siendo su objetivo principal el incremento de la producción del mineral por día en los cuerpos mineralizados con trabajos de explotación a mayor dimensión, mayor recuperación de mineral, previo análisis de costos siendo altamente rentable la explotación por Subniveles. La investigación es de tipo descriptivo, de método aplicativo y cuasi experimental de enfoque cuantitativo. Se evaluó la explotación por tajeo en breasting y en Cámaras Pilares para la producción del mineral por día. Se concluyó que sumando todo el mineral disparado del frente, desquinces y el tajeo 6 la producción llega a 702 TM/día con recuperación sólo del 65% de todo el mineral, Posteriormente con la aplicación del método de explotación por Subniveles con taladros largos, se ha analizado el ciclo de minado en el proceso de la producción del mineral/día en los tajeos, en taladros largos, tiempo de perforación, carguío y voladura; se llegó a la conclusión que, mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos, la producción del mineral se ha incrementado de 702 TM/día a 1 272 TM/día con recuperación del 85% en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

Palabras clave: Producción, incremento, subniveles, taladros largos, breasting.

ABSTRACT

The mining company Untuca - Cori Puno S.A.C. it is located in the jurisdiction of the district of Quiaca, province of Sandia and department of Puno, it is currently carrying out the operations of mining and mineral production, has identified the main problem is the poor production of the tonnage of ore per day, by the current system that exploits, with perforation type breasting and enhancement with jumbo Atlas copco by not complying with the daily production program. Reason for which the research work entitled, "Exploitation by Sub-levels with long drills in mineralized bodies for the increase of production in the Untuca Mining Unit - Cori Puno SAC" was carried out, being its main objective the increase of the mineral production per day in the mineralized bodies with exploitation works to a greater dimension, greater mineral recovery, after cost analysis being highly profitable exploitation by Sub-levels. The research is of a descriptive type, an application method and a quasi-experimental quantitative approach. The exploitation was evaluated by cutting in breasting and in Pillars Chambers for the production of the mineral per day. It was concluded that adding all the ore fired from the front, desquinches and the tajeo 6 the production reaches 702 MT / day with recovery only 65% of all the ore, Subsequently with the application of the exploitation method by Sub-levels with long drills, has analyzed the mining cycle in the process of producing the ore / day in the tajes, in long drills, drilling, loading and blasting time; it was concluded that, by means of the exploitation method by Sub-levels with long drills, the production of the ore has increased from 702 MT / day to 1 272 MT / day with recovery of 85% in the Untuca Mining Unit - Cori Puno S.A.C.

Keywords: Production, increase, sublevels, long drills, breasting.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

La empresa minera Cori Puno SAC, actualmente está explotando el yacimiento aurífero del cuerpo mineralizado Pomarani, mediante el estudio de cubicación de reservas se tiene un potencial de 1 998 735 TM de mineral probado y 846 462 TM de mineral probable con minerales de oro filoniano con una ley de cabeza de 2,6 gr/TM de Oro y al utilizar el método de explotación de Cámaras y Pilares, se tiene problemas de baja producción de mineral alcanzando el 70 % de rotura en los tajeos de Pomarani.

Debido a las limitaciones del sistema de explotación, para incrementar la producción de mineral por día, es necesario aplicar el método de explotación de Subniveles con taladros largos llegando a romper el 85% de mineral en los tajeos y el resto quedando disperso dentro de los pilares de soporte en el cuerpo mineralizado Pomarani de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

La aplicación del método de explotación por Subniveles con taladros largos es muy favorable, porque permite alcanzar mayor producción de mineral/día y se generará mejores ingresos económicos para la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo se logra incrementar la producción mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos considerando el método actual de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.?

1.2.2 Preguntas específicas

- ¿Cómo se logra la producción actual mediante el método de explotación de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno S.A.C.?
- ¿De qué manera se puede incrementar la producción actual mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.?

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis general

El método explotación por Subniveles con taladros largos nos permitirá incrementar la producción considerando el método actual de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.

1.3.2 Hipótesis específicas

- La evaluación del método de explotación de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados nos permitirá determinar la producción actual de la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.
- El método de explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados nos permitirá incrementar la producción en la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC, en el yacimiento aurífero de Pomarani en la actualidad se tiene gran potencial de reservas de 1 998 735 TM de mineral probado y 846 462 TM de mineral probable según el área de planeamiento hasta el 2 017 con minerales de oro filoniano con una ley de cabeza de 2,6 gr/TM, el mismo que al producir mayor cantidad de toneladas métricas de mineral por día generará más utilidades para la empresa minera. Actualmente con el método de explotación de Cámaras y Pilares, se tiene el problema de baja producción del mineral por día y elevados costos de producción, por tanto, la aplicación del método de explotación por Subniveles con taladros largos en la zona de Pomarani, permitirá una producción 1 272 TM/día, lo que generará mejor rentabilidad para la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1 Objetivo general

Incrementar la producción mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos considerando el método actual de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno S.A.C.

1.5.2 Objetivos específicos

- Determinar la producción actual mediante el método de explotación de Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno S.A.C.
- Incrementar la producción actual mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados de la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.

1.6 LIMITACIONES DE ESTUDIO

La principal limitación del presente trabajo de investigación es que los trabajos de caracterización del macizo rocoso, determinación del tipo de roca, no se encuentra al alcance de operaciones mina, por lo cual los supervisores y trabajadores solo aplican el formato de cartilla geomecánica elaborado y evaluado por el área de Geomecánica , con dicha cartilla toma referencia y trabaja para la perforación y explotación de los tajeos de producción de mineral y demás trabajos a cargo de operación mina. También solo se considera los datos geomecánicos de las investigaciones anteriormente realizadas en la empresa.

Las leyes de tratamiento de planta son manejadas y calculadas por el área de planta.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Rivera (2015) en su tesis *Método de minado Sublevel Stoping en Corporación Minera Castrovirreyña S.A. – Ayacucho*, para optar el título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería. Llega a las conclusiones: la vida útil del proyecto con el método de minado Sublevel Stoping es de 17 meses, donde incluye el periodo de preparación y explotación; mientras con el método Cut and fill Stoping es de 23 meses, donde se incluye el periodo de preparación y explotación, también concluye que la aplicación de Cut and fill Stoping tiene un valor de mineral mayor al del Sublevel Stoping, sin embargo, el costo de operación del Cut and fill Stoping es mayor al del Sublevel Stoping.

Palomino (2017) en su tesis *Minado por Subniveles con taladros largos en cuerpos y vetas Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de producción Uchuchacua*; para optar el título de Ingeniero de Minas, presentado a la Escuela de Formación Profesional de Minas - Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga – Ayacucho. Llega a la conclusión que es un método de explotación que genera mayor

volumen de mineral roto por disparo, con dilución de hasta 15%, reducir nuestro costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad. La búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de taladros largos con Subniveles en reemplazo del método Corte relleno ascendente y Shirinkages en cuerpos y vetas.

Curo (2015) en su tesis *Método de selección y diseño para minado por Cámaras y Pilares de mantos auríferos de la unidad minera Untuca – Cori Puno SAC.*, para optar el título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional del Altiplano. Llega a la conclusión y señala que; para determinar el método de minado se hizo uso de cuatro metodologías, en base a la valoración de cada una de ellas se seleccionó la alternativa para la aprobación final. Al aplicar metodologías de Boshkov y Wright, Hatman y Morrison, las cuales emplean esquemas cualitativos, el método de minado más favorable es el de Cámaras y Pilares.

Gutiérrez (2014) en su tesis *Aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en manto Cobriza*, para optar el título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; su tercer ítem concluye que: la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping, es adaptable en la mina Cobriza, por las características geomecánicas favorables del manto y por las ventajas conocidas, método con mayor seguridad para los trabajadores, de alto rendimiento y de bajo costo de explotación y por los resultados técnicos - económicos favorables respecto al método actual de Corte y relleno ascendente mecanizado.

Muñoz (2006) en su tesis *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2 000 TMD a 3 000 TMD*, para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica -

Universidad Nacional de Ingeniería; en uno de sus Ítem concluye que: la productividad actualmente del tajeo en rotura en Corte y relleno ascendente en breasting en donde se perfora con Jumbo es de 7,2 TM/h - guardia; mientras que en este mismo tajeo implementando un diseño de mallas con voladura controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad es de 8,4 TM/h - guardia. Por lo cual la segunda alternativa es mejor.

Gonzales y Velásquez (2012) en su tesis *Explotación de un cuerpo mineralizado por Subniveles con taladros largos en la Unidad de producción Uchuchacua*, para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas, en la facultad de Ingeniería de Minas - Civil, de la Universidad Nacional de Huancavelica donde concluye: que de la evaluación técnica y económica realizado, el incremento de la producción del mineral en el cuerpo explotado por Subniveles con taladros largos es de 500 TCS y con el método de Corte y relleno ascendente mecanizado es de 250 TCS por día, haciendo una diferencia de 250 TCS.

2.2 MARCO TEÓRICO

2.2.1 Métodos de explotación subterránea

La explotación subterránea de minas se hace generalmente con la tecnología o metodología que tiene sus cimientos en los estudios teóricos, pero luego son modificados e influenciados por la Institución y la experiencia, de manera que el diseño de tales recubrimientos es más un arte que una ciencia en la práctica.

En el manual de Minería menciona que la explotación subterránea, es utilizada cuando las zonas mineralizadas (vetas o cuerpos de mineral económico) son angostas y profundas, por lo que según las evaluaciones técnicas y económicas justifica la perforación de túneles y socavones para posibilitar su extracción. (Cabello, 2008)

2.2.2 Elección del método de explotación

Según Estudios Mineros del Perú SAC (2011). El método de explotación a considerarse debe ser el más económico y eficiente. Para ello se utilizan los siguientes criterios básicos:

- Forma, tamaño y posición espacial de cuerpos mineralizados.
- Contenido y distribución de los valores metálicos.
- Propiedades físicas, químicas y las rocas adyacentes o encajonantes del mineral.
- Factores económicos y facilidad de transporte.
- Condiciones de seguridad, de medio ambiente y disposiciones gubernamentales.
- Efectos de las operaciones subsidiarias.

Según (Sanga, 2014), los factores que influyen en un método de explotación son:

- Geología.
- Geometría del yacimiento y distribución de leyes.
- Características geomecánicas de la roca encajonante y del mineral.
- Procedimiento numérico de selección

Otros factores a considerar son (ritmo de producción, disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales, la hidrogeología y otros aspectos de índole económico).

También mediante la competencia de la roca se puede clasificar así, ver Figura 1.

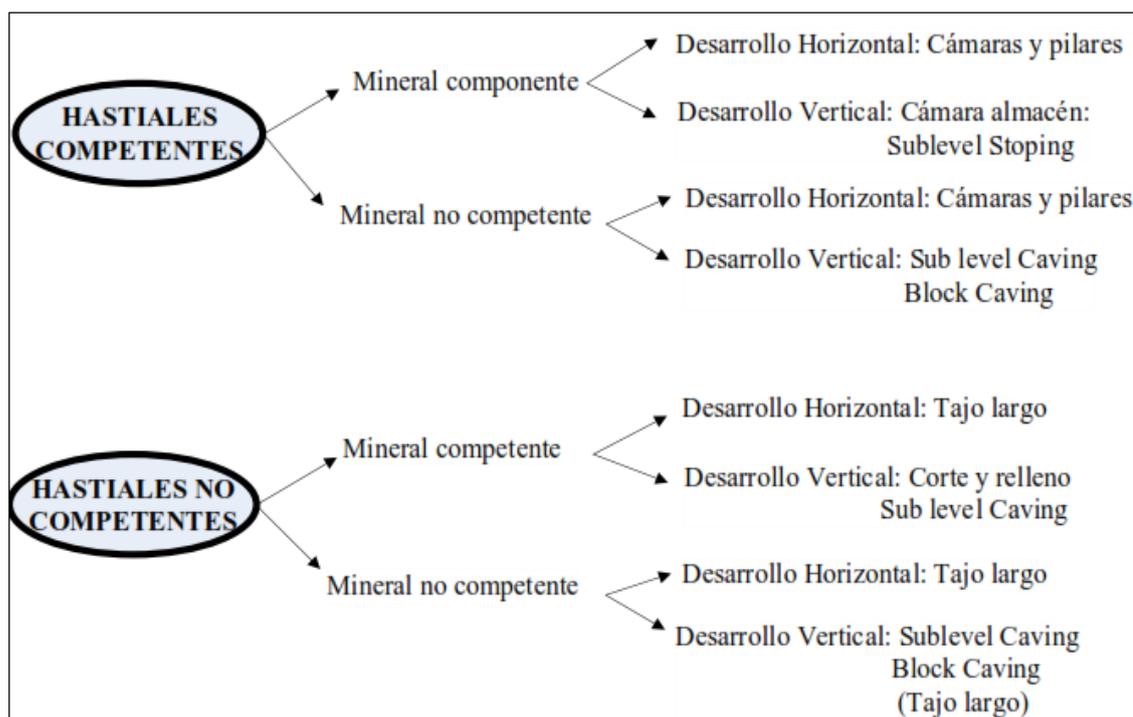


Figura 1: Selección del método de explotación

Fuente: (Herrera y Gómez, 2007).

Según Mallco (2014) el objetivo básico en la selección de un método de minado para un depósito en particular, es diseñar un sistema de extracción del mineral que sea lo más apropiado bajo las condiciones actuales del yacimiento. Considerando los siguientes factores:

- Condiciones geológicas (buzamiento, resistencia de la roca).
- Dimensiones de las aberturas.
- Reservas de mineral y leyes.
- Evaluación de mineral.
- Costo de minado y valores de mineral
- Productividad y mecanización.
- Consideraciones de las máquinas

- Consideraciones de la mina
- Consideraciones de la eficiencia de equipos.
- Equipo minero y productividad (equipo de perforación, equipo de carga y equipo de transporte).

2.2.3 Explotación por Subniveles con taladros largos en subterráneo

El Método de explotación subterránea Sublevel Stoping, es uno de los métodos más utilizados en la explotación de minería subterránea. También se le llama explotación por Subniveles con perforación y voladura de taladros largos. (Castillo, 2014).

El tajeo por Subniveles (Sublevel Stoping, Blasthole o Longhole Stoping) con taladros largos; es un método de minado de alta productividad aplicable: “A cuerpos o vetas extensos, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren sostenimiento puntual o en caso contrario ningún soporte y el mineral roto fluye debido al diseño de la explotación con pendiente por acción de la gravedad.

Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral. La perforación de taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. El uso eficiente de voladuras a gran escala hace del tajeo por Subniveles uno de los métodos de minado de más bajo costo.

Por lo general cuando los cuerpos mineralizados tienen extensas dimensiones, estos se dividen en dos o más tajeos para evitar el desprendimiento de las rocas cajas techo y piso, por estabilidad del macizo rocoso se dejan pilares in situ, lo cual cumple la función de soporte para las cajas. Los pilares son recuperados, parciales o totalmente al

final de la explotación ya que, en esta existe menor riesgo de crear condiciones subestándares de inseguridad para los trabajadores. (Palomino, 2007).

Este método presenta dos variaciones como:

a) Método taladros en paralelo

Tiene muchas ventajas emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en Subniveles, se realiza exclusivamente por método de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada.

Una vez abierta la roca frontal del nivel inferior a la altura del nivel superior, para empezar, perforar el arranque, se comienza la perforación del subnivel más bajo antes de perforar los taladros largos paralelos se ensancha el subnivel a todo el ancho minable, después se continua con la perforación en forma descendente. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre llamado Slot; la distancia entre los Subniveles puede variar hasta 50 m, dependiendo de la desviación de taladro (Sáforas, 2012).

b) Método taladros en abanico

El sistema es aplicable en yacimientos sub verticales de buzamiento entre (70° a 90°), con roca encajonante competente. Una vez extraído el mineral, quedan cámaras abiertas de amplias dimensiones.

La perforación en forma de abanicos, se da desde las galerías de preparación de los Subniveles con barras ascendentes, descendentes hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la zona mineralizada.

Inicialmente se construye un SLOT (espacio reducido) que genera una cara libre, luego se disparan los taladros próximos, después se disparan las filas llamadas taladros de producción. Se utiliza voladura controlada en los límites de los tajeos para reducir los riesgos por caída de rocas.

La variación de los diámetros de brocas es de 51 mm a 64 mm, la separación entre filas de perforación, oscila entre 1,2 y 1,8 m dependiendo a la dureza y tipo de roca.

El emboquillado, orientación y desviación de los taladros son para obtener buenos resultados. Por ellos es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25 m de longitud por que se desviara muy fácil.

2.2.4 Consideraciones generales en el diseño de Sublevel Stopping

Productividad	: > 20 TM / hombre – guardia
Producción tajeo	: > 20 000 TM / mes
Método	: no selectivo
Bajo costo de minado	: (7 a 13 US\$ /TM)
Diámetro de taladros	: 50,8 mm (2 pulgadas)
Recuperación	: 60 – 80 % depende de los muertos y losas
Dilución	: 3 – 10 % de material diluyente del hastial y techo

Además, requiere un alto nivel de preparaciones mineras: primero perforar el Slot (Espacio reducido), de sección 2,5 x 2,5 m se sección de nivel a nivel, segundo: preparar la zanja de 3 x 9 m con 10 a 15 m de profundidad, con esto se genera la cara libre del tajo.

Tercero se completa la perforación de toda la malla que será de sección final de 9 m de ancho, 20 – 25 m de largo, 10 – 15 m de profundidad en los distintos tajeos de producción. (Gonzales & Velásquez, 2012).

2.2.5 Ciclo de minado

Las fases que comprenden el ciclo de minado como: perforación, voladura, limpieza y relleno.

No es suficiente que sea una máquina que perfore taladros largos como un simba S7D, para lograr precisión en la perforación por lo que el equipo y accesorios debe reunir las siguientes condiciones:

Sus dimensiones y estructura le permiten trasladarse y perforar en secciones reducidas de: 3,0 m x 3,0 m, consta de una corredera con desplazamiento efectivo de 1,5 m para desplazar los componentes de perforación y se pueda perforar por lo menos 2 taladros paralelos de una sola posición toda vez que el espaciamento de la malla lo permita, un elemento importante es que cuenta con el stinger hidráulico que permiten fijar al equipo una vez posicionado al techo y al piso de la labor reduciendo la desviación por efecto de esfuerzos en la perforación.

2.2.6 Perforación con taladros largos

Existe un procedimiento para lograr un buen posicionamiento en el que se toma en cuenta las características de la estructura del equipo y la sección de la labor con respecto al punto marcado por topografía este procedimiento es determinante para lograr la menor desviación.

Es importante cuantificar el rango de desviación de taladros, para ello se lleva la estadística por operador de equipo de tal forma que la capacitación es orientada e incluso

personalizada en estilos y ventajas de una perforación paralela vertical en negativo a - 90°.

Si el taladro se obstruye o tapa con detritus luego de ser perforado por las condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2 pulgadas de diámetro cuando este cargado adecuadamente luego de la perforación.

En el plano de perforación de la malla nos indica lo más exacto la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua, datos necesarios en la voladura. Los que deben archivarse estrictamente para su control que se lleva.

Se tienen 2 tipos de variables como son las variables controlables y las no controlables, que nos ayuda con el diseño de mallas de perforación.

Tabla 1: Variables de diseño en mallas de perforación

VARIABLES CONTROLABLES	VARIABLES NO CONTROLABLES
<ul style="list-style-type: none"> Geométricas (burden, espaciamiento, dinamita, taladros) 	Naturaleza del macizo rocoso
<ul style="list-style-type: none"> Físico químicas (mezcla explosiva, Velocidad de detonación. 	Geología regional, local, estructural
<ul style="list-style-type: none"> De tiempo (retardo y secuencia) 	Hidrología y condiciones climatológicas
<ul style="list-style-type: none"> Operativos (capacitación de personal) 	aspectos geotécnicos y otros

Fuente: Rene, 2017.

a) Factores en posicionamiento y antes de la perforación

- Error en el posicionamiento del equipo.
- Error en la selección y lectura de ángulos.
- Error en el emboquillado y en la fijación de la viga de avance

A continuación, ver figura.

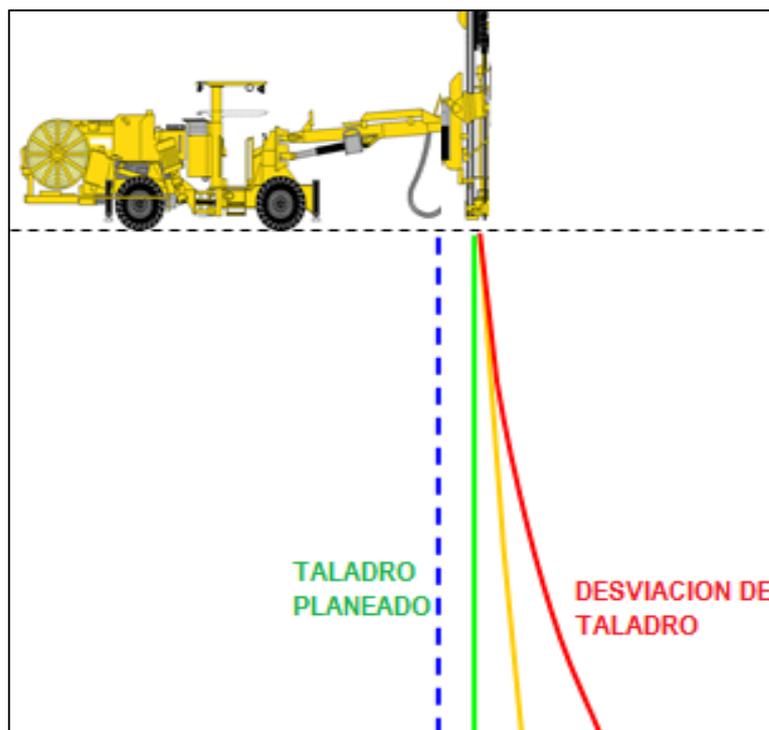


Figura 2: Perforación taladros largos

Fuente: (Sandvik Rock Tools, 2 012).

b) Factores dentro del taladro

Tipo y calidad de roca.

Tabla 2: Columna T – 38

Descripción	Precio US\$	Rendimiento vida útil (m)
Broca retráctil 2 1/2” (64 mm)	95,00	630 m perforados
Barra MF T 38 – 4’	140,00	2 400 m perforados
Shank Adapter COP 1 238 – T38	140,00	3 100 m perforados

Fuente: (Atlas copco, 2014).

Tabla 3: Columna R – 32

Descripción	Precio US\$	Rendimiento vida útil (m)
Broca retráctil 2 1/2” (64mm)	95,00	630 m perforados
Barra MF T 38 – 4 pulgadas.	140,00	2 400 m perforados
Shank adapter COP 1 238 – T 38	140,00	3 100 m perforados

Fuente: Atlas copco, 2014.

c) Factores durante la perforación

Estado de la columna de perforación (desgaste roscas entre barras), tipo de columna y diámetro de brocas.

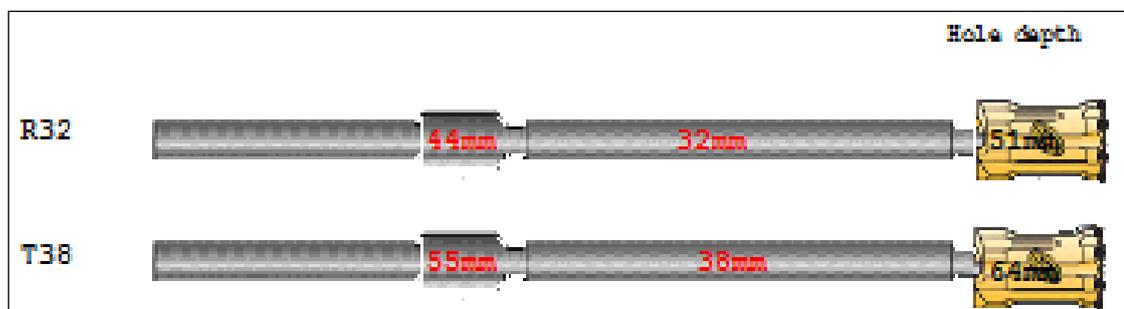


Figura 3: Diámetro de barras y brocas

Fuente: Atlas copco, 2014.

2.2.7 Perforación con jumbo en galería

La perforación de una galería se desarrolla con un jumbo que se instala en posición a lo largo de la galería en el centro a la misma distancia de ambos hastiales derecho e izquierdo. Para tener la estabilidad óptima y empezar la perforación con el emboquillado, luego viene el fundamento de la perforación roto percutiva que consta de 4 elementos como son: percusión, avance, rotación y barrido dado por el barreno de 12 pies de longitud.

Se conseguirá perforar todos los taladros de acuerdo al diseño de malla del frente, además equidistantes y paralelos entre los taladros perforados, siempre cuidando el desgaste de brocas cumpliendo la vida útil de los aceros para optimizar costos en la producción. Se tomará el control de tiempos en la perforación desde el inicio, posicionamiento, emboquillado, tiempos muertos; dicho, en otros términos: antes, durante y después de la perforación de la galería.

2.2.8 Perforación con jumbo en tipo breasting

En el método de explotación Cámaras y Pilares se tiene el tipo de perforación que es la perforación en breasting, se da en un tajo de producción cumpliendo su ciclo de minado.

Empezando por el desatado de rocas, relleno y ripeado de la carga para perforar casi horizontal con cara libre en una sección de 4 m de ancho x 3 m de altura por 3 m de longitud de corte, avanzando en un sentido hasta culminar de explotar todo el tajeo, luego el carguío de taladros con menor carga explosiva en nuestro caso es de 6 cartuchos por taladro, para llevar el buen control de las cajas o hastiales de la labor.

2.2.9 Carguío de taladros largos

Tener los conocimientos necesarios de las características de los explosivos, accesorios para utilizar sus equivalentes en el caso que faltare uno de ellos, evaluar para su uso y analizar para una posible voladura secundaria.

El carguío de taladros es manual y con taladros de carguíos de anfo para el carguío en taladros largos y la preparación de los cebos se realizará a una distancia mayor a 15 m del equipo en operación, encebando la cantidad requerida para cargar la malla de producción, frente, breasting, Slot (espacio reducido), zanja, etc.

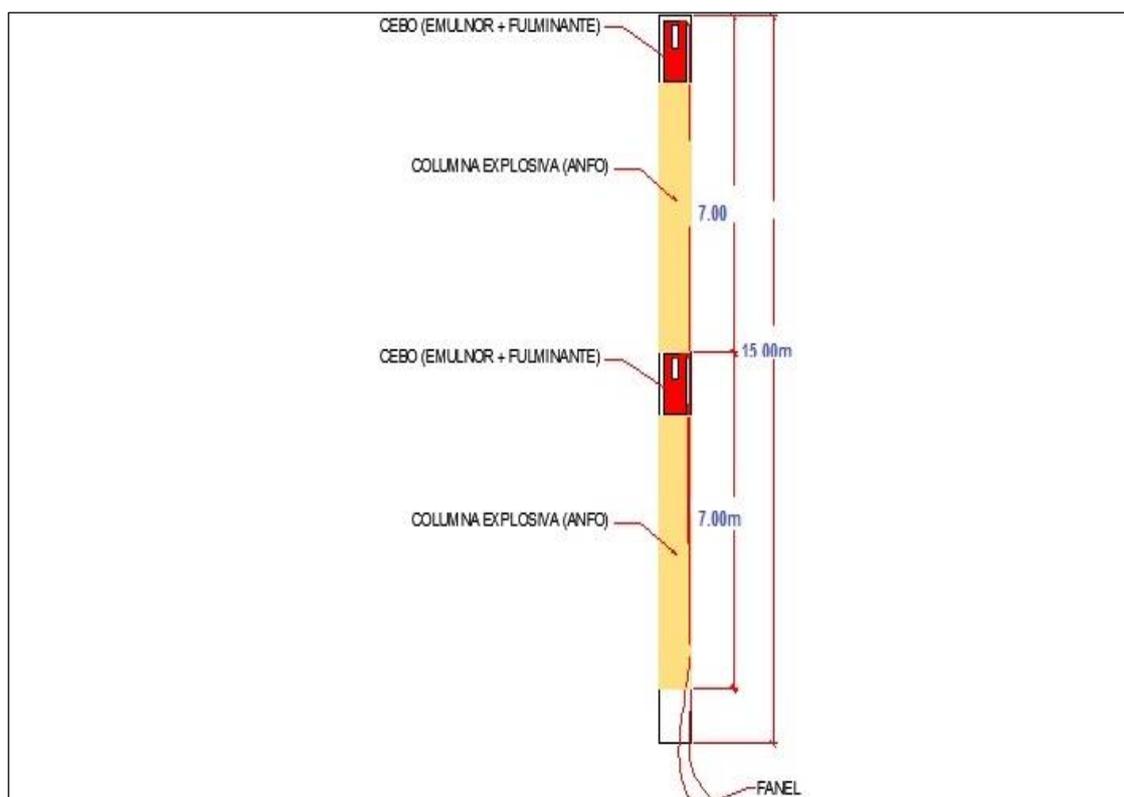


Figura 4: Distribución de la carga explosiva

Fuente: EXSA, 2005.

a) Sistema de iniciación

Fanel

Es un fulminante no eléctrico (pirotécnico), es usado como retardo en el amarre de la malla de perforación. Para la voladura por taladros largos se usa faneles de una longitud de 15 m dependiendo de la longitud del taladro.

Fanel periodo corto: Son de color rojo, y su retardo esta dado en milisegundos (ms)

Fanel periodo largo: Son de color amarillo, y su retardo esta dado en segundos (s).

Carmex:

Es usado para iniciar al pentacord (cordón detonante), existe carmex de 7 pies, 9 pies, 12 pies, aproximadamente el carmex se consume 1 pie/min, ese tiempo para retirarse de la zona de disparo.

b) Explosivos**Emulnor**

El emulnor es una emulsión explosiva encartuchada, que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura tiene las siguientes dimensiones 1 ½” x 12” es utilizado como cebo cuando se conecta con el fanel (Camac, 2 010).

Tipos y usos:

Emulnor 500 : Para la voladura de rocas muy suaves.

Emulnor 1 000: Para la voladura de rocas suaves a intermedias.

Emulnor 3 000: Para la voladura de rocas intermedias a duras

Emulnor 5 000: Para la voladura de rocas muy duras

Tabla 4: Propiedades y tipos de emulnor

Características	Emulnor 500	Emulnor 1 000	Emulnor 3 000	Emulnor 5 000
Densidad relativa(gr/cm ³)	0,9	1,13	1,14	1,16
Velocidad de detonación(m/s)	4 400	5 800	5 700	5 500
Presión de detonación (k bar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1 010
Volumen normal de gases(l/kg)	952	920	880	870
Sensibilidad al fulminante	N°8	N°8	N°8	N°8
Resistencia al agua	Excelente	excelente	excelente	excelente

Fuente: <http://www.famesa.com.pe>.

c) Accesorios de voladura

Las mezclas explosivas por sí solas no pueden ser detonados, de manera que para ser usados eficientemente necesitan de elementos que produzcan una onda de detonación o una chispa para iniciar y o transportar esta onda o chispa de taladro a taladro y un tercer grupo que retardan y controlan los tiempos de detonación de cada grupo de taladros (EXSA, 2005).

Pentacord (cordón detonante)

Es un alto explosivo compuesto mayormente por pentrita el cual tiene una velocidad estimada de 7 030 m/s. es usado para amarrar a los faneles e iniciarlos por su alta velocidad.

Pentacord 5p: 5 gramos de pentrita por metro.

Pentacord 3p: 3 gramos de pentrita por metro.

d) Agente de voladura**Anfo usado en los taladros largos**

Es la mezcla de nitrato de amonio más petróleo se distribuye en un porcentaje adecuado el cual es 94,5% de nitrato de amonio + 5,5% de diésel, tiene una densidad de 0,85 g/cc, su potencia absoluta por peso (AWS es 900 cal/g). Es utilizado como columna explosiva.

2.2.10 Voladura en minería subterránea

Dentro de los explosivos utilizados en los tajeos se encuentra.

Emulsión: Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está conformado por nitrato de amonio soluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por microesferas de vidrio, estos explosivos vienen reemplazando a las dinamitas.

Anfo: Este producto es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Esta formulado con 93,5 % a 94,5% de nitrato de amonio en esferas y 6,5 % a 5,5% de combustible líquido, pudiendo este ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado (Jimeno, 1994).

Voladura con taladros largos

La secuencia de la voladura para la zanja debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto dará la estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares.

Las emulsiones son resistentes al agua, proveen altas velocidades de detonación, alta energía disponible y poder fragmentador de las rocas.

Propiedades:

- Densidad (grado de fragmentación 1,12 g/cc – 1,18 g/cc)
- Velocidad de detonación alta (4 703 m/s – 5 200 m/s)
- Resistencia el agua (excelente)
- Baja sensibilidad, simpatía y transmisión
- Corta vida útil y duración.

2.2.11 Limpieza en tajeos

El operador del scoop diesel telemando tiene una buena visión para maniobrar el equipo con el control remoto, por lo que los ejes de las ventanas se encuentran ubicados cada 20 metros, por lo tanto, la secuencia de voladura es en retirada partiendo de un extremo el operador se ubicará bajo un techo seguro de roca competente.

- Las ventanas del sector ya explotados deben permanecer cerradas colocándose señalización de labor en peligro por seguridad de uno mismo, debe hacerse cumpliendo la prevención de seguridad.
- La secuencia de minado debe hacerse de un extremo a otro para realizar la limpieza en retirada.
- El operador debe trabajar bajo un puente que permita un buen manipuleo del control remoto.
- Las ventanas que no se trabajan deben estar cerradas, solo pueden ingresar personal autorizado, debiendo colocarse letreros de señalización.

Relleno

En Pomarani es necesario rellenar los espacios vacíos y menos estables como son fracturas, fallas, discontinuidades para prevenir los desprendimientos de rocas, estos vacíos son altamente necesarios para evitar sacar el desmonte a superficie producto de las preparaciones.

2.2.12 Servicios auxiliares

a) Suministro de agua

Se cuenta con un sistema de abastecimiento de agua por gravedad, pues el agua ingresa desde superficie por dos tuberías de 2 pulgadas, y llega hasta las labores de avance y explotación.

b) Suministro de aire comprimido

El aire comprimido también ingresa desde superficie que es abastecido por 3 compresoras, las mismas que tienen un caudal de salida de 50 000 CFM, teniendo como función principal el abastecimiento de energía eléctrica en la mina.

Para distintas tareas tales como para el sostenimiento y la ventilación en algunas zonas mediante tercera línea y suministro de energía eléctrica.

Tabla 5: Presiones y energía de trabajo

Indicadores	Presión	COP 1 032	COP 1 238
		bar	bar
Presión percusión.	Baja	90 - 120	90- 110
	Alta	145	160
Presión percusión.	Emboquillado	30-50	30 – 50
	Perforación	50-70	50 – 70
Presión avance		50	50
Presión rotación		50	50
Presión barrido agua		5	5
Presión barrido aire (Psi)		90 - 110	90 – 110
Intensidad corriente (Amperios)		60 - 80	60 – 80

Fuente: Atlas copco, 2014.

2.2.13 Diseño y características del método Cámaras y Pilares

El método de explotación Cámaras y Pilares consiste como su nombre lo indica en la explotación de caserones separados primero pilares y a su costado la cámara con sección definida de acuerdo al tipo de roca. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total en el caso que sea total, la recuperación va acompañado del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final del block a minar, lógico que el hundimiento del techo se controla totalmente si es que requiere con sostenimiento (Curo, 2015).

2.2.14 Aplicación de Cámaras y Pilares

Este método de explotación es aplicado ampliamente y en estos últimos años se ha desarrollado bastante, debido a su bajo costo de explotación moderadamente selectiva y con dilución controlable.

Los yacimientos que mejor se presentan para una explotación por Cámaras y Pilares, son aquellos que presentan un ángulo de manto de mineral bajo menor a 20° , aunque también es aplicable en yacimientos de manto entre 20 a 35° , es decir en yacimientos de manto crítico, donde el mineral no puede desplazarse y caer por gravedad.

Ventajas

El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no extraerse sin afectar la continuación de la aplicabilidad del método. En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral, o en caso contrario los desarrollos en estéril son muy insignificantes.

Permite la explotación sin problemas de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles, la recuperación del yacimiento aun no siendo al 100 % puede llegarse a recuperaciones satisfactorias hasta del 90 % con relleno hidráulico.

Desventajas

Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en corrida como en potencia podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.

Problema de manto del yacimiento: cuando la potencia el manto de mineral está muy próximo a los 45° se producen problemas para el movimiento de mineral en las cámaras y aun este problema es más grave si se trata de mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación por la movilización de los equipos. La dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos y coronas débiles puede ser causa de que llegue a limitar su aplicación. (Curo, 2015).

2.2.15 Fragmentación de la roca

El proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde la fragmentación hasta el total desplazamiento del material fracturado. (Jimeno, 1994).

Estas etapas son:

- a) Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.

- b) Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- c) Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.
- d) Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

2.2.16 Clasificaciones geomecánicas

Las clasificaciones geomecánicas determinan el sistema del diseño empírico en ingeniería de rocas y reaccionan a la experiencia práctica obtenida en distintos proyectos con las condiciones particulares de cada lugar (Córdova, 2008).

En el análisis de parámetros, la influencia del grupo de roca, depende principalmente de la acción del intemperismo y de la resistencia, siendo esta última también dependiente de la alteración. (Bieniawski, 1989).

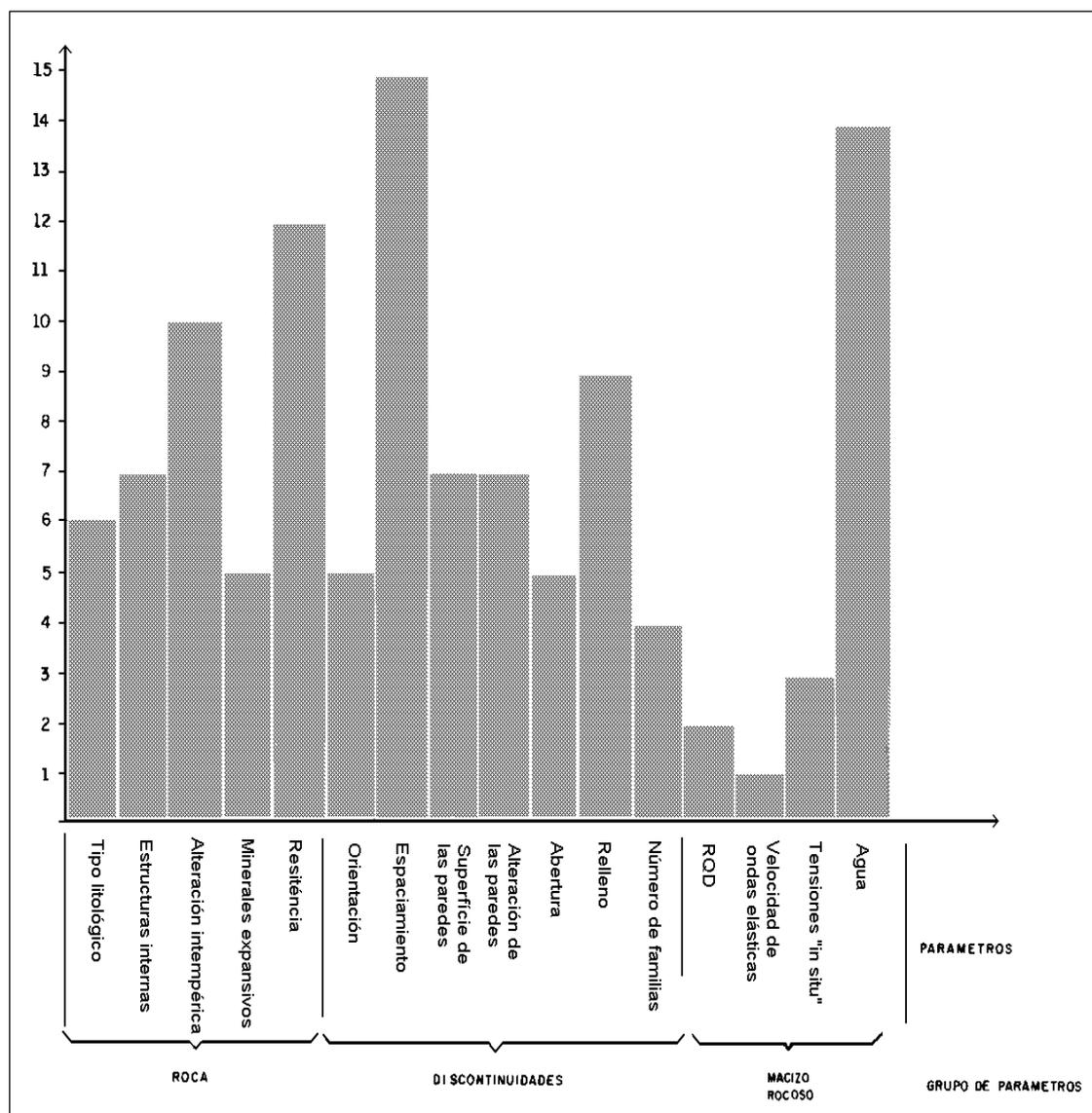


Figura 5: Frecuencia de parámetros de la caracterización geomecánica.

Fuente: (Bieniawski, 1989).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1 Diseño de investigación

Según Monje (2011) el diseño de investigación constituye un plan general para obtener respuestas a interrogantes o comprobar la hipótesis de investigación y desglosar las estrategias básicas que el investigador adopta para generar información exacta e interpretable.

De acuerdo a los parámetros que se toman en cuenta para catalogar el diseño de una investigación, el presente trabajo de grado se caracteriza por ser del tipo: descriptiva analítico y aplicativo.

La investigación es documental ya que se manipulan las variables geométricas a modo de buscar el óptimo dimensionamiento por el minado por Subniveles, Cámaras y Pilares. Haciendo énfasis en las características durante la producción de mineral y características geomecánicas del macizo rocoso.

Por otra parte, tenemos que la investigación documental se define como parte fundamental donde el investigador observa y reflexiona sistemáticamente sobre bases teóricas, usando para ello diferentes tipos de documentos.

La investigación documental es un proceso basado en la búsqueda, recuperación, análisis, crítica e interpretación de datos secundarios, es decir, los obtenidos y registrados por otros investigadores en fuentes documentales: impresas, audiovisuales o electrónicas.

3.1.2 Tipo de la investigación

Según Charaja (2011) hay estudios exploratorios, descriptivos, correlacionales, y explicativos.

El presente trabajo de investigación es analítico y descriptivo de enfoque cuantitativo pues se recolectarán datos de campo que posteriormente serán analizados considerando que la investigación descriptiva busca especificar propiedades, características y rasgos importantes de cualquier fenómeno que se analice.

3.2 REVISIÓN, RECOPIACIÓN Y METODOLOGÍA EMPÍRICA

En el ámbito de la metodología. La metodología es un instrumento que enlaza al tesista con el objetivo de la investigación, sin la metodología es casi imposible llegar a la lógica que conduce al conocimiento científico, la metodología empírica es un método de investigación que usa la reflexión lógica y experiencia para producir conocimiento. La metodología traduce en el plano operativo y concreto las orientaciones generales que define el método a través de las técnicas, procedimientos y herramientas de todo tipo usadas durante la investigación.

3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1 Población

En la presente investigación, la población está conformada por los tajeos de producción, ubicados en la zona de Pomarani de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC correspondiente al año 2017, fecha en que se realizó la investigación.

3.3.2 Muestra

La muestra para el trabajo de investigación está conformada por el tajeo 6, tajeo 7 y tajeo 11, ubicados en la zona de Pomarani de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC, de la siguiente forma.

3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

$$X \rightarrow Y$$

Donde:

X : Variables independiente

Y : Variable dependiente

3.4.1 Variable independiente

Explotación por Subniveles con taladros largos en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

3.4.2 Variable dependiente

Incremento de la producción del mineral por día en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1 Técnicas

Para realizar la defensa del presente trabajo se buscará información técnica secundaria relacionada al título del proyecto, tesis de grados, informes técnicos de empresas especializadas relacionados al método de explotación de Cori Puno, libros especializados, publicación de artículos, páginas de internet relacionados a explotación por Subniveles con taladros largos, con esto realizará el análisis de gráficos y tablas.

3.5.2 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos que se empleó en la presente investigación son datos se han recolectado de los reportes diarios que son llenados por las distintas áreas, en nuestro caso se trata de operación entonces son los reportes de operación que constan: reporte de consumo de explosivos, reporte de producción de mineral, reporte de extracción de mineral, asimismo se lleva el control diario de producción diaria de mineral en toneladas métricas (TM) de los tajeos, galerías, también se controlan los avances lineales del yacimiento Pomarani referidos al proceso de explotación por Cámaras y Pilares con equipo jumbo Atlas copco y Subniveles por taladros largos con equipo simba S7D.

3.5.3 Hoja de reporte de producción diaria de Pomarani

La hoja de reporte diario se entrega al maestro de voladura encargado del tajo todos los días, juntamente con su reporte de operación, orden de trabajo y herramientas de gestión de seguridad como: IPERC, Formato de incidentes, PETAR para trabajos de alto riesgo, donde se especifica la producción por tajeo y cuanto de tonelaje disparado al final sumamos la producción total de todos los disparos en tajeos.

Además, en los reportes de operación mina por guardia se llenan los siguientes datos:

- Número de taladros perforados, número de taladros cargados del frente y tajeo.
- Control de explosivos y accesorios utilizados en un disparo en frentes y tajeos.
- Indicadores o ratios de perforación: eficiencia de perforación, metros perforados por hora, pies perforados por hora.
- Indicadores o ratios de voladura: factor de carga, factor de avance, factor de potencia del frente y tajeos.
- Producción en toneladas de mineral por guardia en TM/guardia, TM/ día.
- Control de tiempo de perforación y voladura en los frentes y taladros en todo el diseño de malla para tajeos de producción por taladros largos.

3.6 PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Primer paso

Los formatos elaborados en el área de mina que contienen: perforación, voladura, acarreo y carguío, serán rellenos por el trabajador.

Segundo paso

En seguida los datos constatados y verificados por el supervisor, recogidos de cada una de las labores al final de cada guardia.

Tercer paso

A continuación, los datos se rellenan en el Excel en cuadros y gráficos con ello comparar a diario, se analiza para dar la respuesta a las deficiencias para optimizar la producción por día, además el consumo de explosivos utilizados en cada disparo durante toda la guardia.

3.6.1 Materiales y equipos

- Material bibliográfico relacionado Subniveles con perforación de taladros largos
- Material de papelería: hojas, cartulina,
- Material de escritorio: regla, resaltador, plumón y lápiz
- Equipos de cómputo (laptop).
- Software de ingeniería: AutoCAD.
- Google Earth, Dips 6.0
- Microsoft Word y Excel, Visio
- Calculadora científica
- Flexómetro
- Distanciómetro
- Cordel, sprite color azul.

3.7 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL LUGAR DE ESTUDIO

3.7.1 Ubicación

La Unidad Minera Untuca, está ubicada en la Cordillera Oriental de los Andes, perteneciendo geográficamente a:

Distrito : Quiaca

Provincia : Sandía

Departamento : Puno

El campamento de Unidad Minera Untuca, se encuentra a 192 Km al noreste de Juliaca, a una altura de 4 305 m.s.n.m. y la zona de operaciones a una altura de 4900 a 5000 m.s.n.m.

3.7.2 Accesibilidad

Desde la ciudad de Juliaca se tiene dos alternativas, la primera por vía Azángaro y la segunda vía por Putina hacia desvío Ananea – Untuca.

Tabla 6: Accesibilidad a la Unidad Minera Untuca

Ruta	Distancia (Km)	Vía
Puno – Juliaca	49	Asfaltada
Juliaca – Putina	88	Asfaltada
Putina - desvío Ananea	50	Asfaltada
Desvío Ananea - Untuca	48	Afirmada
Untuca – Pomarani	11	Afirmada
Total.	246 km	

Fuente: Elaboración propia.

3.7.3 Geología regional

En el área de la cadena Oriental sur de la Cordillera de los Andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del Paleozoico, integrado por la formación Sandia, la más antigua y la formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas.

a) Formación Sandia (Os-s)

Es la unidad lito estratigráfica más antigua del Paleozoico en el área. Fue definido inicialmente por Laubacher (1978) en el valle de Sandia, constituida por una secuencia detrítica de pizarras oscuras e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milímetros de ancho. Se ha catalogado como edad Caradociana del Ordovícico. Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas.

b) Formación Ananea (SD-a)

Fue denominada así por Laubacher (1978) en la cordillera Oriental, consiste en una gruesa serie de esquistos pizarrosos con composición mineralógica de moscovita, cuarzo, sericita, clorita, que están afectados por un metamorfismo de tipo epizonal.

Se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino. Sus contactos estratigráficos con la formación infrayacente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la formación Sandia cabalgando sobre la Formación Ananea, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa, catalogado perteneciente al Silúrico - Devónico.

c) **Geología local**

El yacimiento de Pomarani se encuentra localizado en la formación Sandia. Este sector litológicamente está compuesto por rocas pizarras - filitas de color negro, de grosores milimétricos a centímetros, de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de moscovita y clorita. Estas filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas y grises de grano fino a medio. El azimut de las capas es de $N100^{\circ} - 155^{\circ}E$ y Buzamiento de $7^{\circ}22'SW$. Dichas rocas han sufrido fallamiento debido a esfuerzos tectónicos.

En la zona de estudio se observan depósitos morrénicos ubicados alrededor de la laguna Ananea, originados por la acción glaciaria, constituido por material removido y acarreado por el hielo, integrado por bloques sub angulosos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos, envueltos en una matriz arenosa -arcillosa.

Finalmente se observan depósitos coluviales localizados en las zonas La Torre, Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, depositadas como producto de la meteorización del sustrato rocoso, el cual es transportado por el viento o por la gravedad, compuestos por partículas finas a gruesas que engloban a clastos y bloques angulosos a sub angulosos del mismo sustrato.

3.7.4 Sector Pomarani

Es un yacimiento aurífero que forma parte de la Unidad Minera Untuca, la mineralización tiene forma tabular a manera de un manto, con Rumbo $N30^{\circ}W$ y Buzamiento $S12^{\circ}W$, ocurre a partir de la cota 4 890 msnm hasta 4 960 msnm, el ancho de estas zonas de falla con filones es de 0,5 - 4,0 metros, presentando halos de mineralización de interés geológica y económica. Las dimensiones aproximadas según

los planos y secciones son 385 m de ancho x 500 m de largo, la potencia promedio del paquete que alberga la mineralización económica es de 35 m.

3.8 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Según Carnero (2012) es la representación de las características de la estructura del macizo rocoso en un plano topográfico y geológico, local y regional. Siendo uno de los objetivos realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso, constituyendo esto el estudio integral del macizo en cuestión que incluye tanto el modelo geológico, como el modelo geomecánico, abarcando aspectos tales como: estructura del macizo rocoso, litología, contactos y distribución de litologías, geomorfología, cartografía geológica, estudio hidrogeológico, levantamiento de discontinuidades, técnicas geofísicas, sondeos, ensayos en situ, de laboratorio, clasificaciones geomecánicas, entre otros.

Para las clasificaciones del macizo rocoso se emplearon tres índices y sistemas con esto hallar la valoración del macizo rocoso: RQD y RMR. La clasificación del macizo rocoso se efectuó una vez limitado cada dominio estructural.

3.8.1 Índice RQD

Al ver el análisis estadístico de la valoración por RQD para todos los tipos de roca presentes en la zona del proyecto Pomarani, se obtuvo que el 9% están por debajo de 25 % (muy malo), el 39 % entre 25 y 50 % (mala), el 52 % entre 50 y 75 % (regular) y no se observa valores para el % restante de RQD; con lo cual se concluye que la roca está de regular a mala.

Deere, en 1964, introduce el concepto de RQD. (Rock Quality Designation), fue introducido en la época en que las informaciones sobre calidad de la roca eran disponibles

apenas a partir de descripciones geológicas y porcentajes de recuperación de testigos de sondajes como un índice cuantitativo a través de la modificación del criterio de recuperación.

3.8.2 Sistema de clasificación RMR

Para la clasificación de la masa rocosa en las zonas de Pomarani, el cual fue obtenido durante la toma de datos en campo usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski”; los valores de resistencia a la compresión simple o triaxial se determinan con varios ensayos como son:

- Ensayo con el martillo Smith o esclerómetro en campo.
- Ensayo de carga puntual en laboratorio.
- Ensayo de compresión simple en laboratorio.
- Ensayo de compresión triaxial en laboratorio siendo este ensayo el de 0 a 5 % de diferencia en el resultado de un ensayo.

Los valores del índice de calidad de roca “RQD” se pueden determinar de varias formas: uno de ellos es mediante el registro volumétrico de discontinuidades utilizando la relación propuesta por “Palmstrom” ($RQD = 115 - 3,3 \times J_v$; J_v = número de discontinuidades por metros cúbico).

Para realizar el cálculo de nuestro RQD se calculó con la fórmula de Priest and Hudson (1976), quienes han propuesto que el “RQD” a partir de la frecuencia de discontinuidades λ , es el valor teórico mínimo del RQD es:

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

Tabla 7: Índice de calidad de roca RQD

Calidad de roca	Valores de RQD (%)
Muy Malo	0 – 25
Malo	25 – 50
Regular	50 – 75
Bueno	75 – 90
Excelente	90 – 100

Fuente: (Deere, 1964).

3.9 MAPEO GEOMECÁNICO EN EL S/N 490, PROGRESIVA 00,00 – 12m

El dominio estructural del tajo 11 del S/N 490 Nv. 4925 Pomarani. Cori Puno SAC.

La evaluación del dominio estructural se ha realizado en la progresiva 0,00m a 12,00 m en una longitud de 12,00 m en un macizo rocoso de pizarra mediante el mapeo geomecánico de RMR de Bieniawski 1 989, siendo este tramo donde se hará perforación los taladros largos.

Para clasificar la masa rocosa en el yacimiento Pomarani se aplica el método sistema de clasificación geomecánica RMR de Bieniawski, cuyo criterio de valoración se aprecia en la tabla siguiente, ver siguiente tabla.

Tabla 8: Clasificación geomecánica según Bieniawski

Tipo de roca	Rango de valoración RMR	Calidad de masa rocosa según Bieniawski
I	81 – 100	Buena
II	61 – 80	Regular
III	41 – 60	Regular
IV	21 – 40	Mala
V	< 21	Muy mala

Fuente: (Bieniawski, 1989).

3.9.1 Parámetros que caracterizan el macizo rocoso en el Tj 11

Número de familias de discontinuidades:

La toma de datos estructurales se realiza en estructuras mayores y menores (diaclasas, juntas, fallas, etc), el sistema aplicado a la toma de datos estructurales en el tramo de los 12 m son la dirección de buzamiento/buzamiento; para su posterior análisis e interpretación geomecánica; se trabajó con la brújula BRUNTON. (Geomecánica Cori Puno, 2018). Veamos los datos.

Tabla 9: DIP Y DIP/DIR de Pomarani

ID	DIP	DIP/D									
1	15	248	20	80	341	38	19	241	56	79	70
2	78	155	21	78	156	39	88	342	57	81	154
3	75	75	22	13	246	40	79	70	58	16	2444
4	84	344	23	84	346	41	75	153	59	82	341
5	17	250	24	70	71	42	16	242	60	77	69
6	80	156	25	74	158	43	83	346	61	78	160
7	77	74	26	16	160	44	79	75	62	88	249
8	82	350	27	83	285	45	77	160	63	18	346
9	16	252	28	75	81	46	18	249	64	86	77
10	79	154	29	75	160	47	86	340	65	82	160
11	74	76	30	8	250	48	79	65	66	17	250
12	82	346	31	80	350	49	82	148	67	89	345
13	17	250	32	70	80	50	16	50	68	76	77
14	77	154	33	73	160	51	89	343	69	81	158
15	76	77	34	11	246	52	77	80	70	22	244
16	83	342	35	80	371	53	83	149	71	88	340
17	18	243	36	82	65	54	14	246	72	71	75
18	79	152	37	83	151	55	82	342	73	73	160
19	70	77									

Fuente: (Geomecánica Cori Puno).

Con los 73 datos como es el número de las discontinuidades dados por geomecánica se calculó el número de familias y el DIP Y DIP/DIR de cada familia.

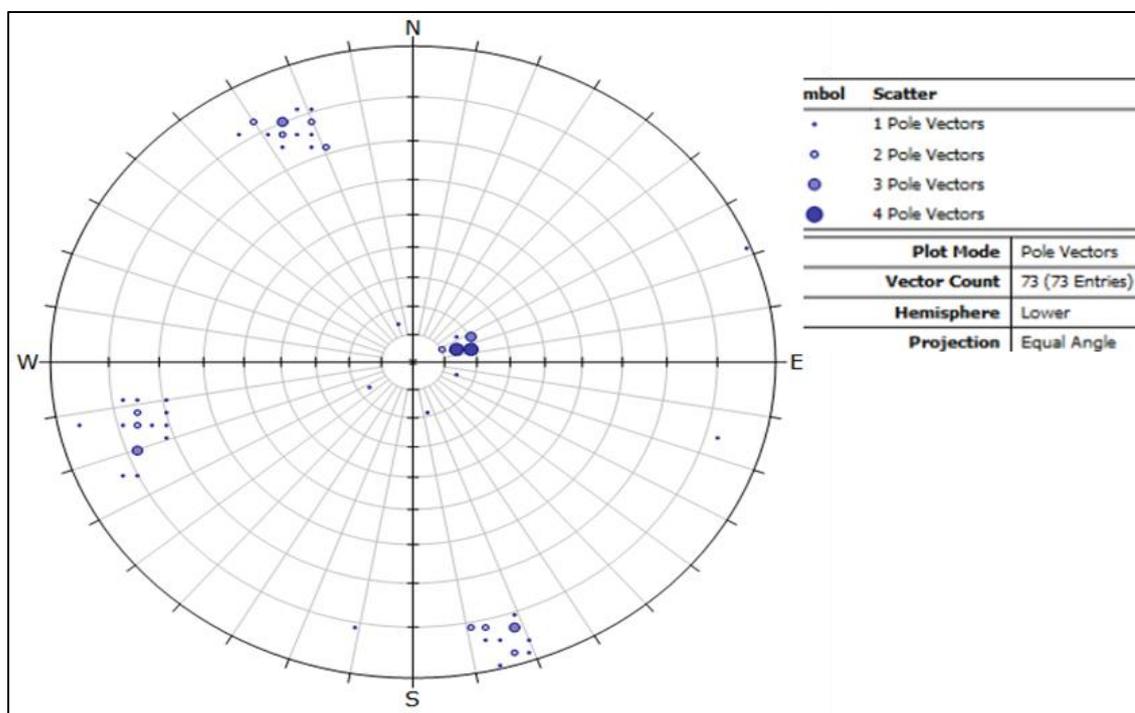


Figura 6: Proyección estereográfica de las discontinuidades

Fuente: Software Dips.

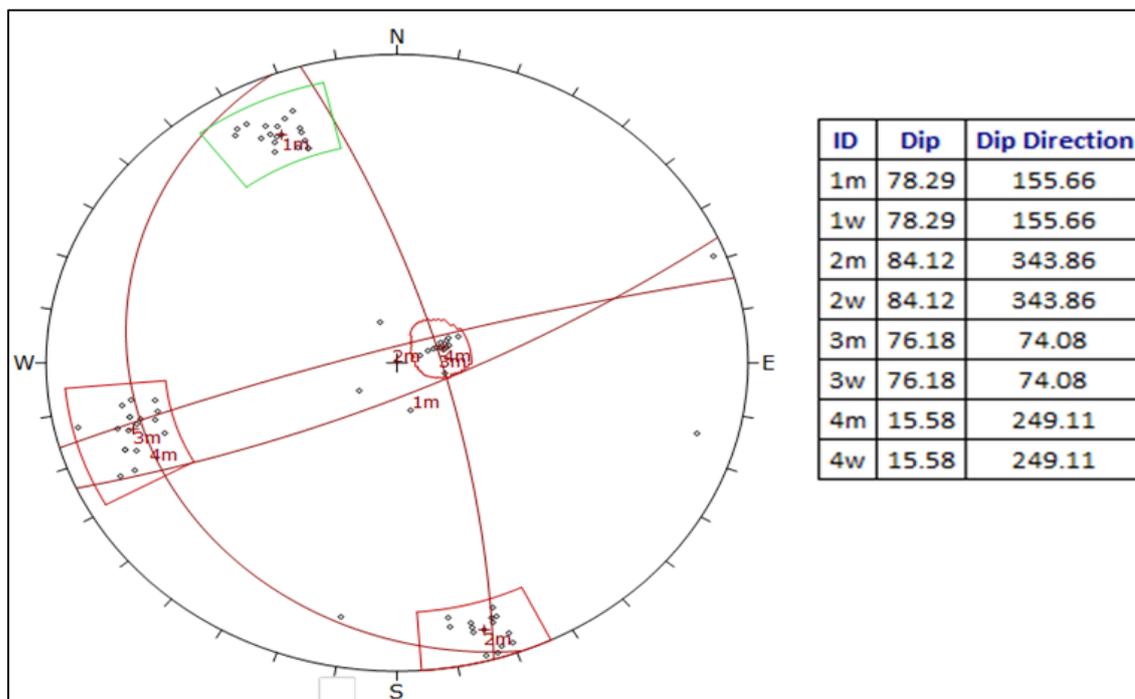


Figura 7: Dirección y dirección de buzamiento de las familias

Fuente: Software Dips.

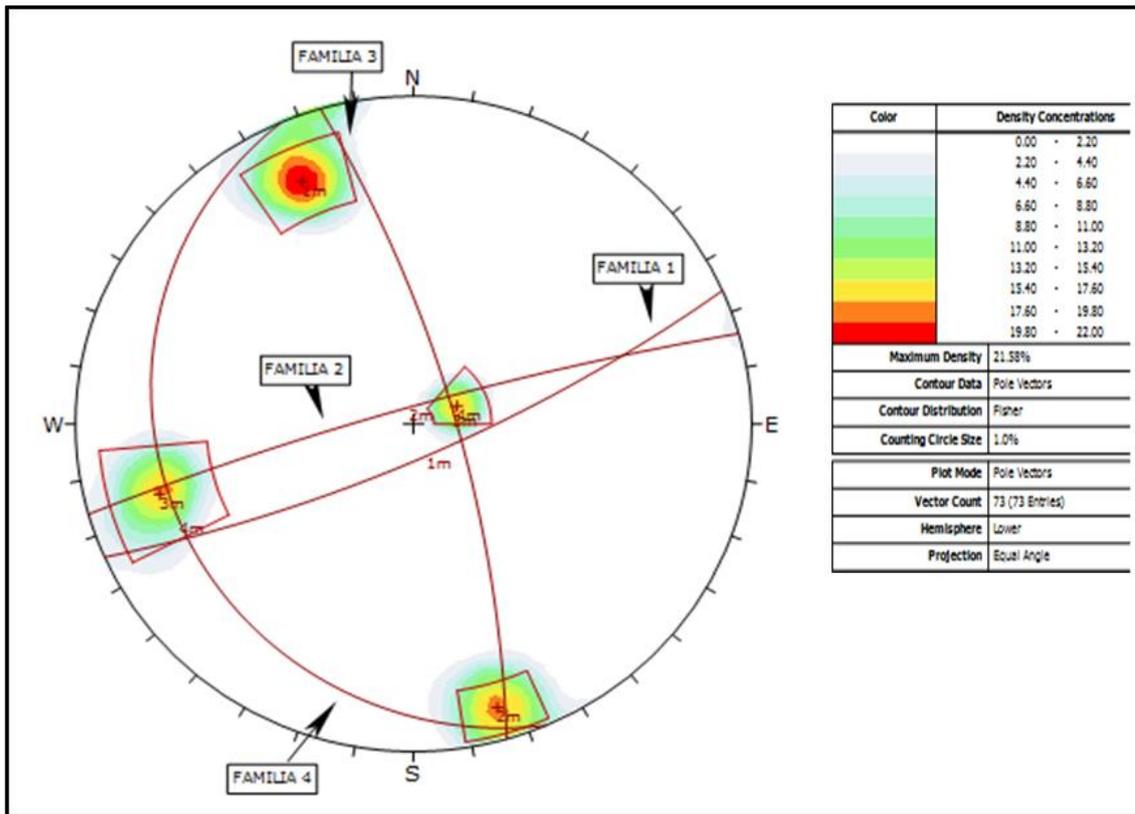


Figura 8: Familias de discontinuidades

Fuente: Software Dips.

Luego de insertar en el software DIPS las 73 discontinuidades estudiadas, nos da el resultado de 4 familias de discontinuidades los cuales toman su DIP y DIP/dirección resultante de cada familia.

Determinación de RQD (Rock Quality Designation).

Priest and Hudson (1976), han propuesto la estimación del índice RQD a partir de la frecuencia de discontinuidades λ , hallamos el valor teórico mínimo del RQD que es:

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

Dónde:

λ : Número de discontinuidades por metro lineal.

El valor de λ se calcula en función al número total de diaclasas o discontinuidades en la progresiva 0,00 m – 12,00 m.– S/N 490, superior Nv. 4 925 de Pomarani

Longitud total :12,00 m.

Número de diaclasas : 73 diaclasas

Reemplazamos en la formula I.

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

$$\lambda = 73/12,00 = 6,08$$

$$RQD = 100e^{-0,1(6,08)} x (1 + 0,1 x (6,08))$$

$$RQD = 100e^{-0,608} x 1 + 0,608$$

$$RQD = 54,4 x 1,608$$

$$RQD = 87,46$$

Redondeamos por ser inmediato inferior. Por lo tanto, el RQD es 87 %

Según la tabla con RQD el tipo de roca es: bueno.

3.9.2 Determinación del RMR de Bieniawski 1 989

El sistema de clasificación RMR o Rock Mass Rating, fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1 972- 1 973, y modificado posteriormente en 1 976 y 1 979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones, actualmente se usa la edición de 1 989, que coincide sustancialmente con la de 1 979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los parámetros del terreno que son los siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material (RCU).
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las diaclasas
- El estado de las discontinuidades
- La presencia de agua

3.9.3 Valoración de la caracterización geomecánica RMR del Tj 11

En la zona con el estudio se hicieron la caracterización geomecánica para el cálculo del RMR tomando en cuenta lo siguiente:

En el tajeo 11 el macizo rocoso es semi isotrópico, la sección del tajeo es de aproximadamente 4 m x 9 m x 30 m de longitud.

Resistencia a la compresión simple.

Para obtener este dato se obtuvo por el ensayo triaxial muestras de diferentes puntos de Pomarani NV 4892. Del cual de todo este nivel se llevaron 08 muestras, en nuestro caso de la progresiva de 0 - 12 m se analizará aleatoriamente 01 muestra para sus ensayos en el laboratorio de Geotecnia de la PUCP, en nuestro tramo es la muestra E y el resultado nos dio 50,2 Mpa, ver anexo.

Tabla 10: Caracterización geomecánica del macizo rocoso S/N 490-Tj 11

Familias de diaclasas en progresiva 0,00 m a 12,00 m Tj 11 S/N 490 Pomarani						
Parámetros	Familia 1	Familia 2	Familia 3	Familia 4	Resultado	Descripción de acuerdo a la propuesta de Bieniawski 1989
Orientación	N68°E/80°SE	N22°W/14°SW	N76°E/85°NW	N15°W/76°NE	N76°E/85°NW	
Dirección de buzamiento/ Buzamiento	156/78	344/84	74/76	247/16	267/21	
Número de discontinuidad	19	17	18	19	73	Diaclasas
Espaciamiento	3	3	4	4	4	0,06 - 0,2 m
Persistencia	2	3	3	2	2	1,00 a 3,00 m
Apertura	3	3	3	2	3	Angosto 0,1 a 1,0 mm
Rugosidad	4	4	4	3	4	Ligeramente rugosa
Relleno espesor	4	2	3	4	4	Suave < 5,00 mm
Alteraciones	2	3	2	3	3	Moderada
Agua subterránea	1	2	2	2	2	Húmedo

Fuente: Geomecánica Cori Puno.

Los parámetros de caracterización geomecánica se describen en una tabla, ver anexo

Tabla 11: Determinación de RMR Tj 11

Parámetros	Resultados cuantitativos	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	50,02 MPa (50-100 Mpa)	7
RQD	87 % (75%-90%)	17
Espaciado	0,06 – 0,2 m	8
Persistencia	1-3m	4
Apertura	Muy anguloso. < 0,1mm	5
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Duro < 5mm	4
Alteración	Moderada	3
Agua subterránea (filtración de agua)	Húmedo	7
RMR básico		58
Ajuste por orientación de discontinuidades en condiciones desfavorables		5
RMR corregido		53

Fuente: Elaboración propia.

Ahora para calcular el RMR final de Pomarani, valoramos:

Buzamiento : S12°W

Las discontinuidades van en capas paralelo a la labor, ver tabla para su valoración.

Tabla 12: Dirección de la discontinuidad

Dirección de la discontinuidad en relación al eje de la excavación							
		Perpendicular		Paralela		Cualquier	
		Buzamiento favorable		Buzamiento desfavorable		Buzamiento	
		45° a 90°		20° a 45°		0° a 20°	
		Muy favorable (no ajustar RMR)		Moderado		Desfavorable	
Peso para	Túneles	- 2	- 5	- 10	- 12	- 5	- 10
Ajuste de	Fundaciones	- 2	- 7	- 15	- 25	- 7	- 15
RMR	Taludes	- 5	- 25	- 50	- 60	- 25	- 50

Fuente: Bianiawski, 1989.

Para el S/N 490 tajeo 11N del Nv. 4 925, el resultado de la valoración del macizo rocoso el RMR corregido y final es

RMR corregido: 58-5

RMR corregido: 53

Tabla 13: Rango de valoración de RMR

Sumatoria de los pesos (factor RMR)	81 – 100	61 – 80	41 - 60	21 - 40	≤ 20
Clase del macizo	I	II	III	IV	V
Condición general	Muy bueno	Bueno	Regular	Malo	Muy malo

Fuente: Bianiawski, 1989.

Según la tabla el tipo de Roca es : III.

Condición general : Regular.

3.10 ANÁLISIS DE LA SISTEMÁTICA DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES

Siguiendo los lineamientos del plan estratégico integral para el aumento de eficiencia en producción de mineral y reducción de costos a nivel de toda la mina, se hizo el diagnóstico de la operación, mediante el análisis y evaluación técnico - económico de todas las operaciones unitarias de la mina, llegándose a determinar que en la perforación se tenían los costos más elevados de la operación, así como también en esta actividad aún persistían los trabajos arduos y manuales en labores riesgosas.

Las medidas correctivas apuntaron entonces, a optar por el método de explotación de mayor productividad que la perforación en breasting, mediante el uso de nuevas técnicas de perforación con taladros largos. Esto implica un cambio en el método de explotación, habiéndose elegido el método de explotación por Subniveles con taladros largos en paralelo.

El análisis basado principalmente en los parámetros del diseño, planteó un método de explotación alternativo, para esto se utilizó la misma unidad de explotación en tajeos, donde también se proyecta el sistema de Cámaras y Pilares con perforación en breasting en los tajeos de producción: Tj 6, Tj 7 del Nv 4 892, con riesgo de caídas por los constantes cortes de 2,5 m aproximadamente de altura de corte en ascendente por cada disparo, además se generan desestabilidad por las vibraciones y permanentes alrededor. Cuantificando y comparando los parámetros de mecanización, costos y productividad, las jefaturas en conjunto geología y planeamiento en ingeniería, llegaron a la conclusión de

que es necesario cambiar el método de explotación, para obtener mejoras sustanciales en cuanto a producción de mineral y seguridad para todos (Beltran, 2 017).

3.11 BASES Y CRITERIOS DEL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES

El método de explotación por Subniveles es esencialmente considerado un método apropiado para:

Cuerpos mineralizados no muy inclinados (buzamiento > 35), puesto que se aprovecha la gravedad para el deslizamiento del mineral derribado hacia los puntos de carguío.

Para yacimientos de mineral y roca encajonante duro y competentes por razones de estabilidad de la excavación. Asimismo, señalamos que el método no favorece a un buen control de la dilución y no permite una explotación selectiva de mineral.

Se anotan especialmente estos aspectos, porque para la aplicación del método, el análisis previo al diseño sujetándose a este marco conceptual exigía un tratamiento especial para el yacimiento Pomarani, en vista a que este, carece de las condiciones ideales que el método requiere para su laboreo.

Como características principales del yacimiento Pomarani señalamos:

- Buzamiento : 35°
- Ley del mineral : 2,6 g/TM-Au.
- Altura : 70 m.
- Roca encajonante : Competente.

- Potencia de minado : 0,5 – 10 m.

Luego del análisis, se define el plan, considerando que el diseño para vencer las dificultades naturales del yacimiento para su laboreo, debería contemplar los siguientes aspectos:

Contrarrestar el efecto desfavorable del buzamiento muy inclinado de 35° en el deslizamiento de mineral derribado, dimensionando la separación entre nivel y subnivel a cada 20 a 25 m de altura.

Controlar la dilución por sobre rotura, orientando especialmente los taladros de la caja techo en forma paralela al contacto, y empleando técnicas de voladura de carga controlada en los tajeos de producción.

Evitar en lo posible labores de preparación en desmonte.

Minimizar los elevados costos en labores de preparación aprovechando el mismo nivel para 2 efectos, inicialmente para las operaciones de acarreo LHD y posteriormente para las operaciones de perforación de los taladros largos paralelos.

Seguridad en la explotación dirigiendo el avance de la excavación en retirada.

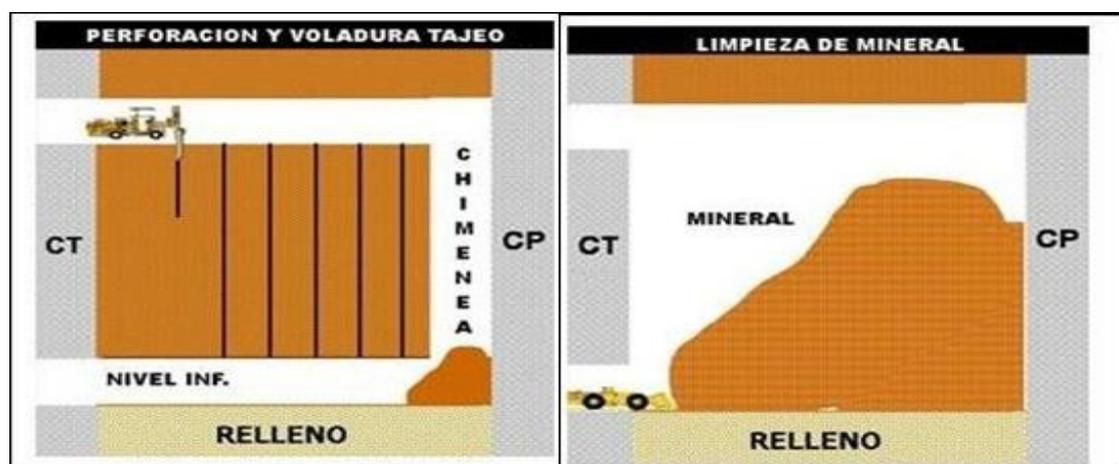


Figura 9: Laboreo taladros largos

Fuente: Planeamiento Cori Puno.

3.11.1 Parámetros y modelos matemáticos en perforación con taladros largos

Uno de los parámetros importantes es el rango de desviación de la perforación porque es el que va determinar la factibilidad del proyecto, a veces un proyecto fracasa porque la excesiva dilución no lo hace rentable, pero en algunos casos no es porque el método no funciona sino porque la calidad de perforación es pésima, esto se refleja en forma directa con la dilución. El diseño de la malla de perforación, según los investigadores es la variable más importante y crítica es determinar el burden y espaciamiento. Existen varios modelos en nuestro caso aplicaremos el modelo de Konya, lo explicados al detalle en el anexo 13.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 ANÁLISIS DE RESULTADOS

El análisis datos se ha realizado primeramente referente al método de Cámaras y Pilares y luego el método de explotación por Subniveles con taladros largos.

4.2 DESCRIPCIÓN DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES EN POMARANI

Las características geométricas para el método de explotación de taladros largos, se tiene cámaras hasta de 9m de ancho y pilares cuadrados de 5m x 5m de base y de 18 m de altura, las condiciones de estabilidad son aceptables, dado que se manejan factor de seguridad mayor a 1,2.

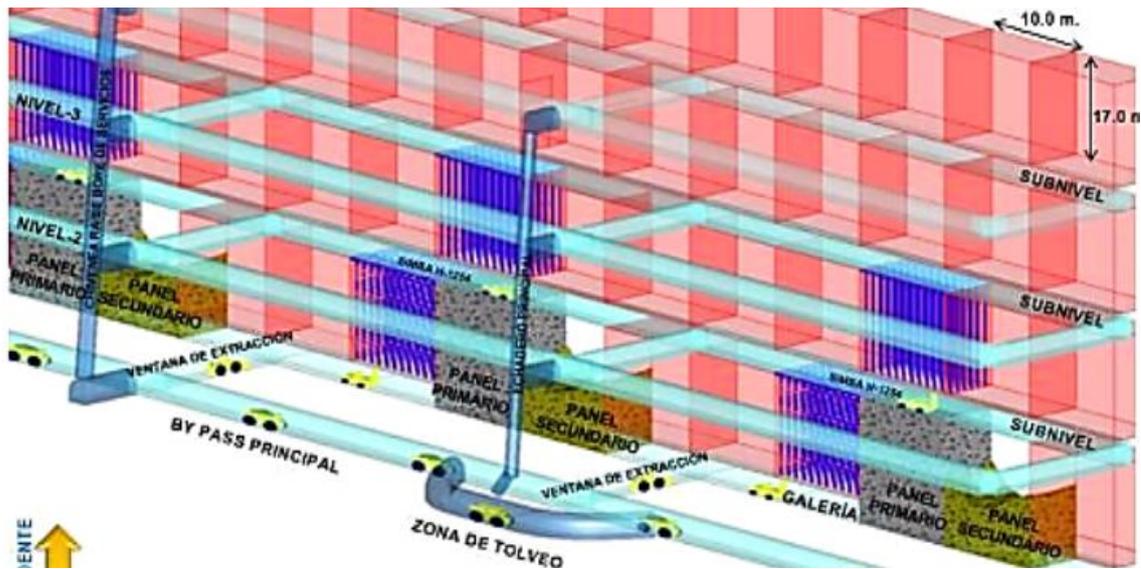


Figura 10: Sección longitudinal Nv. 4892, Nv. 4925

Fuente: Planeamiento Cori Puno, 2017.

Aquí se detalla las características geométricas, orientación y buzamiento de los cuerpos mineralizados de Pomarani, referente a dos mantos principales denominados GEO 1 y GEO 2 siendo estos paralelos.

Tabla 14: Características de los mantos en Pomarani

Longitud (m)	Ancho (m)	Altura (m)	Potencia (m)	Rumbo	Buzamiento
55	9	16	0,5 - 9m	N 30 E	15 -18° SE

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1 Preparación del minado Sublevel Stopping

- **Subniveles de perforación:** En Pomarani es definido de acuerdo a la geometría del cuerpo mineralizado, cada 15 m a 25m de separación de altura.
- **Estocadas de carguío:** Es la que se encuentra entre dos subniveles del mismo nivel y sirve para girar, hacer el carguío de mineral, para acarrear hasta la cámara de carguío.

- **Zanjas recolectoras de mineral (desarrollo de galería):** Se acumula el mineral aquí después del disparo, ayuda a realizar el carguío de todo el mineral por la forma geométrica de embudo, a cargo del operador del scoop telemando.
- **Slot (espacio reducido):** Es la labor vertical en forma de chimenea que se realiza con fin de dar cara libre a la zanja y posterior a la malla de los taladros de producción.

4.3 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MINADO POR SUBNIVELES TAJEO – 11

Para la explotación del tajeo la secuencia consiste en: limpieza, perforación, carguío y voladura que lo detallamos a continuación:

El método de explotación Subniveles con taladros largos se estaciona el equipo simba S7D en posición horizontal y asegurado por su stinger, verificando la broca, las barras de perforación son de 1,5 m para empezar a perforar.

Se comienza con perforar desde el subnivel 490 - 2 con acceso a la galería 11 del Nv. 4925 en forma vertical negativa hacia el Nv. 4911, se realizará un banqueo de 14 m de altura.

Se introduce en cada taladro una armada y se conecta con el fanel junto a su retardo que le corresponde.

4.3.1 Resultado de la caracterización del macizo rocoso en tajeo 11 S/N - 490 - 2

Del estudio de caracterización geomecánica el resultado se obtuvo el RMR y con eso se clasifica al tipo de roca, veamos la tabla.

Tabla 15: Caracterización geomecánica

Lugar	Caracterización geomecánica (RMR)	Tipo de roca
S/N 490	53	III
Tajo 11N	53	III

Fuente: Geomecánica Cori Puno SAC.

4.4 CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

4.4.1 Hipótesis 1

La evaluación del método de explotación Cámaras y Pilares en cuerpos mineralizados nos permitirá determinar la producción actual de la Unidad Minera Untuca - Cori Puno S.A.C.

Equipos de perforación en Cámaras y Pilares

Se tiene las siguientes marcas y modelos de Jumbo:

Estos equipos son para perforación de frentes y horizontales.

Jumbo 1: Quasar 1F – Tamrock – 1 brazo

Jumbo 2: Rocket Boomer 281 – Atlas copco – retráctil de 1 brazo.

Tabla 16: Parámetros técnicos del jumbo Rocket Boomer 281

Equipo de perforación	Rocket Boomer 281
Rendimiento	63,4 m/hora
Tipo de roca	Pizarra (metamórfica)
Peso específico roca	2,7 TM/m ³

Fuente: Operaciones mina Cori Puno SAC.

Frente N° 1 del Jumbo 1 (Quasar - Tamrock)

La jornada de trabajo para este equipo empieza con la perforación en su primer frente en la galería 7N con el objetivo de cumplir la producción del día, para lo cual se hacen perforaciones en el frente según orden de trabajo, dada en el reparto de guardia a cargo del jefe de guardia, siempre optimizando los tiempos en todos los procesos que incluyen la perforación.

Perforación para el primer disparo: Todo el frente completo de sección 4m x 4m, con arranque hexagonal con simetría entre los 4 taladros rimados, con longitud de barreno de 12 pies,

Prueba N° 1: Galería 07 N.

Esta prueba se realizó en la galería 07N, cuyos datos técnicos se explican a continuación en las tablas 17.

Tabla 17: Datos técnicos de la labor

Datos	Valor	Unidad.
Tipo de roca	III	
Sección de la labor	4,00 x 4,00	m ²
Potencia de manto	1	m
Número de taladros perforados	35	Unidad
Número de taladros alivio(rimado)	4	Unidad
Longitud de perforación efectiva	3,2	m
Material disparado	Mineral	
Peso específico de mineral	2,7	TM

Fuente: Elaboración propia.

Total, pies perforados:

$$Pies\ perf. = 12 \times 39$$

$$Pies\ perf = 468$$

Cálculo de tonelaje de mineral:

$$Ton = 4 \times 4 \times 3,2 \times 2,7 = 138,24\ TM$$

Se concluye que la producción de mineral de la galería. 7 N es de 138,24 $\frac{TM}{disp.}$

Frente N° 2 del Jumbo 1 Quasar 1F – Tamrock.

Se continua con el programa y objetivo de producción del día para lo cual se hará la perforación del desquinche, según orden de trabajo dada en el reparto de guardia siempre viendo optimizar los tiempos.

Perforación para el segundo disparo: Todo el frente completo de sección 4 m x 5 m, con cara libre generado por el disparo de la misma galería 6 N que se amplía hasta los 9 m de ancho según su RMR que es 52, con avance de longitud de barreno de 12 pies.

Prueba N° 2. – Desquinche de la galería 6N

Esta prueba se realizó en la galería 6 N que califica como mineral según su ley, cuyos datos técnicos se explican a continuación.

Tabla 18: Datos técnicos de perforación

Datos	Valor	Unidad
Tipo de roca	III	
Sección de la labor	4,00 x 5,00	m ²
Potencia de manto	1,1	m
Numero de taladros perforados	39	unidad
Numero de taladros alivio(rimado)	4	unidad
Longitud de perforación efectiva	3,2	
Material disparado	mineral	m
Peso específico de mineral	2,7	g/TM

Fuente: Elaboración propia.

Total, pies perforados:

$$Pies\ perf = 12 \times 42$$

$$Pies\ perf = 504$$

Cálculo de tonelaje de mineral:

$$Ton = 4 \times 5 \times 3,2 \times 2,7 = 172,8\ TM$$

Se concluye que la producción de mineral en el desquinche de la galería 6 N es de

$$172,8 \frac{TM}{disp}$$

Realce con Jumbo 2. (Rocket Boomer 281 – Atlas copco)

Se continúa con el objetivo de llegar a la producción programada del día que es 702 TM.

Perforación para el tercer disparo: La perforación en realce del tajeo 6, es en sentido vertical positivo a partir de la galería 6N, acumulando taladros en filas hasta culminar la malla de sección 5m x 9m con barreno de 10 pies.

Prueba N ° 3. – Tajeo 06.

Esta prueba se realizó en el tajeo 06, los datos técnicos se explican a continuación en la tabla.

Tabla 19: Datos técnicos de la labor

Datos	Valor	Unidad
Tipo de roca	III	
Sección de la labor	5 m x 9 m	m ²
Potencia de manto	1,5	m
Número de taladros perforados	54	unid.
Número de taladros alivio(rimado)	1	Unid
Longitud de perforación efectiva	3,0	m
Material disparado	mineral	
Peso específico de mineral	2,9	g/TM
Burden	1,00	m
Espaciamiento	1,00	m

Fuente: Elaboración propia.

Control de tiempos.

Para optimizar en los avances y cumplir la producción programada del día se toma en el control de tiempo de la perforación en realce del tajeo 6.

Se tomó como ejemplo en este tajeo el cual es de manera similar porque goza de las mismas características geomecánicas de RMR 48, que los frentes anteriores como la galería 7N y el desquinche de la galería 6N.

Cálculo de tonelaje de mineral:

$$Ton = 5,0 * 9 * 3,0 * 2,9 = 391,5 TM$$

Se concluye que la producción de mineral en el Tajeo 6 es de $391,5 \frac{TM}{disp}$.

Se tiene la producción de mineral de 3 disparos a continuación el resumen de producción del día, 1 de marzo por Cámaras y Pilares.

Cálculo de tonelaje total del día por Cámaras y Pilares.**Tabla 20:** Cálculo de tonelaje total del día por Cámaras y Pilares

Labor	Producción	Unidad
Galería 07 N frente	138,14	TM
Galería 06 N desquinche	172,8	TM
Tj 06 tajeo	391,5	TM
TOTAL	702,44	TM

Fuente: Elaboración propia.

Se concluye que la producción total por día mediante el método de Cámaras y Pilares en Pomarani es de **702. TM.**

Carguío de mineral

El carguío de mineral se desarrolla de manera independiente con los equipos. **scoop Atlas copco N° 1 de 4,1 yd³**; para acumular mineral de los 3 disparos: ya sea del tajeo 06, del desquinche del tajeo 07 y del frente galería 07 en las cámaras de acumulación que existen cerca a dichas labores.

Tiempos de carguío:

Galería 07, tiempo de carguío : 55 minutos

Desquinche tajeo 07 : 1 hora

Tajeo 06 : 1,20 minutos

Scoop Atlas copco N° 2 de 4.1 yd³; es el encargado de realizar el carguío de la cámara de acumulación al volquete de 30 TM.

El tiempo que se demora en el carguío de un volquete es de aproximadamente 10 minutos por volquete.

Por lo tanto, según control de volquetes, se realiza el conteo de 23 viajes de mina a planta durante el día.

El tiempo que se necesita es de 230 minutos, equivalente a casi 4 horas de carguío de manera independiente sin afectar el avance del tajeo y del frente de producción diaria.

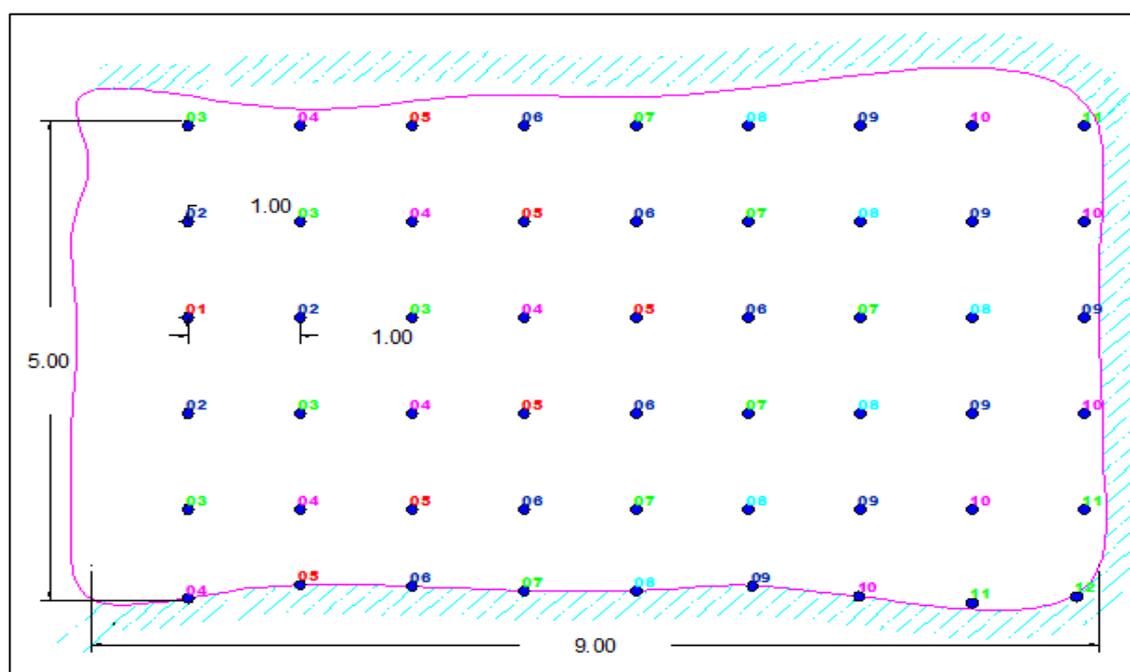


Figura 11: Vista del diseño de perforación en realce

Fuente: Planeamiento Cori Puno.

4.4.2 Hipótesis 2

El método de explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados nos permitirá incrementar la producción en la Unidad Minera Untuca-Cori Puno S.A.C.

Para realizar la perforación por taladros largos se desarrolla en etapas lo cual detallamos a continuación.

Procedimiento de minado por Subniveles en el tajeo 11N (Nv. 4925 a 4911)

En nuestro caso particular del minado por Subniveles con zanja, las 3 etapas que comprenden se describen a continuación:

Tajeo 11 N con simba S7D Atlas copco.

La jornada de trabajo para el simba S7D empieza en el tajo 11N con la perforación del Slot (espacio reducido), con el objetivo de cumplir la producción del día para lo cual se hacen perforaciones con taladros largos según orden de trabajo dada en el reparto de guardia.

Primero: Perforación del Slot (espacio reducido)

Es en forma vertical, de sección 2 m x 2 m x 10 m de altura con arranque hexagonal con simetría entre los 4 taladros rimados, para asegurar la fragmentación del disparo de los 10 m de altura y este Slot cumple la función de cara libre para la zanja, con longitud de taladro de 10 m.

Barras de perforación: en las 3 etapas se utilizarán las barras de 1,5 m de longitud, en nuestro caso se acoplarán 7 a 8 barras para llegar a la altura de 10 a 12 m de banqueo.

Prueba N ° 1: Tajeo 11- Slot (espacio reducido)

Esta prueba se realizó en el tajeo 11, los datos técnicos se explican a continuación, ver tabla.

Tabla 21: Datos técnicos del slot (espacio reducido)

Datos	Valor	Unidad.
Tipo de roca	III	RMR
Sección de la labor	1,5m x 1,5m	m ²
Potencia de mineralización	10	m
Número de taladros perforados	12	unidad
Número de tal rimados de 64,5mm	7	unidad
Longitud de perforación efectiva	10	m
Material disparado	Mineral	
Peso específico de mineral	2,7	g/TM
Tipo de arranque hexagonal	6	taladros

Fuente: Elaboración propia.

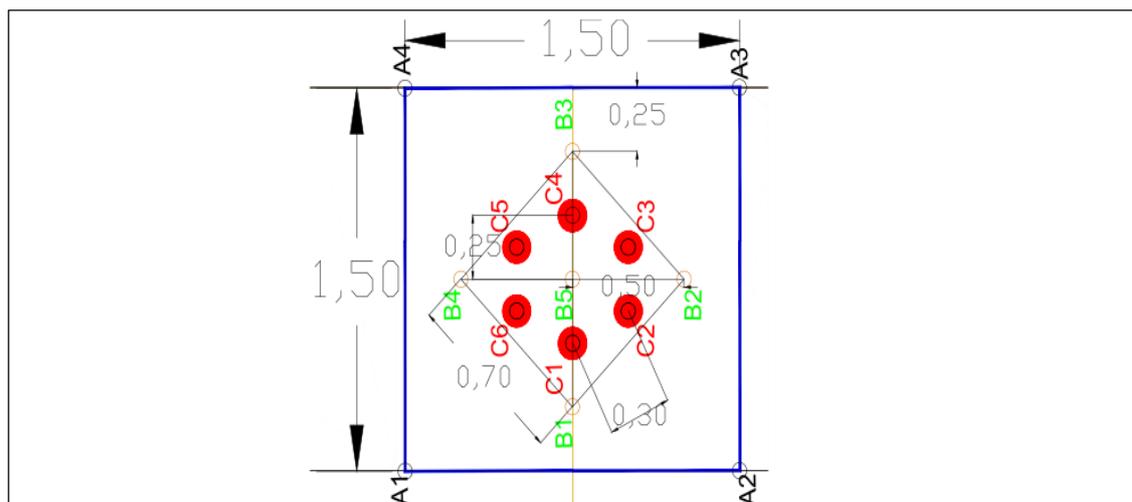


Figura 12: Vista en planta del Slot

Fuente: Planeamiento Cori Puno.

Segundo: Perforación de la zanja del tajeo

Se continua con la perforación vertical negativa, con sección 1,5m de ancho x 9 m de largo x 10 m de longitud de taladro, ya con cara libre será seguro la salida del disparo de los 10 m de altura.

Tabla 22: Datos técnicos de la zanja

Datos	Valor	Unidad.
Tipo de roca	III	RMR
Sección de la labor	2 x 9	m ²
Potencia de manto	10	m
Numero de taladros perforados	12	tal
Numero de taladros alivio(rimado)	0	tal
Longitud de perforación efectiva	14	m
Material disparado	mineral	
Peso específico de roca	2,7	g/TM

Fuente: Elaboración propia.

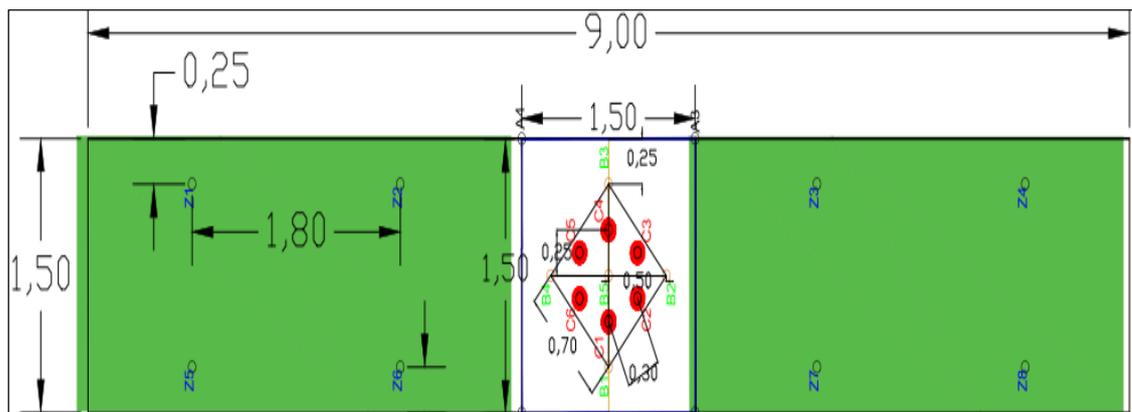


Figura 13: Vista en planta de la zanja

Fuente: Planeamiento Cori Puno.

Tercero: Perforación de los taladros largos de producción.

Se continúa con la perforación vertical negativa, con sección 9 m de ancho x 28m de largo x 13m a 14 m de longitud de taladro, ya con cara libre será efectivo la salida del disparo.

Se perfora después de la zanja en filas a lo ancho de 9 m con burden de 1,5 m de distancia de fila a fila y espaciamiento de 1,8 m.

Tabla 23: Datos técnicos taladros de producción

Datos	Valor	Unidad
Tipo de roca	III	RMR
Sección de la labor	9 x 28	m ²
Potencia de manto	10	m
Numero de filas perforados	19	filas
Número de taladros por fila	5	taladros
Numero de taladros perforados	95	taladros
Numero de taladros alivio (rimado)	0	taladros
Longitud de perforación efectiva	14,0	m
Material disparado	mineral	
Peso específico de mineral	2,7	g/TM

Fuente: Elaboración propia.

Voladura de la malla en los taladros de producción

Todos los faneles con retardos de cada taladro de la malla de producción son amarrados con el pentacord (cordón detonante) con variación de tiempo en milisegundos entre primera y segunda fila, el número de retardo de cada taladro empezando del arranque con el número 1, siguiendo el amarre a la primera ayuda con el número 3, y así sucesivamente hasta culminar con la última fila de la malla obteniendo así una eficiente voladura con la fragmentación y granulometría óptima requerida.

Cálculo del tonelaje de mineral por taladros largos tajeo 11

Sección para el calculo de cubicación del tajo disparado:

Ancho de minado : 9 m

Largo de minado : 30 m

Altura de banco : 14 m

$$\text{Cubicación} = \text{Ancho} \times \text{Largo} \times \text{Long de banco} \times 2,7 \frac{g}{TM}$$

Esta sección es la sección es el tonelaje total de producción: Slot , zanja y taladros de producción perforado y disparado en el Tj 11 de Pomarani.

Peso específico mineral : 2,7 g/TM

Cubicación : 10 206 TM

Tonelaje del subnivel 440, nivel hasta donde se explota con taladros largos, este subnivel 440 ya ha sido explotado y extraído del Nv 4911 de Pomarani bajo, con secciones de:

Ancho de minado : 4 m

Largo de minado : 4 m

Longitud de corte : 30 m

$$\text{Cubicación} = \text{Ancho} * \text{Largo} * \text{Long de avance} * 2,7 g/TM$$

Cubicacion : 1 296 TM

Producción total obtenida por día en el tajeo 11, por taladros largos

Producción : 10 206 TM – 1 296 TM

Producción : 8 910 TM

Distribución de tiempo en días para lograr completar la producción del tajeo 11 y con esto obtenemos la producción estimada por día por el método taladros largos.

Tiempo en perforar el Slot y la zanja.

SLOT : Se inicia con el control de tiempos del Slot (espacio reducido), aquí detallamos el control de tiempos de los trabajos antes de la perforación, ver la siguiente tabla.

Tabla 24: Datos técnicos de la zanja

Actividades	Tiempo (min)
Inspección del equipo y llenado check list	0:10:28
Empalme de cable de energía eléctrica	0:09:25
Empalme de manguera de agua	0:13:30
Barreno trancado	0:08:00
Otros tiempos	0:10:00
Total (min)	0:51:23

Fuente: Elaboración propia.

Aquí detallamos el control de tiempos en los taladros de la perforación del Slot, ver la siguiente tabla.

Tabla 25: Tiempos de la perforación del SLOT – I

N° Taladro	Tiempo de posicionamiento (min)	Tiempo de perforación efectiva (min)	Tiempo de acople entre barras (min)	Tiempo de recepción barras (min)	Tiempo de ciclo (min)	Tiempo muerto	Observación
1	00:00:37	00:10:46	00:00:23	00:00:20	00:12:06	00:05:49	Indicación
	00:00:38	00:10:47	00:00:21	00:00:19	00:12:05		rimado
2	00:00:30	00:10:45	00:00:20	00:00:18	00:11:53		
	00:00:32	00:10:39	00:00:22	00:00:18	00:11:51		rimado
3	00:00:31	00:10:44	00:00:21	00:00:18	00:11:54		
	00:00:30	00:10:39	00:00:23	00:00:30	00:12:02		rimado
4	00:00:32	00:10:44	00:00:22	00:00:25	00:12:03		
	00:00:34	00:10:46	00:00:25	00:00:21	00:12:06		rimado
5	00:00:35	00:10:48	00:00:24	00:00:22	00:12:09		
	00:00:32	00:10:34	00:00:25	00:00:21	00:11:52		rimado
6	00:00:34	00:10:51	00:00:28	00:00:25	00:12:18		rimado
	00:00:35	00:10:43	00:00:27	00:00:24	00:12:09		
7	00:00:34	00:11:47	00:00:30	00:00:21	00:13:12	0:10:18	otros
8	00:00:29	00:11:47	00:00:28	00:00:21	00:13:05		
9	00:00:27	00:11:32	00:00:24	00:00:27	00:12:50		cambio
10	00:00:28	00:11:32	00:00:21	00:00:30	00:12:51		manguera
11	00:00:30	00:11:44	00:00:23	00:00:25	00:13:02	00:05:18	
12	0:00:32	0:11:19	0:00:28	0:00:24	0:12:43		agua
13	0:00:31	0:11:20	0:00:27	0:00:22	0:12:40		
14	0:00:30	0:11:19	0:00:22	0:00:25	0:12:36		
15	0:00:32	0:10:43	0:00:26	0:00:26	0:12:07		
Total	0:11:13	3:51:49	0:08:30	0:08:02	4:19:34	0:21:25	4:40:59
Promedio	0:00:32	0:11:02	0:00:24	0:00:23	0:12:22	0:07:08	

A continuación, el resumen de los tiempos desde los trabajos antes de la perforación mas la perforación del SLOT en el Tajo 11N.

Tabla 26: Resumen tiempos totales slot

Resumen	Tiempo (min)
Posicionamiento	0:11:13
Perforación efectiva	3:51:49
Acople entre barras	0:08:30
Recuperación de la barra	0:08:02
Tiempos muertos	0:21:25
Trabajos antes de perforación	0:51:23
Carguío de los taladros SLOT	1:10:00
Total (h)	6:42:22

Fuente: Elaboración propia.

El tiempo total empleado es: 6hr 42min con 22 seg, mas los imprevistos y su disparo se realiza en una guardia completa.

Tiempo en perforar la zanja:

Se continua con la perforación de los alrededores del SLOT para llegar al ancho de 9m, con un total de 8 taladros.

De igual manera se continua con el control de los tiempos, como vemos la tabla.

Tabla 27: Tiempos de la perforación del Slot

N° Taladro	Tiempo de posicionamiento (min)	Tiempo de perf. efectiva (min)	Tiempo de acople entre barras (min)	Tiempo de recuperación barra (min)	Tiempo de Ciclo (min)	Tiempo muerto	Observación
1	0:00:30	0:11:47	0:00:30	0:00:21	0:13:08		cambio
2	0:00:32	0:11:50	0:00:28	0:00:21	0:13:11	0:05:18	manguera
3	0:00:31	0:11:32	0:00:24	0:00:27	0:12:54		
4	0:00:30	0:11:52	0:00:21	0:00:30	0:13:13		
5	0:00:32	0:11:44	0:00:23	0:00:25	0:13:04		
6	0:00:34	0:11:19	0:00:28	0:00:24	0:12:45	0:05:18	otros
7	0:00:35	0:11:20	0:00:27	0:00:22	0:12:44		
8	0:00:32	0:11:19	0:00:22	0:00:25	0:12:38		
Total	0:04:16	1:32:43	0:03:23	0:03:15	1:43:37	0:10:36	1:54:13
Promedio	0:00:35	0:11:35	0:00:25	0:00:24	0:12:57	0:05:18	

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, el resumen de los tiempos desde los trabajos antes de la perforación mas la perforación del SLOT en el tajo 11N.

Tabla 28: Tiempos totales en la zanja

Resumen	Tiempo (min)
Posicionamiento	0:04:16
Perforación efectiva	1:32:43
Acople entre barras	0:03:23
Recuperación de la barra	0:03:15
Tiempos muertos	0:10:36
Trabajos antes de la perforación	0:41:23
Carguío de los taladros	1:00:43
Inspección y desate con Scailer	0:55:43
Acarreo y acumulación de mineral	1:00:43
Total (Hr)	5:32:45

Fuente: Elaboración propia.

El tiempo total empleado es 5 h 32 min 45 s, mas los imprevistos y su disparo se realiza en una guardia completa.

Tiempos en perforar los taladros de produccion.

Se continua con la perforación de los taladros de producción en filas en una sección vista en planta de 9m x 28 m, ver anexo 14.

A continuación, el resumen de los tiempos desde los trabajos antes de la perforación mas los imprevistos durante todo el proceso de acumulación de los taladros de producción con la sección de 9m x 28m x10 m de banqueo en el Tajeo 11N.

Tabla 29: Tiempos totales en taladros de producción

Resumen	Tiempo (min)
Posicionamiento	2:44:45
Perforación efectiva	17:42:08
Acople entre barras	0:40:13
Recuperación de la barra	1:05:05
Tiempos muertos	1:34:13
Trabajos antes de perforar	0:45:32
Inspección y desate con Scailer	2:00:32
Acarreo a cámara de acumulación	4:10:32
Total	30:42:28

Fuente: Elaboración propia.

Aquí observaremos el resumen de los tiempos por guardia, la acumulación de taladros de producción que en total se realizo en 5 guardias.

Tabla 30: Tiempos totales en taladros de producción

Resumen	Numero de taladros	Tiempo (h)
Perforación primera guardia	20	4:13:42
Perforación segunda guardia	20	4:24:19
Perforación tercera guardia	19	5:32:16
Perforación cuarta guardia	18	4:01:24
Perforación quinta guardia	18	4:00:30
Total	95	22:12:11

El tiempo total que se demoro en completar todos lo 95 taladros de producción, mas los imprevistos y su disparo se realiza en 5 guardias.

Tiempo de carguio de la malla completa.

Tabla 31: Tiempos totales en taladros de producción

Resumen	Numero de taladros	Tiempo (min)
Carguío de 1 taladro	1	0:07:10
Carguío de taladros de producción	95	4:13:42
Total	95	11:05:05

Fuente: Elaboración propia.

El carguio y voladura de los 95 taladros de producción mas los imprevistos se desarrollo en una guardia.

Producción obtenida de los taladros de producción tajeo 11

Producción : 10 206 TM – 1 296 TM

Producción : 8 910 TM.

Se empleo el sccop telemando de 4,1 yd³ para mover 8 910 TM del tajeo hasta las camaras de acumulación y al mismo tiempo, en paralelo con otro equipo se desarrollo el carguio a los volquetes que llevan mineral a planta.

Tiempo de carguio con scoop telemando:

Hallamos con regla de 3 simple:

Datos:

La capacidad aproximada de 1 lampon del sccop telemando de 4,1 Yd³: 5 TM

Se sabe que 1 lampon de mineral: 5 TM en 1 viaje, entonces.

Por regla de tres simple:

viajes	Tonelaje
1	5 TM-
X	8 910 TM

X: Numero de viajes = 1 782 viajes

Luego de nuevo por regla de tres simple:

Viajes	Tiempo
1	2,0 min
1 620	x min

Por lo tanto el tiempo empleado en todo el proceso de acarreo es de 3 564 minutos en horas 59,4 horas

El horario de trabajo para el scoop telemando es de 10 horas por guardia

Por regla de tres simple:

Guardia scoop	Tiempo
1	10,0 h
X guardias	59,4 min

Por lo tanto el scoop telemando para mover todo el tonelaje de mineral del tajeo a las camaras de acumulación demora 6 guardias. En resumen el tiempo que se demora en todo el ciclo de minado desde la perforación lo vemos a continuación.

Slot y zanja + carguio de mineral	: 2 guardias
Taladros de producción	: 6 guardias
Carguio de los taladros de producción	: 6 guardias

Se hace en total 14 guardias equivalente a 7 dias de trabajo para producir los 8910 TM de mineral.

- Por lo tanto respondiendo a la hipótesis hallamos la producción por día, lo cual es el promedio de los 7 días.

$$= \frac{8\,910 \frac{TM}{disparo}}{7 \text{ días}} = 1\,272 \text{ TM/dia}$$

4.5 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Mediante el método de explotación de Cámaras y Pilares se ha logrado solamente una producción de 702 TM de mineral por día y aplicando el método de explotación por Subniveles con taladros largos la producción del mineral se ha incrementado a 1 272 TM

por día, haciendo una diferencia de 570 TM de mineral por día, cuyo resultado favorece en la rentabilidad de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

4.5.1 Análisis comparativo

El estudio de investigación es similar con la tesis, explotación de un cuerpo mineralizado por Subniveles con taladros largos en la Unidad de producción Uchuchacua - Universidad Nacional de Huancavelica, en donde concluye que de la evaluación técnica y económica realizado, el incremento de la producción del mineral en el cuerpo explotado por Subniveles con taladros largos es de 500 TCS y con el de Corte y relleno ascendente mecanizado es de 250TCS por día, haciendo una diferencia de 250 TCS, cuyo autor es Gonzales, M. y Velásquez J. (2012).

CONCLUSIONES

PRIMERA: Mediante el método de explotación por Subniveles con taladros largos, la producción del mineral se ha incrementado de 702 TM por día a 1 272 TM por día en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

SEGUNDA: Aplicando el método de explotación de Cámaras y Pilares se ha logrado solamente una producción de 702 TM de mineral por día en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

TERCERA: Al utilizar el Sistema de explotación por Subniveles con taladros largos, se ha logrado una producción de 1 272 TM de mineral por día, en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno SAC.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Se recomienda realizar el estudio del rendimiento y disponibilidad mecánica de los equipos lo cual da eficiencia en el proceso del ciclo de minado para mantener el ritmo de producción de 1 272 TM/día con la explotación por Subniveles con taladros largos en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

SEGUNDA: Se recomienda realizar el estudio del sistema de ventilación en los tajeos con dimensiones amplias y labores de avances profundas con el objetivo de ser eficientes en el ciclo de minado de la explotación por Subniveles con taladros largos en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

TERCERA: Se recomienda la actualización constante del estudio de caracterización geomecánica del macizo rocoso para el control de las cajas, corona y hastiales de los tajeos de producción (labores temporales), esto ayudara al control de la estabilidad tanto en la corona, cajas y hastiales del tajeo en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno SAC.

BIBLIOGRAFÍA

- Atlas Copco. (2007). Manual del operario del jumbo Atlas copco. Lima, Perú: 15-25.
- Barton, N., Lien, R. & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock mechanics.6(4), 189-236.
- Beltran, R. (2017). *Informe sobre Explotación por Subniveles en Cuerpo mineralizado*. Untuca- Sandia.
- Bieniawski, Z. T. (1973). *Engineering classification of jointed rock masses*. South Africa: Civil Engineer in South Africa, 15(12).
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. John Wiley & Sons, Inc.
- Cabello, N. N. (2008). *Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca, Ayacucho*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Camac, E. A. (2010). Manual de Tecnología de Explosivos. Puno, Perú: Edición Universitaria.
- Camac, E. A. (2010). Manual de Voladura de Rocas. Puno, Perú: Edición Universitaria.
- Carnero, E. G. (2012). Clasificación Geomecánica de macizos rocosos. Puno, Peru: Edición Universitaria.
- Castillo, J. E. (2014). *Aplicación del método de minado Cut and fill Stopping en la empresa minera Los queñuales*. Lima: Informe de suficiencia. UNI.
- Charaja, F. (2011). *El MAPIC en la metodología de investigación*. Puno, Perú: Sagitario.

- Cordova, N. D. (2008). *Geomecánica en el minado subterráneo: caso Condestable*. Lima, Perú: Tesis EPG-UNI.
- Cordova, N. D. (2013). Dimensionamiento del minado masivo tajeos por Subniveles con pilares corridos. *Ingeopres: Recuperado de: <https://dialnet.unirioja.es>. ISSN 1136-4785, N° 224, 46-51.*
- Curo, E. (2015). *Método, selección y diseño para minado por Cámaras y Pilares de mantos auríferos de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- DCR Ingenieros S.R.Ltda. (2016). *Evaluación Geomecánica para el minado masivo mediante Subniveles con taladros largos y Pilares corridos*. Lima, Peru.
- Deere, D. (1988). *The rock quality designation (RQD) index in practice. In Rock classification systems for engineering purposes. ASTM International.* ASTM International.
- Estudios Mineros del Peru SAC. (2011). *Manual de Minería*. Lima, Peru.
- EXSA. (2005). *Perforación y voladura*. Lima, Perú. (5ta edición).
- FAMESA. (2017). *Voladura en minería subterránea. 3ra edicion*. Lima, Perú: Recuperado en <http://www.famesa.com.pe>.
- Gonzales, M. R. & Velasquez, M. (2012). *Explotación de un cuerpo mineralizado por Subniveles con taladros largos en la Unidad de producción Uchucchacua*. Huancavelica, Perú: Universidad Nacional de Huancavelica.
- Gutierrez, D. F. (2014). *Aplicación del método de explotación Sub Level Stopping en manto Cobriza*. Lima, Peru: Universidad Nacional de Ingenieria.

- Herrera, H. G. (2007). *Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas*.
Universidad Politecnica de Madrid. Departamento de Explotacion de Recursos
Minerales y Obras Subterraneas.
- Jimeno, C. L. & Jimeno, E. L. (1994). *Manual de Perforación y Voladura de rocas*.
Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid: I.S.B.N.:84-7840-0.
- Laubacher, G. (1978). *Geología de la Cordillera Oriental y el Altiplano al norte y
noroeste del lago Titicaca (Perú)*. Vol. 3. Ediciones IRD.
- Laubscher, D. H. (1990). *A geomechanics classification system for the rating of rock mass
in mine design*. *Journal of the Southern African Institute of Mining and
Metallurgy*. 90(10), 257-273.
- Laufer, G. (1958). *Clasificación de montaña para el Stol Lenbau*.
- Mallco, F. Y. (2014). *Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir
costos de operación en la zona esperanza - Cía. minera Casapalca S. A*.
Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica.
- Monje, C. A. (2011). *Metodología de la Investigación cuantitativa y cualitativa*.
Universidad Surcolombiana: Facultad de Ciencias Sociales y Humanas.
- Muñoz, M. M. (2006). *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2
000 TMD a 3 000 TMD*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Palomino, U. (2007). *Minado por Subniveles con taladros largos en cuerpos y vetas
Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de producción
Uchuchacua*. Ayacucho - Perú: Universidad Nacional de San Cristóbal de
Huamanga- Ayacucho.

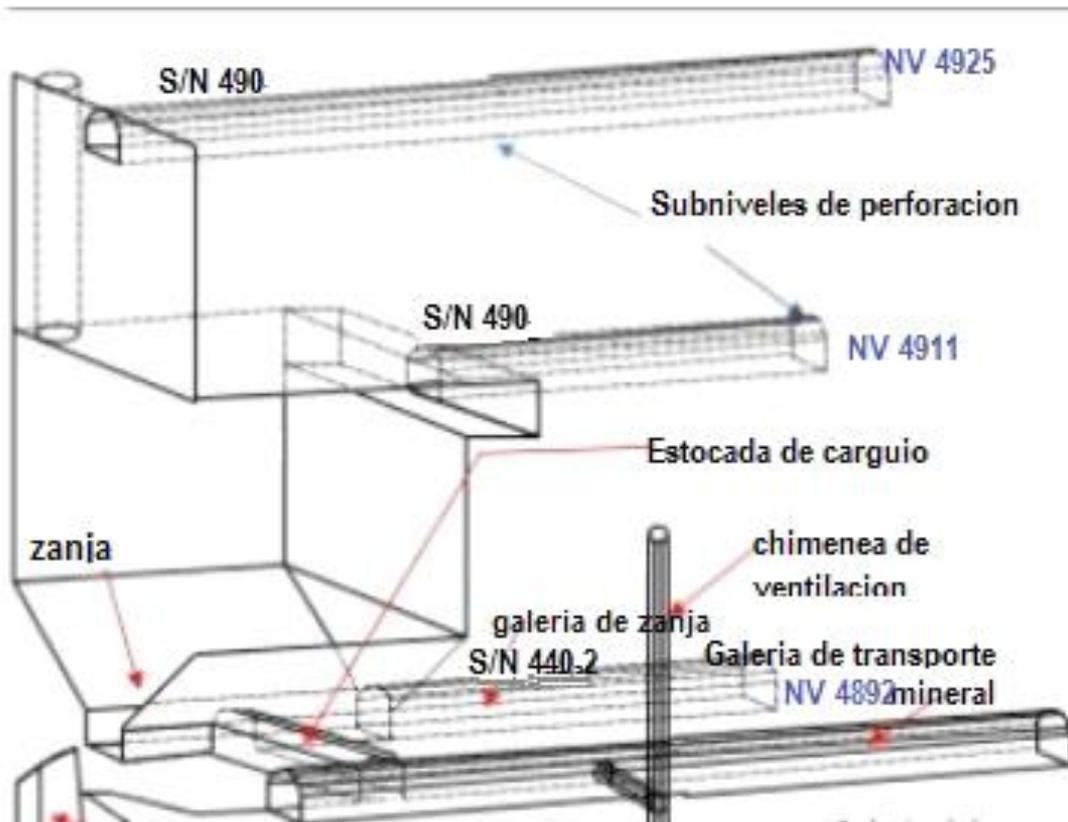
- Rivera, E. F. (2015). *Método de minado Sublevel Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna S.A. – Ayacucho*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Sáforas, J. F. (2012). *Evaluación técnica económica del minado por Subniveles con taladros largos en mantos para incrementar la producción - U.E.A. Colquijirca de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Huancayo - Perú: Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Sanga, C. F. (2014). *Alternativas de técnicas de perforación en minas subterráneas empleando taladros largos*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano .
- Terzaghi, K. (1946). *Rock defects and loads on tunnel supports*.
- Wickman, G., Tiedemann, H. & Skinner, E. (1972). *Support determinations based on geological prediction. Noerth American rapid excavation and tunneling conference*. Chicago: Precedings 4 JM.

ANEXOS

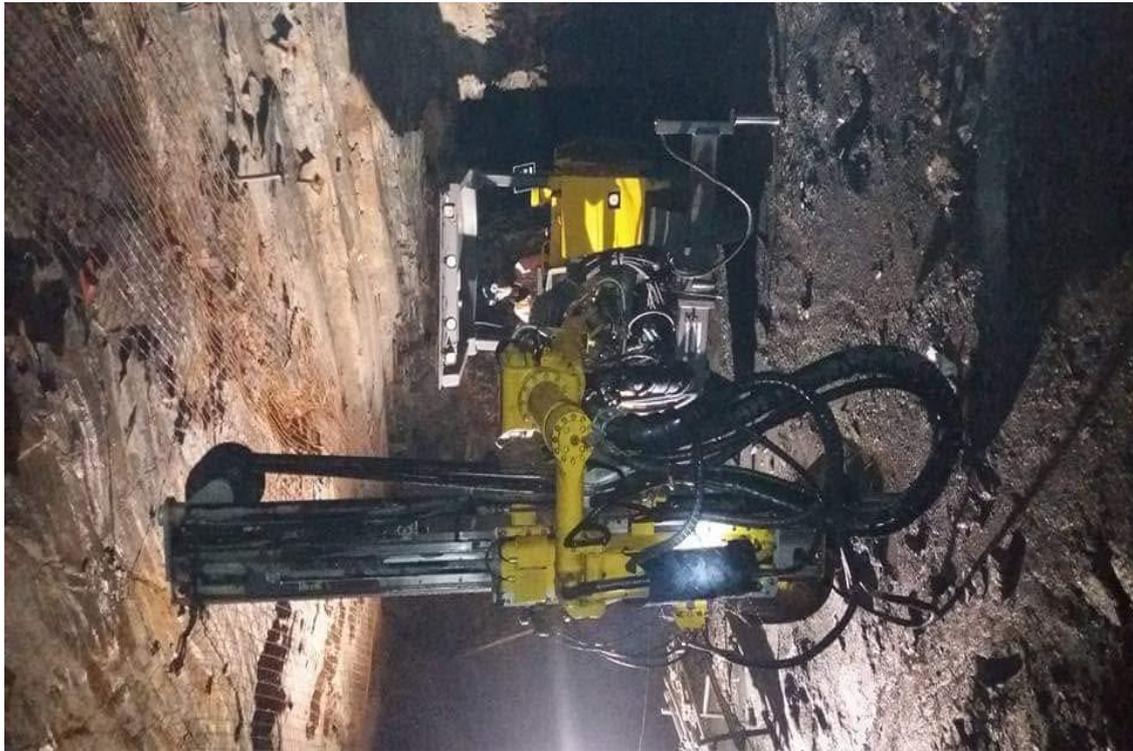
Anexo 1: Plano de ubicación minera Cori Puno SAC



Anexo 2: Perforación de galería 6N



Anexo 3: Perforación con TALADROS LARGOS en Tajeo 11

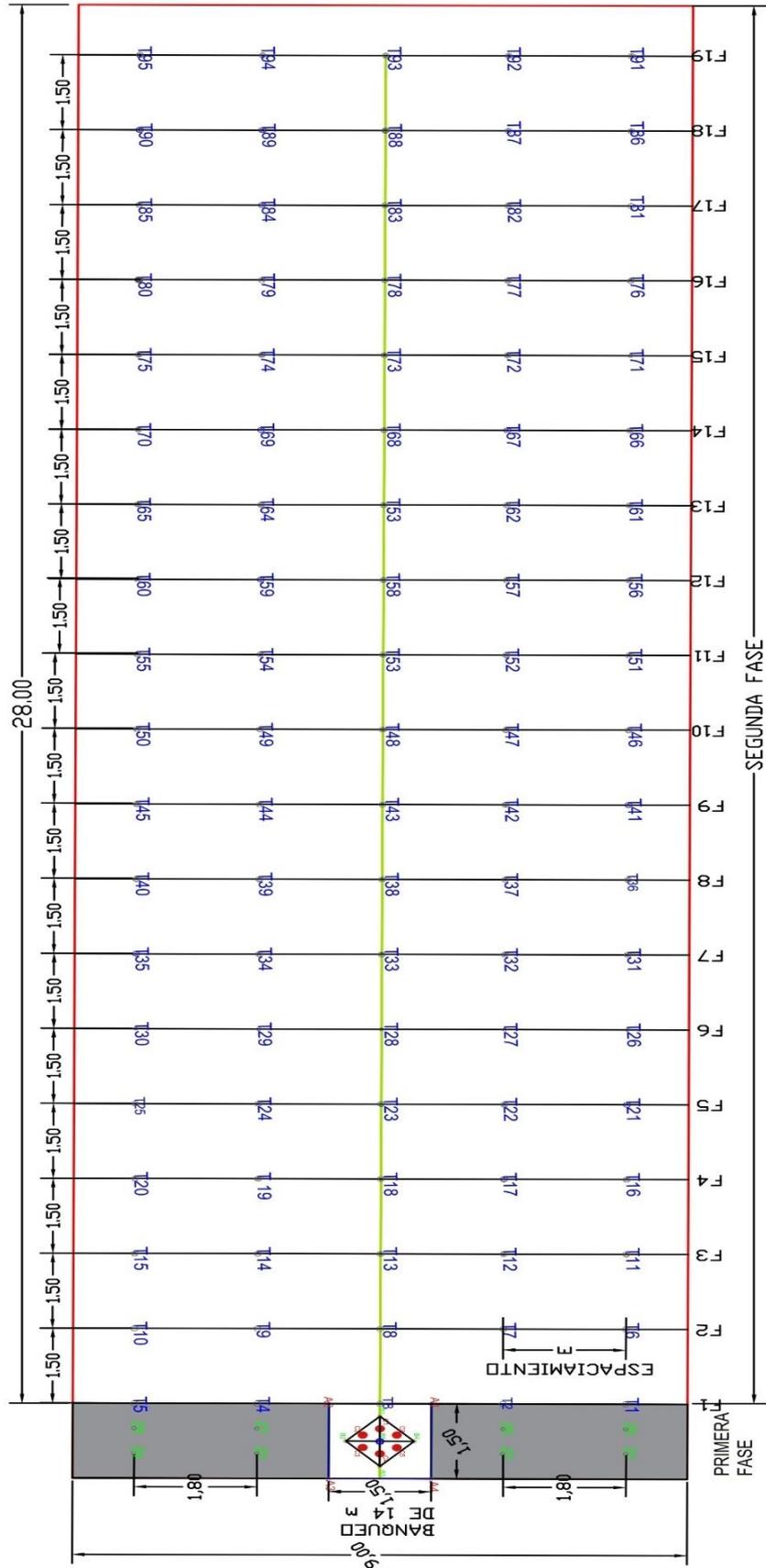


Anexo 4: Preparación para explotación por Subniveles

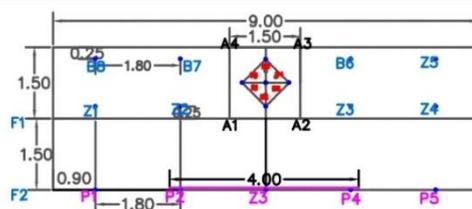
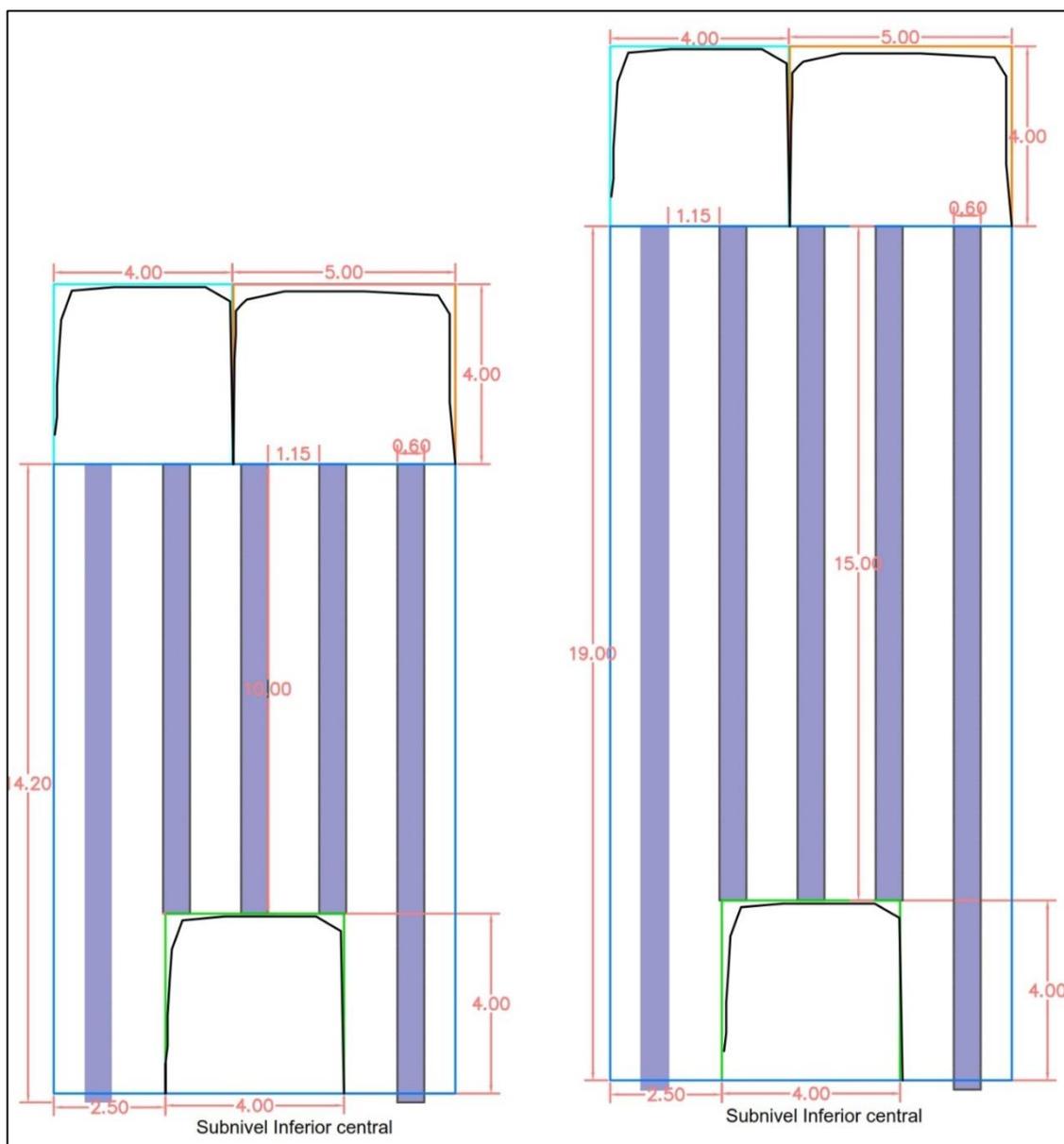
Ítem	Labor	Tipo	Nv	secc.(m ²)	Dist(m)	Unid (m)
1	Perforación S/N 425 S Y N	PRE	4892	3,0 x 3,0	130	m
2	Perforación S/N 440 S Y N	PRE	4925	3,0 x 3,0	120	m
3	Perforación S/N 490 S Y N	PRE	4949	3,0 x 3,0	120	m
4	Cx de refugio para limpieza CX 335	PRE	4870	3,0 x 3,0	10	m
5	Cx de refugio para limpieza CX 440	PRE	4892	3,0 x 3,0	10	m
6	Cx de refugio para limpieza CX 425	PRE	4925	3,0 x 3,0	10	m
7	CH de reconocimiento CH 335	PRE	4870	1,5 X 1,5	25	m
8	CH de reconocimiento CH 440	PRE	4892	1,5 X 1,5	25	m
9	By Pass 335	PRE	4870	3,5 x 3,5	40	m
10	By Pass 440	PRE	4892	3,5 x 3,5	40	m
11	By Pass 425	PRE	4925	3,5 x 3,5	40	m
12	Rampa, Rampa -350	DES	4949	3,5 x 3,5	200	m
13	Galerías de Exploración Ga 6N y 7 N	EXPL	4925	4,0 x 4,0	110	m
14	Galerías de Exploración Ga 11 S Y N (3)	EXPL	4892	4,0 x 4,0	300	m
15	Galerías de Exploración Ga 12 S YN (3)	EXPL	4892	4,0 x 4,0	270	m
16	Galerías de preparación Ga 13 S Y N (3)	EXPL	4892	4,0 x 4,0	270	m
Total avance		EXPL	Total		1720	m

Anexo 5: Slot, zanja y taladros de producción

MALLA DE PERFORACION DEL SLOT, ZANJA Y TALADROS DE PRODUCCION EN TALADROS LARGOS



Anexo 6: Malla de perforación



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO		
PLANEAMIENTO : Ing. Juan Villanueva	ESTANDAR MALLA PERFORACION SLOT VCR ROMBICA	ZONA : POMARANI
REVISADO: Ing Heber Huaynate		LABOR : TJ 11
APROBADO : Ing. Juan Villanueva	FECHA : ENERO - 18	ESCALA : INDICADA

Anexo 8: Resultados del laboratorio mecánica de rocas de PUCP

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA
Sección Ingeniería de Minas



ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ensayaron 8 probetas de mineral del sector Pomarani, 8 probetas de pizarras del sector Pomarani ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

Sector	Litología	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)
Pomarani	Mineral	A	6.32	13.10	51000.00	159.43	0.00
		B	6.32	13.17	39000.00	121.92	1.00
		C	6.32	13.20	48400.00	151.30	2.00
		D	6.32	13.29	56200.00	175.68	3.00
		E	6.32	13.00	16000.00	50.02	4.00
		F	6.32	12.47	57000.00	177.89	5.00
		G	6.32	13.19	58200.00	181.94	6.00
		H	6.32	13.26	59000.00	184.44	7.00

Anexo 9: Cuadros A, B, C y D: Sistema de clasificación geomecánica ponderada

A	PARAMETRO		FAJAS DE VALORES						
1	Resistencia de la roca	Índice de compresión puntiforme	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	No recomendable para 1 Mpa		
	Intacta	Resistencia a la compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 Mpa	5-25 Mpa	1,5 MPa	< 1 MPa
	Pesos		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100%	75-90%	50-75	25-50%	< 25%		
	Pesos		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las discontinuidades		> 2 m	0,6-2,0 m	20-60 cm	6-20 cm	< 6 cm		
	Pesos		20	15	10	8	5		
4	Padrón de las discontinuidades		Superficies muy rugosas y sin alteración; cerradas y sin persistencia	Superficies poco rugosas y levemente alteradas; abertura < 1 mm	Superficies poco rugosas y muy alteradas; aberturas < 1 mm	Superficies persistentes estriadas o espesuras del relleno < 5 mm o abertura de 1-5 mm	Persistentes con relleno de material arcillosos > 5 mm o abertura > 5 mm		
	Pesos		30	25	20	10	0		
5	Acción Del agua subterránea	Caudal de infiltración por 10 m de túnel	Nula	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min		
		o Relación $(\mu \sigma_1)^*$	Nula	0,0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		o Condiciones generales en el macizo	Completamente seca	Humedecido	húmedo	Goteamiento	Flujo abundante		
	Pesos		15	10	7	4	0		

* Relación entre la presión de agua en la discontinuidad y la tensión principal mayor

B DIRECCION DE LA DISCONTINUIDAD EN RELACION AL EJE DE LA EXCAVACIÓN							
Perpendicular				Paralela		Cualquier	
Buzamiento favorable			Buzamiento desfavorable		Buzamiento		Buzamiento
45° a 90°		20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°	45° a 90°	20° a 45°	0° a 20°
Muy favorable (no ajustar RMR)		Favorable	Moderado	Desfavorable	Muy desfavorable	Moderado	Desfavorable
Peso para	Túneles	- 2	- 5	- 10	- 12	- 5	- 10
Ajuste de	Fundaciones	- 2	- 7	- 15	- 25	- 7	- 15
RMR	Taludes	- 5	- 25	- 50	- 60	- 25	- 50

C	SUMATORIA DE LOS PESOS (FACTOR RMR)	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	≤ 20
		CLASE DEL MACIZO	I	II	III	IV
	CONDICION GENERAL	MUY BUENO	BUENO	REGULAR	MALO	MUY MALO

D	CLASE DE MACIZO	I	II	III	IV	V
	COHESION (KPa)	>400 KPa	300-400 KPa	200-300 KPa	100-200 KPa	< 100 KPa
	ANGULO DE ROZAMIENTO	< 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°
	TIEMPO MEDIO DE AUTOSUSTENTACION, DE CLARO LIBRE	10 años para 15 m de claro libre	6 meses para 8 m de claro libre	1 semana para 5 m de claro libre	10 horas para 2,5 m de claro libre	30 minutos para 1 m de claro libre.

Anexo 10: Caracterización geomecánica del macizo rocoso TJ 11

CLASIFICACION GEOMECANICA RMR									
EMPRESA:		CORI PUNO SAC		TIPO DE ROCA		PIZARRA			
UBICACION:		POMARANI TJ 11		PROGRESIVA		0-12m			
ESTUDIO:		CARACTERIZACION GEOMECANICA		CALCULADO POR:		GEOMECANICA CORI PUNO			
DIMENSION DE LA LABOR		4m x 9m x 30m		FECHA:		01/03/2018			
PARAMETROS		RANGO DE VALORES Y VALORIZACIONES					VALORIZACION		
RESIST. COMP. UNIAXIAL	>250-R6 (15)	100-250-R5 (12)	X	50-100-R4 (7)	25-50-R3 (5)	<25(2)-R2, <5(1)-R1	1	7	
RQD (%) (fracts.)	90-100 (2-5) (20)	75-90 (6-12) (17)		50-75 (12-20) (13)	25-50 (>20 frac) (8)	<25 (Bxdo)	(3)	2	17
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)		0,2-0,6 (10)	X	0,06-0,2 (8)	(5)	3	8
PERSISTENCIA	<1m long. (6)	X	1-3 m long. (4)	3-10 m (2)		>20 m (1)	(0)	4A	4
APERTURA	Cerrada (6)	X	<0.1 mm apert (5)	0.1-1.0 mm (4)		>5mm (1)	(0)	4B	5
RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig. Rugosa (3)	Espejo de falla (0)	4C	3	
RELLENO	Limpia (6)	X	Duro < 5mm (4)		Suave <5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	4	
ALTERACION	Sana (6)		Lig. Alterada. (5)	X	Mod. Alterad (3)	Descompuesta (0)	4E	3	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)		Humeda (10)	X	Mojado (7)	Flujo (0)	5	7	
58									
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0				
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				
CORRECCION POR ORIENTACION									
Rumbo perpendicular al eje de tunel		Rumbo paralelo al eje de tunel							
Penetracion en el sentido del rumbo		Penetracion contra el rumbo							
Echado favorable	45ª - 90ª	Echado favorable	45ª - 90ª	Echado favorable	45ª - 90ª	Echado favorable	45ª - 90ª	Echado favorable	45ª - 90ª
Muy favorable	0	Muy favorable	-5	Muy favorable	-10	Muy favorable	-12	Muy favorable	-5
	-2		-5		-10		-12		-5
RMR CORREGIDO CON AJUSTE POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES									
53									
SUB - TIPO									
RECOMENDACIONES									

Anexo 11: Cartilla geomecánica Cori Puno

<p>Cori Puno SAC CARTILLA GEOMECÁNICA Version 5 - 2018</p>				
GSI	TIPO	CODIGO	CONDICIONES SUPERFICIALES	
70 - 85	I		CONDICIONES SUPERFICIALES BUENA (B) RUGOSA ESCALONADA, FRESCA MUY RUGOSA, LEVEMENTE ALTERADA (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA/BARRETILLA)	REGULAR (R) RUGOSA Y LEVEMENTE METEORIZADA RUGOSA, MODERADAMENTE ALTERADA Y ABIERTA (SE ROMPE CON 2-3 GOLPES DE PICOTA O BARRETILLA)
54 - 70	II			
47 - 54	III-A			
40 - 47	III-B			
25 - 40	IV			
< 25	V			
CONDICIONES ESTRUCTURALES			POBRE (P) LISA MODERADAMENTE METEORIZADA LISA, MUY ALTERADA Y ABIERTA (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	
FRACTURADA (F) BLOQUES DE GRAN ESPESOR O ESTRATOS GRUESOS, FORMADOS POR 2 O 3 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (RQD: 51 - 75) (6 A 12 FRACTURAS/M2)			I II III-A III-B IV V	
MUY FRACTURADA (MF) ESTRATOS GRUESOS CON ESTRATOS FINOS INTERCALADOS, 3 O 4 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (RQD: 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS/M2)			N/A	
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) ESTRATOS FINOS CON MUCHAS DISCONTINUIDADES FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES, (RQD: < 25) (MAS 20 FRACTURAS/M2)			N/A	
TRITURADA (T) TECTONICAMENTE DISTORSIONADA, INTENSAMENTE PLEGADA CON ESTRUCTURAS ROTAS Y FRACTURADAS DENTRO DE ELLA. (SIN RQD)			N/A	

Anexo 12: Costos Unitarios Cori Puno

PRECIO UNITARIO DE MINADO POR TALADROS LARGOS CORI PUNO SAC.				
LONG HOLE DRILLING CON SIMBA S7D				
PARTIDA	LONG HOLE DRILLING	PU		US\$/TON
	CON SIMBA S7D	Burden	1,5	ml
DIMENSIONES	9m x 46m x 10 m	Espaciamiento	1,8	ml
UNIDAD DE MEDIDA	Ton	Longitud de banqueo	10	m
TIPO DE MATERIAL	Mineral	N° taladros perf. 2,5"	179	tal/panel
TIPO DE ROCA	III	N° taladros rimados 4"	6	tal/Slot
INCLUYE	Equipos: simba, Scoop, limpieza hasta 150m	N° taladros disparados 2.5"	173	tal/panel
FECHA DE ELABORAC.	mar _ 2017	N° taladros de zanja 2,5"	8	tal/panel
TIPO DE CAMBIO	3,25	N° taladros de producción 2,5"	150	tal/panel
		Eficiencia de voladura	95%	
		Volumen roto	4859	m3/panel
		Tonelaje roto	13120	ton/panel
		Mts total	2087	mts/panel
		Tonelaje por metro perforado	6.29	TM/m perf.
		Factor de potencia	0,3	Kg/TM
		Rendimiento Scoop	73,57	TM/hr
		Velocidad de perforación	21	m perf/hr
		Horas perforadas. por guardia	6	Hr/gdia
		Rendimiento por taladro	73,3	TM/tal
		Vida de barra 5	350	m perf/pza
		Vida broca 64mm	350	m perf/pza
		Vida de broca Rimadora 127 mm	400	m perf/pza
		Vida de Shank	2500	m perf/pza
ITEM	DESCRIPCION	PRECIO UNITARIO	COSTO US\$	TOTAL US\$/TON
1. MANO DE OBRA				
	SUB TOTAL		6 164,14	0,47
2. IMPLEMENTOS				
	SUB TOTAL		106,66	0,01
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS				
	SUB TOTAL		5 265,54	0,4
4. EXPLOSIVOS				
	SUB TOTAL		3 547,11	0,27
5. EQUIPOS				
	SUB TOTAL		24 653,09	1,88
GASTOS DIRECTOS				
				3,03
6. GASTOS INDIRECTOS				
	TOTAL, COSTO (US\$/TM) SIMBA + SCCOP			3,54
	Total, explotación			2,15
	Total, acarreo			1,39

Anexo 13: Cálculo del burden y espaciamiento del Tajeo 11 según Konya

$$B = 0,012 * \left(\frac{2xSGe}{SGr} + 1,5 \right) * De$$

Datos:

Diámetro del taladro : 2 pulg ½, 63,5 mm

Densidad del explosivo : 1,2 (gr/cm³)

Densidad de la roca : 2,3 (gr/cm³)

Diámetro del explosivo (mm) : 51 mm

Reemplazamos en la ecuación 1.

$$B = 0,012 \left(\frac{2 * 1,2}{2,3} + 1,5 \right) 51mm * 0,95$$

Por lo tanto, el burden práctico 1.

$$B1 = 1,48 \text{ m}$$

Para calcular el burden 2 lo hacemos con la fórmula:

$$B2 = 8x10^{-3}x De x \sqrt[3]{\frac{Stv}{SGr}}$$

$$B2 = 8x10^{-3}x 51 x \sqrt[3]{\frac{100}{2,3 \text{ gr/cm}^3}} \text{ Reemplazando:}$$

$$B2 = 1,51 \text{ m}$$

Corrección por Factor: Ks * B. Cálculo de burden final para avance.

Reemplazando:

$$B = 1,3 \times 1,51\text{m}$$

$$B = 2,0 \text{ m}$$

Por análisis y criterio del terreno: para tajeo es -0.5m

$$B \text{ final} = B2 - 0,5\text{m}$$

$$B \text{ final} = 1,5 \text{ m}$$

Cálculo del espaciamiento de malla.

Espaciamiento = *Bfinal* * 1,12 , Reemplazando:

$$E = 2 \times 1,12$$

$$E = 2,2 \text{ es para desmonte}$$

Para mineral por criterio de la misma forma -0.4m

$$\text{Espaciamiento final} = 2,2 - 0,4$$

$$\text{Espaciamiento final} = 1,8 \text{ m}$$

Anexo 14. Tiempos de la perforación taladros de producción

N° Taladro	Tiempo de posicionamiento (min)	Tiempo de perforacion efectiva (min)	Tiempo de acople entre barras (min)	Tiempo de recu-peracion barras (min)	Tiempo de ciclo (min)	Tiempo muerto	Observacion
1	0:00:47	0:10:16	0:00:20	0:00:40	0:12:03	0:08:49	Indicacion
2	0:00:48	0:10:17	0:00:21	0:00:41	0:12:07		supervisor
3	0:00:40	0:10:15	0:00:20	0:00:42	0:11:57		
4	0:00:48	0:10:09	0:00:22	0:00:32	0:11:51		
5	0:00:46	0:10:14	0:00:21	0:00:31	0:11:52		
6	0:00:50	0:10:19	0:00:23	0:00:30	0:12:02	0:05:37	inspeccion
7	0:00:52	0:10:24	0:00:22	0:00:32	0:12:10		
8	0:00:54	0:10:19	0:00:25	0:00:34	0:12:12		
9	0:00:55	0:10:19	0:00:24	0:00:35	0:12:13	0:10:18	cambio de broca
10	0:00:52	0:10:34	0:00:25	0:00:32	0:12:23		
11	0:00:54	0:10:51	0:00:28	0:00:34	0:12:47		
12	0:00:55	0:10:43	0:00:27	0:00:35	0:12:40		
13	0:00:54	0:11:47	0:00:30	0:00:34	0:13:45		
14	0:00:59	0:11:47	0:00:28	0:00:39	0:13:53		
15	0:00:57	0:11:32	0:00:24	0:00:37	0:13:30		
16	0:00:58	0:11:32	0:00:21	0:00:38	0:13:29		
17	0:00:50	0:11:44	0:00:23	0:00:30	0:13:27		
18	0:00:52	0:11:19	0:00:28	0:00:32	0:13:11		
19	0:00:51	0:11:20	0:00:27	0:00:31	0:13:09		
20	0:00:50	0:11:19	0:00:22	0:00:30	0:13:01		
21	0:00:52	0:10:43	0:00:26	0:00:32	0:12:33	0:05:18	baja presion de agua
22	0:00:57	0:10:34	0:00:25	0:00:37	0:12:33		
23	0:00:58	0:10:51	0:00:28	0:00:30	0:12:47		
24	0:00:50	0:10:43	0:00:27	0:00:30	0:12:30	0:08:49	Indicacion supervisor
25	0:00:52	0:11:47	0:00:30	0:00:32	0:13:41		
26	0:00:51	0:11:47	0:00:28	0:00:37	0:13:43		
27	0:00:50	0:11:32	0:00:24	0:00:38	0:13:24		
28	0:00:52	0:11:32	0:00:21	0:00:30	0:13:15		
29	0:00:54	0:11:44	0:00:23	0:00:32	0:13:33		
30	0:00:55	0:11:19	0:00:28	0:00:31	0:13:13		
31	0:00:52	0:11:20	0:00:27	0:00:38	0:13:17		
32	0:00:58	0:11:19	0:00:22	0:00:40	0:13:19		
33	0:00:55	0:10:43	0:00:26	0:00:41	0:12:45		
34	0:00:54	0:10:34	0:00:25	0:00:55	0:12:48		
35	0:00:59	0:10:51	0:00:28	0:00:52	0:13:10		
36	0:00:57	0:10:43	0:00:27	0:00:44	0:12:51		
37	0:00:58	0:11:47	0:00:30	0:00:45	0:14:00		
38	0:00:50	0:11:47	0:00:28	0:00:44	0:13:49	0:07:18	otros
39	0:00:52	0:11:32	0:00:24	0:00:49	0:13:37		
40	0:00:51	0:11:32	0:00:21	0:00:47	0:13:31		
41	0:00:50	0:11:44	0:00:23	0:00:48	0:13:45		
42	0:00:52	0:11:19	0:00:28	0:00:40	0:13:19		
43	0:00:57	0:11:20	0:00:27	0:00:42	0:13:26		
44	0:00:53	0:11:19	0:00:22	0:00:41	0:13:15		
45	0:00:50	0:10:43	0:00:26	0:00:40	0:12:39		
46	0:00:52	0:10:34	0:00:25	0:00:43	0:12:34		

N° Taladro	Tiempo de posicionamiento (min)	Tiempo de perforacion efectiva (min)	Tiempo de acople entre barras (min)	Tiempo de recu-peracion barras (min)	Tiempo de ciclo (min)	Tiempo muerto	Observacion
47	0:00:51	0:10:51	0:00:28	0:00:47	0:12:57		
48	0:00:50	0:10:43	0:00:27	0:00:48	0:12:48	0:09:18	Indicacion supervisor
49	0:00:52	0:11:47	0:00:30	0:00:47	0:13:56		
50	0:00:54	0:11:47	0:00:28	0:00:48	0:13:57		
51	0:00:59	0:11:32	0:00:24	0:00:40	0:13:35		
52	0:00:58	0:11:32	0:00:21	0:00:43	0:13:34		
53	0:00:53	0:11:44	0:00:23	0:00:41	0:13:41		
54	0:00:58	0:11:29	0:00:28	0:00:40	0:13:35		
55	0:00:57	0:11:20	0:00:27	0:00:44	0:13:28		
56	0:40:59	0:11:19	0:00:22	0:00:45	0:53:25		
57	0:40:57	0:10:43	0:00:26	0:00:45	0:52:51		
58	0:00:54	0:10:34	0:00:25	0:00:42	0:12:35		
59	0:00:53	0:10:51	0:00:28	0:00:44	0:12:56	0:06:28	desconexion electricas
60	0:00:55	0:10:43	0:00:27	0:00:45	0:12:50		
61	0:00:57	0:11:37	0:00:30	0:00:44	0:13:48		
62	0:00:51	0:11:47	0:00:28	0:00:49	0:13:55		
63	0:00:52	0:11:32	0:00:24	0:00:47	0:13:35		baja presion de agua
64	0:00:57	0:11:32	0:00:21	0:00:48	0:13:38	0:05:35	
65	0:00:58	0:11:44	0:00:23	0:00:40	0:13:45	0:08:49	
66	0:00:51	0:11:19	0:00:28	0:00:42	0:13:20		
67	0:00:55	0:11:20	0:00:27	0:00:41	0:13:23		
68	0:00:58	0:11:19	0:00:22	0:00:40	0:13:19		
69	0:00:50	0:10:43	0:00:26	0:00:48	0:12:47		
70	0:00:52	0:10:34	0:00:25	0:00:47	0:12:38		
71	0:00:54	0:10:51	0:00:28	0:00:47	0:13:00		Indicacion supervisor
72	0:00:55	0:10:43	0:00:27	0:00:48	0:12:53		
73	0:00:52	0:11:47	0:00:30	0:00:40	0:13:49		
74	0:00:54	0:11:47	0:00:28	0:00:48	0:13:57		
75	0:00:55	0:11:32	0:00:24	0:00:41	0:13:32		
76	0:00:54	0:11:32	0:00:21	0:00:40	0:13:27	0:09:18	cambio de broca
77	0:00:59	0:11:44	0:00:23	0:00:42	0:13:48		
78	0:00:57	0:11:19	0:00:28	0:00:44	0:13:28		
79	0:00:58	0:11:20	0:00:27	0:00:45	0:13:30		
80	0:00:56	0:11:19	0:00:22	0:00:42	0:13:19	0:04:18	
81	0:00:52	0:10:43	0:00:26	0:00:44	0:12:45		
82	0:00:51	0:10:34	0:00:25	0:00:45	0:12:35		
83	0:00:50	0:10:51	0:00:28	0:00:44	0:12:53		
84	0:00:52	0:10:43	0:00:27	0:00:49	0:12:51	0:04:18	baja presion de agua
85	0:00:52	0:11:47	0:00:30	0:00:47	0:13:56		
86	0:00:54	0:11:47	0:00:28	0:00:48	0:13:57		
87	0:00:54	0:11:32	0:00:24	0:00:44	0:13:34		
88	0:00:55	0:11:32	0:00:21	0:00:46	0:13:34		
89	0:00:52	0:11:44	0:00:23	0:00:41	0:13:40		
90	0:00:54	0:11:19	0:00:28	0:00:40	0:13:21		
91	0:00:55	0:11:20	0:00:27	0:00:42	0:13:24		
92	0:00:52	0:11:19	0:00:22	0:00:47	0:13:20		
93	0:00:54	0:10:43	0:00:26	0:00:45	0:12:48		
94	0:00:54	0:11:47	0:00:28	0:00:46	0:13:55		
95	0:00:56	0:11:32	0:00:24	0:00:48	0:13:40		
Total	2:44:45	17:42:08	0:40:13	1:05:05	22:12:11	1:34:13	1:34:13
Promed	0:01:44	0:11:11	0:00:25	0:00:41	0:14:01	0:07:15	