

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



TESIS

**DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA YUMPAG PARA LA  
OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS, COMPAÑÍA DE  
MINAS BUENAVENTURA, REGIÓN DE PASCO**

**Presentado por:**

**Br. GOMEZ MENDOZA SAUL ALVARO**

**Para optar al:**

**Título Profesional de Ingeniero de Minas.**

**Asesor:**

**Mgt. Raimundo Molina Delgado.  
CUSCO – PERÚ**

**2021**

## DEDICATORIA

Quiero dedicar este trabajo a las personas más importantes que me han acompañado en mi vida y a quienes les debo todo lo que soy. A Luz, mi madre, quien me enseñó a nunca rendirme, quien me apoyó tanto en los buenos como en los malos momentos y quien guio mis pasos desde pequeño, Alex, mi padre, quien me brindó su apoyo incondicional en todo momento y supo corregirme con firmeza y cariño.

## AGRADECIMIENTO.

En primer lugar, quiero agradecer a Dios, por haberme bendecido con tantos logros y éxitos, a mi familia por haberme inculcado el deseo de superación y quienes me han acompañado en todo momento, a la Escuela de Minas de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a los docentes de la universidad pues en sus aulas me formé no sólo en lo académico, sino también en lo personal.

## INDICE

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTO.....	II
PRESENTACION.....	XII
INTRODUCCION.....	XIII
RESUMEN.....	XIV
<b>CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....</b>	<b>1</b>
1.1    DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	1
1.2    FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	3
1.2.1    PREGUNTAS DE INVESTIGACIÓN.....	3
1.2.1.1    PROBLEMA GENERAL.....	3
1.2.1.2    PROBLEMAS ESPECÍFICOS:.....	3
1.3    OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.3.1    OBJETIVO GENERAL.....	4
1.3.2    OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	4
1.4    JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.4.1    JUSTIFICACION E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION.....	4
1.4.2    LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION.....	5
1.5    HIPÓTESIS.....	5
1.5.1    HIPÓTESIS GENERAL.....	5
1.5.2    HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	5
1.6    IDENTIFICACIÓN Y CLASIFICACIÓN DE LAS VARIABLES.....	6
1.6.1    VARIABLE DEPENDIENTE.....	6

1.6.2	VARIABLE INDEPENDIENTE.....	6
1.6.3	OPERACIONALIZACIÓN DE HIPÓTESIS, VARIABLES E INDICADORES.....	6
1.7	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....	7
1.7.1	TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	7
1.7.2	NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	7
1.7.3	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	7
1.7.4	RECOPIACIÓN DE LA INFORMACIÓN:.....	7
1.7.4.1	TÉCNICAS, INSTRUMENTO Y METODOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	8
<b>CAPITULO II: MARCO TEÓRICO.....</b>		<b>10</b>
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	10
2.2	BASES TEORICAS.....	11
2.2.1	CRITERIO DE ROTURA DE HOEK Y BROWN GENERALIZADO .....	11
2.2.2	CRITERIO DE ROTURA DE MOHR-COULOMB.....	13
2.2.3	MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG.....	16
2.3	MARCO CONCEPTUAL:.....	19
2.3.1	LABORES DE PROFUNDIZACIÓN.....	19
2.3.1.1	CHIMENEAS DE VENTILACIÓN.....	19
2.3.1.2	RAMPAS.....	20
2.3.2	PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA.....	24
2.3.2.1	PARÁMETROS DETERMINADOS.....	25
2.3.2.2	PARÁMETROS GEOTÉCNICOS DEL SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q (BARTON 1974).....	28
2.3.3	MAPEO GEOMECÁNICO.....	31

2.3.3.1.	MAPEO POR CELDAS.....	31
2.3.3.2.	LITOLOGÍA.....	33
2.3.3.3.	PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES. ....	33
2.3.3.4.	PARÁMETROS DE LA RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA.....	34
2.3.4	SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS.....	35
2.3.4.1	SOSTENIMIENTO ACTIVO.....	36
2.3.4.2	SOSTENIMIENTO PASIVO.....	36
2.3.4.3	TIPOS DE SOSTENIMIENTO.....	37
2.3.4.4	CONTROL DE CALIDAD DESPUÉS DE LA INSTALACIÓN.....	46
2.3.5	VENTILACION DE MINAS.....	49
2.3.5.1	CLASIFICACION DE VENTILADORES.....	50
2.3.5.2	RED DE VENTILACION.....	52

<b>CAPITULO III: DIAGNOSTICO DE OPERACIONES MINERAS Y AMBITO DE ESTUDIO.....</b>	<b>61</b>	
3.1	DESCRIPCION DE LA EMPRESA MINERA.....	61
3.2	PRODUCCION.....	62
3.3	TIPO DE OPERACION.....	62
3.4	AMBITO DE ESTUDIO.....	62
3.4.1	UBICACIÓN DEL YACIMIENTO.....	62
3.4.2	ACCESIBILIDAD.....	63
3.4.3	CLIMA Y VEGETACIÓN.....	64
3.4.4	FLORA Y FAUNA.....	64
3.4.5	FISIOGRAFÍA Y TOPOGRAFÍA.....	64

3.5	GEOLOGÍA REGIONAL.....	64
3.5.1	ESTRATIGRAFÍA.....	64
3.6	GEOLOGÍA LOCAL.....	66
3.6.1	UNIDADES LITOLÓGICAS.....	68
3.6.1.1	SEDIMENTARIOS.....	68
3.6.1.2	ROCAS INTRUSIVAS.....	70
3.7	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	72
3.7.1	PLEGAMIENTOS.....	73
3.7.2	FRACTURAMIENTO.....	73
3.7.3	FALLAMIENTO.....	74
3.8	GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	76
3.8.1	DESCRIPCIÓN DE ESTRUCTURAS MINERALIZADAS DE EMPLAZAMIENTO METASOMÁTICO.....	77
3.8.1.1	CUERPO CAMILA.....	77
3.8.1.2	CUERPO TOMASA.....	77
3.8.2	MINERALOGÍA.....	77
3.8.2.1	MINERAL DE MENA:.....	78
3.8.2.2	MINERALES DE GANGA.....	78
3.8.2.3	TEXTURAS MINERALOGICA.....	79
3.8.3	ALTERACIONES.....	79
3.8.3.1	ALTERACION PRODUCIDO POR EMPLAZAMIENTO DE INTRUSIVOS:..	79
3.8.4	RESERVAS MINERALES.....	80
<b>CAPITULO IV: DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA YUMPAG.....</b>		<b>82</b>

4.1	GENERALIDADES .....	82
4.2	DISEÑO DE LA RAMPA.....	83
4.2.1	LONGITUD DE LA RAMPA.....	85
4.2.2	GRADIENTE DE LA RAMPA.....	86
4.2.3	RADIO DE CURVATURA.....	86
4.2.4	SECCIÓN DE LA RAMPA.....	87
4.2.5	DISEÑO Y CÁLCULO DE CÁMARAS DE ACUMULACIÓN.....	88
4.3	METODOLOGIA DE CONSTRUCCION DE LA RAMPA.....	90
4.4	CICLO DE EXCAVACION DE RAMPA.....	91
4.5	PARAMETROS DE PERFORACIÓN.....	92
4.5.1	EQUIPO DE PERFORACIÓN Y ACCESORIOS.....	93
4.5.1.1	EQUIPO.....	93
4.5.1.2	ACCESORIOS.....	94
4.5.2	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.....	96
4.5.2.1	CÁLCULO DE DIÁMETRO VACÍO EQUIVALENTE (MÉTODO R. HOLMBERG).....	97
4.5.2.2	CÁLCULO DE AVANCE DE LABOR.....	97
4.5.2.3	CÁLCULOS PARA EL PRIMER CUADRANTE.....	98
4.5.2.4	CÁLCULOS PARA EL SEGUNDO CUADRANTE.....	101
4.5.2.5	CÁLCULOS PARA EL TERCER CUADRANTE.....	104
4.5.2.6	CÁLCULOS PARA EL CUARTO CUADRANTE.....	106
4.5.2.7	CÁLCULOS PARA EL QUINTO CUADRANTE.....	109
4.5.2.8	CÁLCULOS PARA EL SEXTO CUADRANTE.....	111

4.5.2.9	CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE.....	113
4.5.2.10	CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE CORONA.....	116
4.5.2.11	CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE HASTIALES.....	118
4.5.2.12	RESUMEN.....	122
4.5.3	VELOCIDAD DE PERFORACIÓN (VP).....	124
4.5.4	EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE PERFORACIÓN.....	124
4.5.5	TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN POR FRENTE.....	124
4.5.6	COSTO DE PERFORACION DEL FRENTE.....	126
4.6	DISEÑO DE VOLADURA.....	127
4.6.1	EXPLOSIVO Y ACCESORIOS FAMESA. (EMULNOR Y FANELES).....	127
4.6.1.1	EMULNOR.....	127
4.6.1.2	INICIADOR (FULMINANTE FANEL).....	128
4.6.1.3	CORDON DETOMANTE (PENTACORD).....	128
4.6.1.4	MECHA DE SEGURIDAD (CARMEX).....	129
4.6.1.5	MECHA RAPIDA.....	129
4.6.2	CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR DISPARO.....	131
4.6.2.1	CÁLCULO DE TACO.....	131
4.6.2.2	NUMERO DE CARTUCHOS PRIMER CUADRANTE.....	132
4.6.2.3	NUMERO DE CARTUCHOS SEGUNDO, TERCER Y CUARTO CUADRANTE.....	133
4.6.2.4	NUMERO DE CARTUCHOS QUINTO CUADRANTE.....	133
4.6.2.5	NUMERO DE CARTUCHOS SEXTO CUADRANTE.....	134
4.6.2.6	NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE ARRASTRE.....	135

4.6.2.7	NUMERO DE CARTUCHOS EN TALADROS DE CORONA.....	136
4.6.2.8	NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE HASTIALES.....	138
4.6.3	FACTOR POTENCIA.....	141
4.6.4	EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE VOLADURA.....	141
4.6.5	COSTO DE VOLADURA.....	142
4.7	CARGUIO-ACARREO.....	142
4.7.1	SCOOPTRAM CAT R1600 H SC.....	142
4.7.2	VOLQUETE VOLVO FMX 6x4R.....	143
4.7.3	TONELADAS ROTAS POR DISPARO.....	144
4.7.4	RENDIMIENTOS DE SCOOP.....	146
4.7.5	COSTO DE LIMPIEZA.....	149
4.8	DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.....	150
4.8.1	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	150
4.8.2	ANÁLISIS DE ESTADO TENSIONAL.....	151
4.8.3	MODELAMIENTO CON PHASE 2D.....	152
4.8.4	ANÁLISIS DE ESTEREOGRÁFICA.....	157
4.8.5	ANÁLISIS DE CUÑAS.....	160
4.8.6	SIMULACIÓN DE SOSTENIMIENTO.....	162
4.8.7	SHOTCRETE:.....	164
4.8.8	PERNOS HELICOIDALES.....	165
4.8.9	COSTO DE SOSTENIMIENTO.....	167
4.9	DISEÑO DE RED DE VENTILACION.....	170
4.9.1	REQUERIMIENTO DE AIRE.....	170

4.9.2	CAUDAL DE AIRE REQUERIDO PARA VENTILACION.....	171
4.9.2.1	CAUDAL DE AIRE SEGÚN PERSONAL.....	172
4.9.2.2	CAUDAL DE AIRE SEGÚN EQUIPOS.....	172
4.9.2.3	CAUDAL DE AIRE PARA DILUIR EXPLOSIVOS.....	173
4.9.2.4	CAUDAL REQUERIDO.....	173
4.9.3	CIRCUITO DE VENTILACIÓN.....	174
4.9.4	SIMULACIÓN DE RED DE VENTILACIÓN.....	176
4.9.4.1	VENTILADOR 90 000 CFM.....	176
4.9.4.2	VENTILADOR DE 60 000 CFM.....	177
4.9.5	RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN.....	177
4.9.6	COSTO DE VENTILADOR.....	178
4.10	DISEÑO DE RED DE BOMBEO.....	179
4.10.1	CAUDAL A EVACUAR.....	182
4.10.2	CALCULOS DE POTENCIA DE BOMBAS.....	182
4.10.2.1	CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE TOPE DE RAMPA A POZA 4. 182	
4.10.2.2	CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 4 A POZA 3.....	185
4.10.2.3	CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 3 A POZA 2.....	189
4.10.2.4	CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 2 A POZA 1.....	192
4.10.2.5	CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 1 A SUPERFICIE.....	195
4.10.3	RESUMEN.....	198
4.10.4	COSTO DE BOMBAS.....	198
<b>CAPITULO V: ANÁLISIS DE RESULTADOS.....</b>		<b>200</b>

5.1.	DATOS GENERALES.....	200
5.1.1	VALOR PRESENTE NETO .....	201
5.1.2	TASA INTERNA DE RETORNO .....	202
5.1.3	RELACIÓN BENEFICIO COSTO .....	202
5.2	COSTO DE PERFORACIÓN DE LA RAMPA.....	203
5.3	COSTO DE VOLADURA.....	206
5.4	COSTO DE LIMPIEZA DE RAMPA.....	207
5.5	COSTO DE SOSTENIMIENTO EN LA RAMPA.....	208
5.5.1	COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES. ....	208
5.5.2	COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE 2 PULG.....	210
5.6	COSTO DE DRENAJE.....	212
5.7	COSTO DE VENTILACIÓN.....	214
5.8	COSTO DE ENERGÍA.....	215
5.8.1	CÁLCULO DE COSTO DE GRUPOS ELECTRÓGENOS.....	215
5.8.2	COSTO DE COMBUSTIBLE.....	216
5.9	COSTO DE AIRE COMPRIMIDO.....	216
5.10	GASTOS GENERALES.....	217
5.11	RESUMEN DE COSTO TOTAL.....	219
5.12	EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	220
	<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>221</b>
	<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>222</b>
	<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>223</b>
	<b>INDICE DE TABLAS.....</b>	<b>226</b>

## **PRESENTACION**

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad la obtención del título profesional mediante la ejecución de la tesis “DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA YUMPAG PARA LA OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS, COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA, REGIÓN DE PASCO”.

Las empresas Mineras pasan por las actividades de la industria minera que son: Cateo, Prospección, Exploración, Explotación, Labor general, Beneficio, Comercialización y Transporte Minero.

La empresa de Minas Buenaventura en el proyecto Yumpag realizo exploraciones “sondajes mineros”, de los cuales se encontró yacimientos minerales.

La empresa de Minas Buenaventura diseña una labor de acceso a los yacimientos del proyecto Yumpag mediante una Rampa mecanizada la cual tendrá como finalidad acceder a los yacimientos para la extracción de estos recursos minerales.

## INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación denominado “DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA YUMPAG PARA LA OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS, COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA, REGIÓN DE PASCO”, es un proyecto para la construcción de una labor de acceso a las reservas minerales del ·Cuerpo Camila existentes en el proyecto Yumpag.

La presente tesis está dividida en 5 capítulos.

Capítulo I: “PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA” en la cual expondremos los problemas de la investigación, desarrolla objetivos y las Hipótesis, definimos también el tipo de investigación, recopilación de datos, población muestra, variables operacionales.

Capitulo II: “MARCO TEORICO”, este capítulo detalla los antecedentes de la investigación, y las bases teóricas a utilizar en la tesis.

Capitulo III. “DIAGNÓSTICO DE OPERACIONES MINERAS Y SU ÁMBITO DE ESTUDIO”, en este capítulo describimos a la empresa minera Buenaventura, el tipo de operación que se realiza en el Proyecto Yumpag y su ámbito de estudio.

Capítulo IV “DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA YUMPAG”, este capítulo desarrolla cálculos para determinar el diseño de la Rampa Yumpag: malla de perforación, diseño de voladura, carguío-Acarreo, diseño de sostenimiento para la Rampa Yumpag, Diseño de Ventilación, Diseño de Bombeo.

Capítulo V “ANÁLISIS DE RESULTADOS”, en este capítulo desarrollamos el cálculo de coste de construcción de la Rampa Yumpag y realizamos un análisis de costo beneficio respecto a las reservas minerales del “Cuerpo Camila”

## RESUMEN

El presente estudio de investigación está enfocado en realizar un estudio técnico-económico de factibilidad para la ejecución de una Rampa en el proyecto Yumpag que permita continuar con las exploraciones del Cuerpo Tomasa y extracción mecanizada de los minerales del cuerpo Camila, cabe mencionar que en el proyecto Yumpag existe una Rampa de sección 3.0m x 3.0m metros de una longitud de 100 metros aproximadamente que se realizó para trabajos exploratorios. Por lo que una vez determinadas las dimensiones y leyes del cuerpo Camila, fue necesario ampliar las secciones de la rampa de 3.0m x3.0m a una Rampa de secciones de 4.5m x 4.5m la cual es denominada Rampa Yumpag con una longitud de 2350 metros y pendiente de 12%.

La Rampa Yumpag de sección 4.5 m x 4.5 m es excavada mediante el método de sección completa con equipo de perforación Boomer M de 2 brazos y barra de perforación de 16 pies, la malla de perforación se diseñó mediante el método matemático de Holmberg, se realizó un estudio tensional del macizo rocoso y un análisis de cuñas para determinar el sostenimiento adecuado para la Rampa Yumpag concluyendo en un sostenimiento con Shotcrete de 2” con fibra metálica y Pernos Helicoidales de 8 pies espaciados a 1.5 m, realizamos la simulación de circuito de ventilación según el requerimiento de aire en la Rampa Yumpag.

La factibilidad del proyecto fue determinada mediante un análisis de Beneficio/Costo entre el cuerpo Camila y los costos de ejecución de la Rampa Yumpag en las que se incluyeron costos de Perforación, Voladura, Limpieza, Ventilación, Sostenimiento, Bombeo, Energía eléctrica, Energía Neumática (Compresor), determinándose la factibilidad del proyecto.

## **CAPÍTULO I:**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

Compañía de Minas Buenaventura es una de las principales empresas mineras polimetálicas en la región de Cerro de Pasco que viene operando en el distrito de Yanahuanca, provincia Daniel Alcides Carrión, departamento de Cerro de Pasco. Las exploraciones en el proyecto Yumpag dieron como resultado cuerpos mineralizados con gran potencial económico “Cuerpo Camila y Cuerpo Tomasa” para continuar con las exploraciones se realizó una Rampa de 3.0 x 3.0 de aproximadamente 100 metros de longitud inclinada, sin embargo, los resultados de análisis de leyes de mineral dieron los siguientes resultados del yacimiento principal “Cuerpo Camila” con recursos de 1.25 Millones de Toneladas con leyes de 25 oz/t Ag, 0.5% Pb y 20.9% Mn, por lo que surge la necesidad de diseñar una labor de acceso al cuerpo Tomasa para continuar con las exploraciones y al cuerpo Camila para proceder con las labores de preparación para su explotación.

La Rampa ejecutada de sección de 3.0 x 3.0 de 100 metros es una rampa netamente de exploraciones, sin embargo, no tiene las dimensiones para garantizar que las operaciones mineras se realicen de forma eficiente. Por lo que es necesario realizar el diseño y construcción de un Rampa de forma mecanizada que garantice la eficiencia en las operaciones mineras:

Por tales motivos existe la necesidad de diseñar un sistema de accesibilidad por Rampas a diferentes cotas. Asimismo, se debe establecer el diseño de los diferentes parámetros de construcción de la Rampa Yumpag como: la sección, gradiente y el equipamiento adecuado para su construcción. Estos Criterios de análisis y los parámetros de diseño necesarios crean la necesidad de determinar los estándares adecuados para el desarrollo de la Rampa Yumpag y un resultado técnico-económico de la construcción de la Rampa Yumpag.

Un punto importante en el sistema constructivo de la rampa es el sostenimiento de las labores en base al comportamiento de la roca y el estudio geomecánico. Estos parámetros por determinar ayudaran a identificar los diferentes tipos de sostenimiento:

- La optimización en la selección del tipo de sostenimiento.
- La correcta instalación de cada tipo de sostenimiento.

Existe la necesidad de evaluar, el proceso constructivo de las rampas, así como:

- La perforación de roca del frente.
- La voladura primaria y de contorno para no dañar la roca adyacente.
- La selección y uso adecuado de los explosivos.
- La elección del sostenimiento adecuado.
- La elección de bombas sumergibles para el proceso de bombeo.
- La selección de ventiladores para la Rampa
- Los costos de los materiales y los equipos y maquinarias.

- Los tiempos de construcción.
- Una mejor velocidad de avance.

Con el análisis y aplicación de este trabajo se podrá diseñar e implementar acciones conjuntamente con las áreas comprometidas, planteando ideas y sugerencias generadas por la experiencia y conocimiento del personal de la Empresa por lo que existe la imperiosa necesidad de la construcción de la Rampa Yumpag, para la optimización de labores de extracción.

## **1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1 PREGUNTAS DE INVESTIGACIÓN.**

#### **1.2.1.1 PROBLEMA GENERAL.**

P.- ¿Cómo es el proceso de Diseño, construcción y costos de operación de la Rampa Yumpag para la implementación de los procesos de explotación de los yacimientos Camila y Tomasa en Compañía de Minas Buenaventura, Región de Pasco?

#### **1.2.1.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS:**

P1.-¿Cuáles son las condiciones geológicas y geomecánicas para la profundización de minas mediante la rampa Yumpag en compañía de Minas Buenaventura?

P2.-¿Cómo es el sistema de planeamiento de las operaciones de construcción en la rampa Yumpag en compañía de Minas Buenaventura?

P3.-¿Cómo son los de costos unitarios en la construcción de la rampa Yumpag en compañía de minas Buenaventura?

### **1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.**

#### **1.3.1 OBJETIVO GENERAL.**

O.- Desarrollar el proceso de diseño y construcción de la rampa Yumpag con la finalidad de optimizar las operaciones mineras e implementar el sistema mecanizado en Compañía de Minas Buenaventura, Región de Pasco

#### **1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.**

O1.- Determinar los parámetros Geomecánicos para la construcción de la Rampa Yumpag en compañía de Minas Buenaventura.

O2.- Diseñar y determinar el proceso de la construcción de la Rampa Yumpag según los parámetros establecidos en compañía de Minas Buenaventura.

O3.- Determinar los costos operativos en la profundización de la Rampa Yumpag.

### **1.4 JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.**

#### **1.4.1 JUSTIFICACION E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION.**

El presente trabajo de investigación de tesis tiene como fin contribuir a la compañía de Minas Buenaventura a mejorar la extracción de mineral por labores inclinadas (rampas) para su mejor producción, minimizando la pérdida de tiempo y el costo de extracción.

Debido a dificultades topográficas del terreno, la perforación de sondajes se ha visto limitada en profundidad, por lo tanto, las actividades de perforación han sido suspendidas, no obstante, se manifiesta que las posibilidades de continuidad de la mineralización han quedado abiertas en la forma horizontal y en profundidad.

En consecuencia, el presente trabajo de investigación es muy importante y prioritario realizar la implementación de extracción mecanizada de mineral utilizando Rampas para incrementar la

producción de los niveles inferiores en menor tiempo así mismo disminuir los costos de extracción que influirá en la generación de utilidades en la empresa.

#### **1.4.2 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION.**

La ejecución de este proyecto a involucrado la participación de varias disciplinas: Ingeniería de Minas, Geología, Eléctrica, Sistemas, Civil, Ambiental, Economía y especialidades tales como la Geomecánica, Geotecnia, entre otras.

En el desarrollo del presente trabajo de investigación no hubo inconvenientes relevantes, una de las limitaciones fue el escaso conocimiento del caudal de agua a evacuar de la mina para realizar un circuito de bombeo, por lo tanto, el valor del caudal con el que se trabajo fue estimado en base nuestras experiencias, conocimientos y asesoramientos de excelentes profesionales de la rama minera.

### **1.5 HIPÓTESIS**

#### **1.5.1 HIPÓTESIS GENERAL.**

HP. - Con el diseño y construcción de la Rampa negativa Yumpag se podrá optimizar las operaciones mineras a través de la aplicación de la mecanización en el Proyecto Yumpag, Compañía de Minas Buenaventura, Región de Pasco.

#### **1.5.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS**

H1.- La evaluación geológica y geomecánica detallada facilitara la selección del tipo de sostenimiento apropiado para la Rampa Yumpag que nos garantice la estabilidad del macizo rocoso.

H2.- El diseño de ingeniería bien definido para la construcción de la Rampa Yumpag permitirá cumplir con los parámetros operacionales y de seguridad para lograr estándares establecidos en la compañía de Minas Buenaventura.

H3.- La evaluación de factibilidad económica mediante el método de beneficio/costos de la Rampa Yumpag concluiría en la viabilidad del proyecto.

## 1.6 IDENTIFICACIÓN Y CLASIFICACIÓN DE LAS VARIABLES.

### 1.6.1 VARIABLE DEPENDIENTE.

X: Construcción de la Rampa

### 1.6.2 VARIABLE INDEPENDIENTE.

X1: Condiciones Geomecánicas del Proyecto.

X2: Diseño de la Rampa.

X3: Método de Construcción.

X4: Geología económica del yacimiento.

X5: Costo de construcción de la Rampa.

### 1.6.3 OPERACIONALIZACIÓN DE HIPÓTESIS, VARIABLES E INDICADORES.

*Tabla 1*  
*Operacionalización de Variables*

<b>Operacionalización De Variables</b>		
<b>VARIABLES</b>	<b>DIMENSIONES</b>	<b>INDICADORES</b>
VARIABLE DEPENDIENTE		
Construcción de la Rampa	Costo de ejecución de la Rampa	Dolares (\$)
VARIABLE INDEPENDIENTE		
Condiciones Geomecánicas	Indice de Calidad de Roca Rock mass rating Estado Tensional de la Rampa	RQD RMR Esfuerzos (Mpa)
Ventilación de Rampa	Requerimiento de Aire	Pies cubicos por minuto (cfm)
Drenaje	Caudal de agua a evacuar	Litros por segundo
Costos	Costos de Operaciones Unitarias	Dolares (\$)

Fuente: Elaboración propia

## **1.7 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION**

### **1.7.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN.**

El trabajo de investigación por las características del estudio es de tipo aplicativo, de enfoque cuantitativa.

### **1.7.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN.**

El nivel de investigación es Descriptivo y analítico. Porque el estudio se refiere al desarrollo de las operaciones unitarias en la construcción de la Rampa Yumpag.

El método descriptivo tiene como objetivo describir y analizar sistemáticamente “lo que existe” con respecto a las variables o a las condiciones de una situación. En estos estudios se obtiene información acerca de las características y comportamiento actual o dentro de un periodo corto de tiempo, de los fenómenos, hechos y sujetos. (Ávila Acosta, 2001)

### **1.7.3 POBLACIÓN Y MUESTRA**

En nuestra investigación la muestra y la población está constituida por el proyecto en construcción de la Rampa negativa Yumpag, vecina en línea recta NE de la Mina Uchucchacua.

### **1.7.4 RECOPIACIÓN DE LA INFORMACIÓN:**

La metodología de trabajo de investigación siguió el siguiente procedimiento:

Recopilación y revisión de los estándares y presupuestos de las operaciones unitarias de minado y desarrollo, supervisión y control en campo de ejecución de la Rampa Yumpag.

Informe al personal sobre los resultados en técnicas de perforación y voladura como: marcado de malla, paralelismo de taladros, secuencia de salida y factores de carga.

Implementación de los estándares de perforación y voladura, sostenimiento, carguío y acarreo, así la implementación de servicios auxiliares: agua, aire comprimido, electricidad, ventilación de los frentes.

Datos de la supervisión y seguridad del proyecto, sobre los avances obtenidos y análisis de costos en cada proceso.

#### **1.7.4.1 TÉCNICAS, INSTRUMENTO Y METODOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

##### **a) TÉCNICAS**

Las técnicas y procesamiento de datos que se han utilizado son la parte esencial de los estudios como:

- Control de perforación en el frente de la construcción de la Rampa
- Control del carguío de explosivos en el frente de la construcción de la Rampa
- Control de la instalación de sostenimiento de la Rampa.
- Control de carguío y acarreo.
- Control de instalación de servicios auxiliares.

##### **b) INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

Los instrumentos que se utilizaron en el presente estudio son:

- Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia.
- Reporte de control de pies perforados.
- Reporte de explosivo utilizado por disparo.
- Reporte diario de operación por guardia.
- Reportes de formatos IPEC, ATS, PETAR, PETS.
- Reporte de los estándares de trabajo.
- Planos e informes.

##### **c) METODOS PARA EL PROCESAMIENTO DE DATOS**

- Parámetros de diseño de la rampa
- Diseño de malla de perforación y voladura
- Control de tiempo de perforación
- Análisis de resultados de la voladura.
- Diseño de Sostenimiento.
- Diseño de red de Ventilación.
- Costos de perforación y voladura.
- Costos de sostenimiento

- Costos de carguío y acarreo.
- Costo de operaciones auxiliares.
- Procesamiento con herramientas informáticas. Y otros.

**CAPITULO II:**  
**MARCO TEÓRICO.**

**2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.**

**ERNESTO F. LIMACHI CONDORI Y ERASMO ESTOFANERO JAILA**

PROFUNDIZACION DE LA EXPLOTACION MEDIANTE LA RAMPA 3360 DEL NIVEL -210 AL -260 EN LA MINA ARCATA S.A. cuyos objetivos son que los depósitos minerales de Veta Baja continúan profundizando, nos obliga la ejecución de la rampa 3360 cada vez que se inicia la apertura de un nuevo nivel. Es necesario efectuar un reconocimiento de la estructura mineralizada de la Veta Baja por debajo del nivel -210 hasta el nivel -260, y a partir de este hacer desarrollos sobre veta, con la finalidad de ubicar nuevos bloques de mineral y determinar su factibilidad de futura explotación en esta zona.

**EDWIN HUAMÁN PEÑA. CONSTRUCCIÓN DE UNA NUEVA RAMPA DENOMINADA 260 JIMENA Y SU EVALUACIÓN ECONÓMICA, QUE LA COMPAÑÍA MINERA RAURA SA,** cuyos objetivos incrementar y optimizar sus operaciones mineras, explorando y desarrollando la zona Jimena niveles 750, 800, 680 y 520, ha sido estructurado sobre la base de apreciaciones prácticas de muestreo de datos in situ en cada una de sus etapas.

**RIVERA ALMONACID, Alfredo. DISEÑO DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL ALGORITMO DE HOLMBERG EN VOLCÁN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. UNIDAD ANDAYCHAGUA** cuyos objetivos de obtener coronas y hastiales uniformes y reduciendo la sobre excavación y mejorando la eficiencia de disparo utilizando el algoritmo de Holmberg para el diseño de su malla de perforación.

## **2.2 BASES TEORICAS.**

### **2.2.1 CRITERIO DE ROTURA DE HOEK Y BROWN GENERALIZADO**

La enorme aplicación de ejecución del criterio de Hoek-Brown en la ingeniería del macizo rocoso durante la década de los 80 y los 90, conllevó a que se pusieran al descubierto algunas dudas en lo que concierne por ejemplo a la utilización de este criterio en macizos rocosos de mala calidad. Esto fue determinante para que los autores realicen actualizaciones periódicamente para ir mejorando y superando estos desajustes de las cuales se tienen las últimas versiones del criterio de rotura de Hoek y Brown (1998) y Hoek et al. (2002). Se muestra a continuación la propuesta de la última de las versiones del criterio de rotura de Hoek y Brown, que como se podrá constatar mantiene la estructura inicial, aunque se operan leves variaciones con respecto a las versiones anteriores.

El criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado (Hoek et al., 2002), se expresa como:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde:

$\sigma_1$  y  $\sigma_3$  son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura (Mpa).

$\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión uniaxial del material intacto. (Mpa)

$m_b$  es un valor deducido de la constante de la roca intacta  $m_i$ , que vendrá dada por:

$$m_b = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{20}{3}} \right)$$

Donde:

GSI: índice geológico de esfuerzos correspondiente a la Roca.

D : factor de perturbación de la roca ante la voladura toma valores desde 0 hasta 1

s y a: son constantes propias del macizo rocoso.

La variable D, es el grado de alteración (Disturbance Factor), que será determinada en función a la resistencia del macizo se podría determinar de acuerdo con Hoek et al. (2002), partiendo de la propuesta de experiencia en diseño de túneles y diseño de taludes de múltiples autores. Los autores de la tabla del factor de disturbancia indican que el valor de D, finalmente estará en función a diversos factores, y que probablemente nunca sea posible determinar un valor cuantificable de manera precisa. Es por eso que los resultados que se indican en la tabla son valores estimativos, debiéndose analizar detalladamente cada caso de estudio en particular. Para

ello se pueden realizar análisis sugerido de observación en campo y también se puede consultar alguna bibliografía en este sentido de casos particulares. (p.ej. Coulthard y Little, 1999).

Tabla 2 Guía para la estimación del grado de perturbación *D* de un macizo rocoso. Según Hoek et al. (2002)

EXCAVACIÓN	Descripción del macizo rocoso	Valor de <i>D</i> (sugerido)
<b>TÚNELES Y EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS</b>	Voladura con excelente control o excavación mecánica con TBM con una perturbación mínima del macizo rocoso que rodea al túnel.	<b><i>D</i> = 0</b>
	Excavación mecánica o manual en macizos de mala calidad con una perturbación mínima del macizo rocoso que rodea al túnel.	<b><i>D</i> = 0</b>
	Problemas de "squeezing" o flujo de roca que den lugar a la elevación de la solera. Si se coloca un sostenimiento temporal de la misma, se utiliza el <i>D</i> del caso anterior.	<b><i>D</i> = 0.5</b>
	Voladuras poco cuidadosas en macizos rocosos duros, que den lugar a daños en el macizo que se extienden entre 2 y 3 metros hacia su interior	<b><i>D</i> = 0.8</b>
<b>TALUDES EN INGENIERÍA CIVIL Y MINERA</b>	Voladuras con excelente control en pequeños taludes (sobre todo si se utiliza precorte o recorte). La relajación de tensiones produce perturbación.	<b><i>D</i> = 0.7</b>
	Voladuras poco cuidadosas en pequeños taludes en el ámbito de la ingeniería civil.	<b><i>D</i> = 1.0</b>
	En cortas y grandes explotaciones mineras a cielo abierto se produce mucha perturbación por las grandes voladuras de producción y por la relajación de tensiones asociada a la retirada de material.	<b><i>D</i> = 1.0</b>
	Excavación por arranque mecánico o "ripado" en rocas blandas.	<b><i>D</i> = 0.7</b>

Fuente: (Pedro Ramírez Oyanguren, 2004)

### 2.2.2 CRITERIO DE ROTURA DE MOHR-COULOMB.

Este criterio de rotura de Mohr-Coulomb postula que la resistencia al corte del macizo rocoso tiene dos componentes que son la cohesión y la fricción, el coeficiente de fricción depende de la tensión efectiva normal sobre el plano de rotura.

Según esta teoría la resistencia al corte de Mohr-Coulomb la resistencia al corte que desarrolla una roca en un plano forma un ángulo  $\beta$  y una tensión principal menor ( $\sigma_3$ ), se puede expresar mediante la fórmula:

$$\tau = c + \sigma'_n \tan \phi$$

Donde:

$\tau$  = resistencia al corte.

$c$  = cohesión

$\sigma'_n$  = tensión efectiva normal

$\phi$  = ángulo de fricción

A partir de las tensiones efectivas principales se pueden obtener las tensiones normal y tangencial en el plano de rotura, mediante las siguientes fórmulas:

$$\sigma'_n = \frac{1}{2}(\sigma'_1 + \sigma'_3) - \frac{1}{2}(\sigma'_1 - \sigma'_3) \cos 2\beta$$

$$\tau = \frac{1}{2}(\sigma'_1 - \sigma'_3) \sin 2\beta$$

Donde:

$\sigma'_1$  y  $\sigma'_3$  son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura (Mpa).

$\beta$  es el ángulo que forma el plano de roca con la tensión principal.

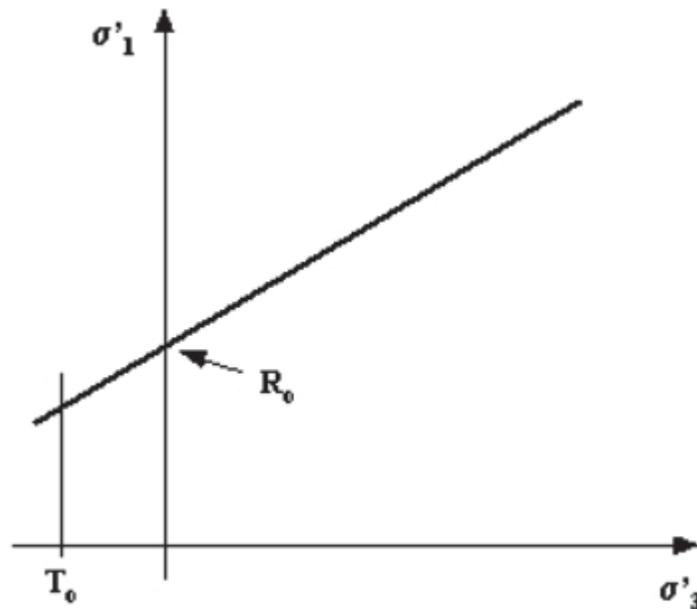
$\sigma'_n$  es la tensión normal

$\tau$  es la tensión tangencial

El criterio de falla asume que la envolvente del círculo de Mohr con la combinación crítica de la tensión principal (es decir, la tensión que causa la falla) es lineal. El criterio de Mohr-Coulomb se puede utilizar para definir la resistencia máxima y la resistencia residual. Según esta norma, como se mencionó anteriormente, la falla ocurrirá cuando el esfuerzo cortante aplicado a la roca sea igual a su resistencia a la fricción (relacionada con el esfuerzo normal y la cohesión en el plano de falla). Dado que no es razonable inferir esta teoría en un esfuerzo normal negativo,

pierde su significado cuando la roca está bajo tensión. Por lo tanto, al extrapolar la curva de Mohr-Coulomb a la región de tensión normal negativa, se recomienda interrumpirla cuando alcance un valor de  $\sigma_3$  igual a la resistencia a tracción de la roca obtenida mediante pruebas de laboratorio.

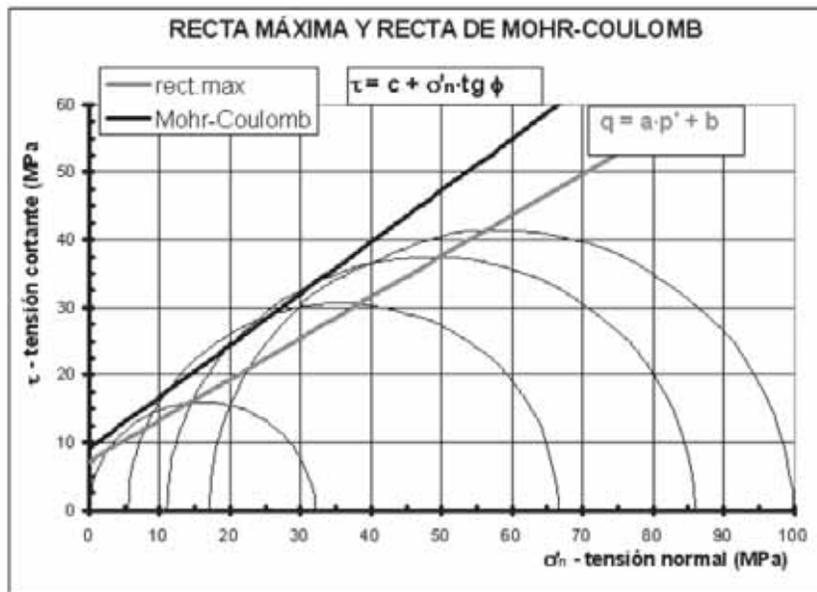
*Ilustración 1* Extrapolación de la recta de Mohr-Coulomb a la región de tensiones de confinamiento negativas.



Fuente: (Pedro Ramírez Oyanguren, 2004)

Para expresar el criterio de Mohr-Coulomb, se debe colocar una línea tangente al círculo de falla obtenido por la prueba triaxial. Debido a que varios factores inherentes a la roca y la prueba en sí pueden causar errores en estos resultados, generalmente no existe una solución matemática precisa para el ajuste, porque habrá círculos de Mohr cortados por Mohr-Coulomb y otros métodos que no son tangentes ni secantes.

Ilustración 2 Ejemplo de ajuste de la recta máxima y la de Mohr-Coulomb a varios ensayos.



Fuente: (Pedro Ramírez Oyanguren, 2004)

### 2.2.3 MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG.

El método Roger Holmberg de diseño de perforación y voladura se usa más comúnmente en la minería subterránea mecanizada para avances en labores ciegas. El objetivo es reducir la frecuencia de voladuras, evitar paradas en el ciclo de minería, lograr una mayor eficiencia de voladuras y cumplir con los requisitos de planificación mensual en relación a los medidores lineales de alimentación programados, superando así las pérdidas económicas con el mayor número de variables a mejorar.

El investigador ROGER HOLMBERG, basándose en los resultados de la investigación presentados por los investigadores LANGEFORS y KIHILSTROM (1963) y GUSTAFSSON (1973), propuso un modelo matemático para diseñar los cuadrantes de perforación y voladura para de la ingeniería subterránea. LILLY (1986-1992) también consideró los parámetros mecánicos de la roca y el suelo utilizados para calcular el factor de carga de voladura en su estudio de índice de volatilidad. Utilizando los parámetros geomecánicos de RMR

BIENIAWSKI (1976) y el índice de resistencia geológica de HOEK y MARINOS (2000) para modificar su tabla de parámetros geomecánicos LILLY, que se denomina GSI, generó un nuevo cuadro para estos valores

Para facilitar el cálculo en labores mineras subterránea y los túneles, Holmberg divide la cara de trabajo en 5 parte (A, B, C, D, E) diferentes.

En el proceso de cálculo, cada una de estas partes debe ser procesada de una manera especial, estas partes son las siguientes:

A: Sección Corte (Cut): se refiere al arranque o primer cuadrante.

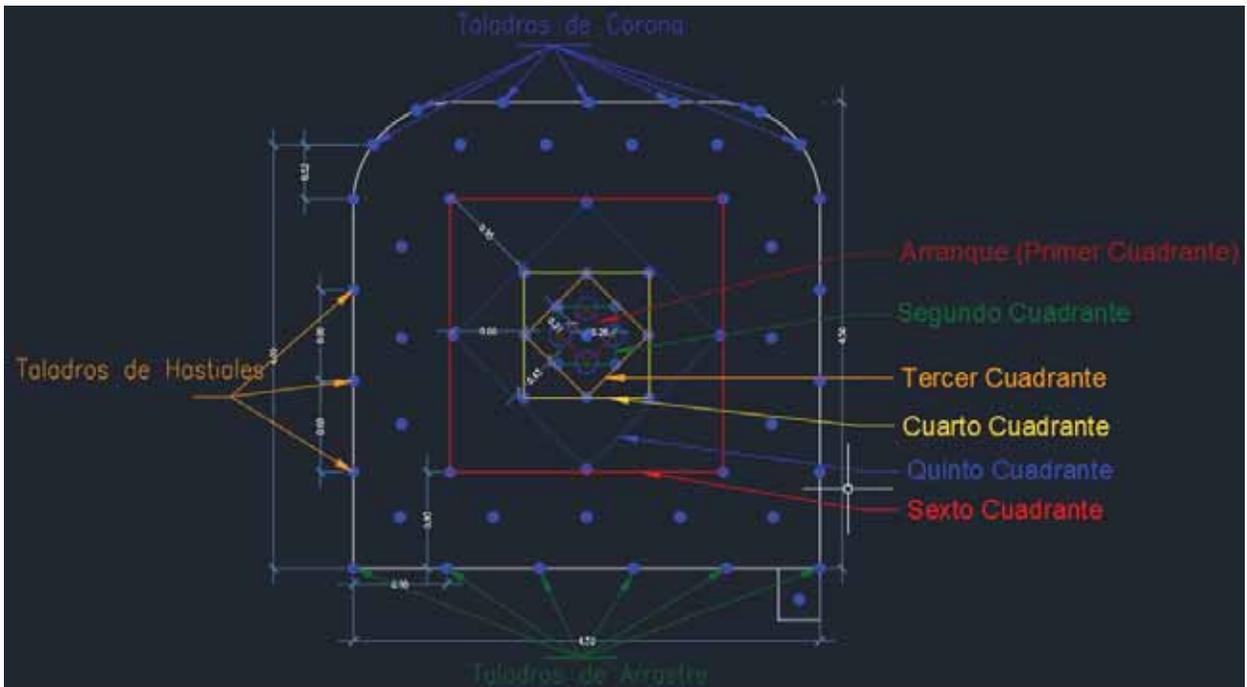
B: Sección Tajeo (Stoping Section): Se refiere al 2do, 3er, 4to, 5to y 6to cuadrante.

C: Sección Alza (Stoping): Se refiere a los taladros de Ayuda de Corona

D: Sección Contorno (Contour): Se refiere a los taladros de Corona, Hastiales y Ayuda de hastiales

E: Sección Arrastre (Lifters): Se refiere a los taladros de arrastre.

Ilustración 3 Secciones para cálculo del método de Holmberg



Fuente: Elaboración Propia

El éxito o fracaso de las voladuras en trabajos subterráneos depende directamente de la generación de caras libres. Esto significa que el arranque debe diseñarse cuidadosamente (Sección A). La disposición y secuencia del retardo de corte debe aumentar gradualmente la apertura hasta que el orificio auxiliar tenga una superficie libre adecuada.

El tipo de corte se seleccionará en función del equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y la distancia de avance requerida. En el corte en V, el recorrido está limitado por la anchura del túnel; este no es el caso de los arranques paralelos.

La metodología de cálculo de se explica detalladamente en el capítulo 4 “Diseño de Malla de Perforación”.

## **2.3 MARCO CONCEPTUAL:**

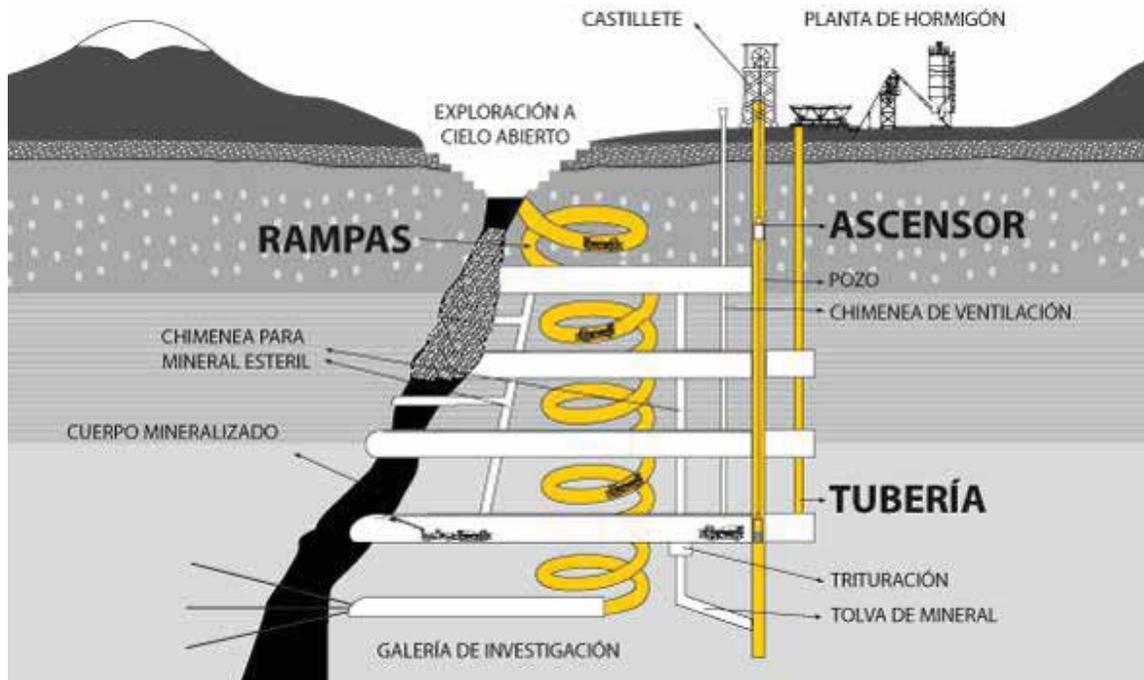
### **2.3.1 LABORES DE PROFUNDIZACIÓN.**

Para ser posible el acceso a recursos minerales existentes en los cuerpos Camila y Tomasa en el proyecto Yumpag, se realizará el desarrollo de la Rampa Yumpag en el nivel 4490, con pendiente negativa 12 %, que servirá como labor de exploración para identificar a las diferentes estructuras mineralizadas en los cuerpos y así consolidar la información obtenida de los sondajes, para acceder a estos recursos y como medio de transporte para la extracción del mineral, aprovechando al máximo la infraestructura existente en la mina. De esta manera se mejorarán los niveles de producción y productividad, iniciándose así un proceso de mecanización en la profundización, extracción del mineral y dar flexibilidad a la producción de mina. Con la ejecución de la rampa se garantizará la explotación de la mina de forma continua, de esta manera se estaría contribuyendo a la sistematización de los procesos de minado y la reducción de costos.

#### **2.3.1.1 CHIMENEAS DE VENTILACIÓN.**

La chimenea que se construirán en el proyecto Yumpag tendrán como finalidad la reducción de pérdidas de presión de ventilación, para que el flujo de aire fresco fluya por las labores a lo largo de la Rampa Yumpag y para disminuir la pérdida de energía de los cables de alta tensión llevados a las Subestaciones eléctricas. Estas Chimeneas se desarrollan en forma paralela a la ejecución de la Rampa Yumpag.

Ilustración 4 Chimeneas de Ventilación

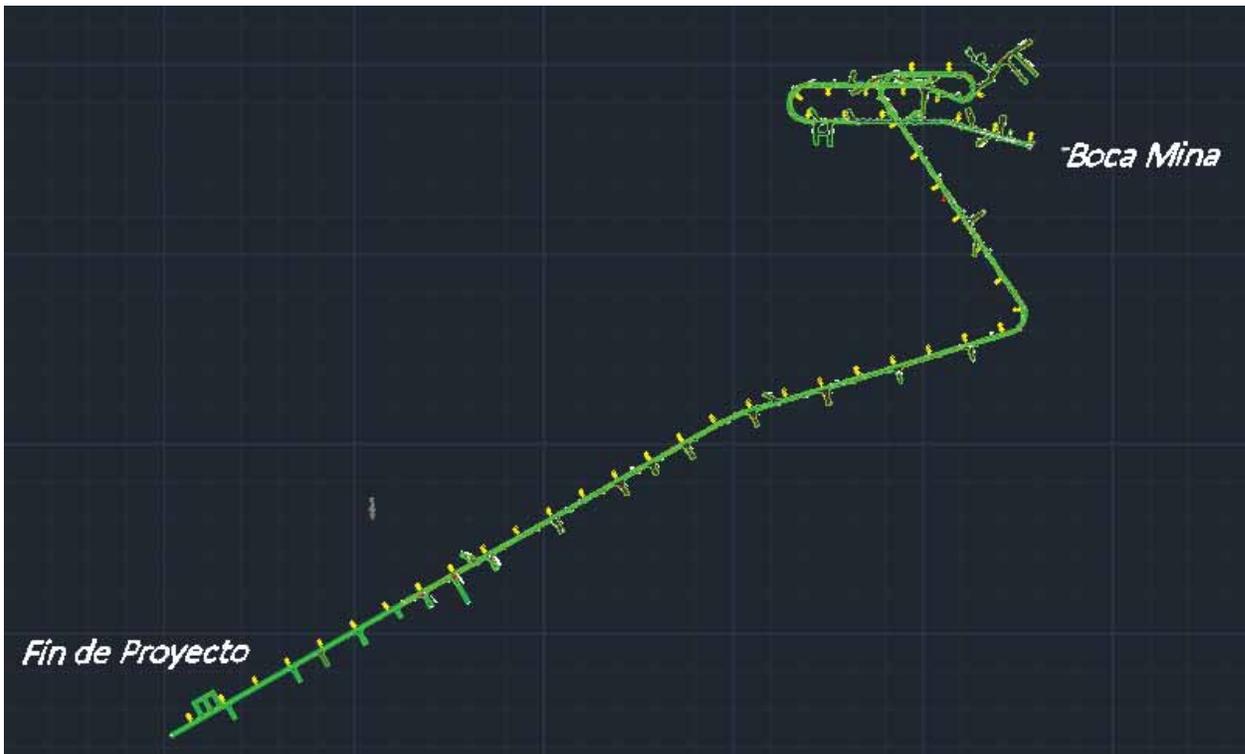


Fuente: (putzmeister, 2020)

### 2.3.1.2 RAMPAS.

Labores subterráneas con inclinación positiva o negativa que sirven de acceso de la superficie a diferentes niveles de trabajo (distintas cotas) dentro de mina, pueden ser construidas en forma elíptica, circulares, elípticas, zigzag, en ocho, rectas.

Cumplen la función de acceso para equipos, acceso para personal, transporte sobre llantas a interior mina desde la superficie o entre niveles, extracción de mineral por medios flexibles como equipos de bajo perfil, ventilación de la mina, instalación de servicios para la mina (agua, aire, electricidad).



Fuente: Elaboración propia (Software AutoCAD 2019)

Tipos de rampas Las rampas pueden ser construidas en tres tipos: En forma de "Y", en "Zig-Zag" y en "Espiral"

**d) FORMA DE "Y".**

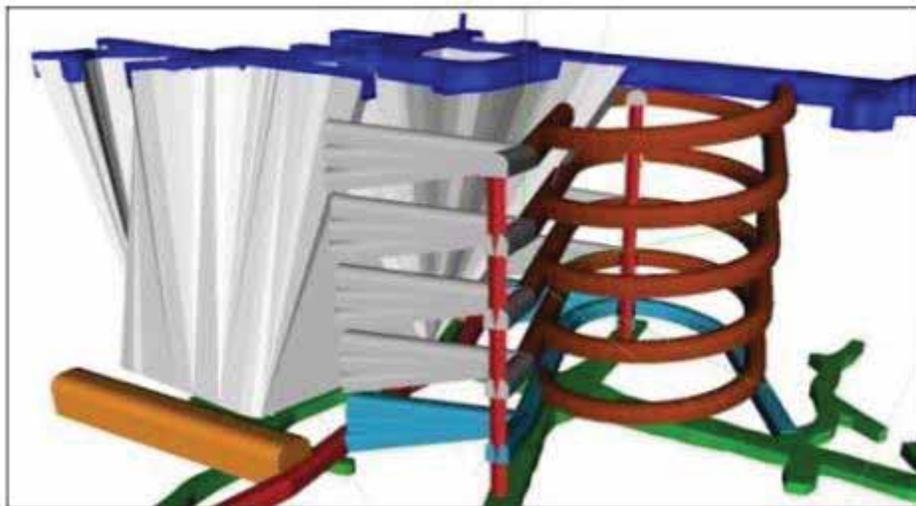
Estas labores se utilizan raramente en el Perú, casi no se utilizan y suelen ser adecuados para pequeñas vetas o yacimientos minerales. Consiste en una Rampa superior que tiene la función de recuperación de minerales y otros servicios, especialmente relleno, otra rampa inferior para descargue los minerales extraídos. Estas rampas se desarrollan rápidamente, casi sin preparación. (GUTIÉRREZ VALERO, 2017)

**e) FORMA DE ESPIRAL**

Es el primer sistema de rampas que se utilizó en nuestro país. Es un sistema que conecta dos cotas. Se realiza en el cuerpo mineralizado. En esta labor todo el equipo motorizado está en

circulación. Se utiliza como medio de transporte y para llevar la secuencia de mineralización. Al final de la rampa se hacen ventanas para la preparación de las mineras. La pendiente de estas rampas debe estar entre el 7% y el 12%, y no más, ya que esto tendrá un mayor impacto en los equipos, ya que no pueden atravesar todo el largo de la rampa con pendientes pronunciadas disminuye la fuerza de los equipos y por ende tenemos menores tiempos de transporte y menor rendimiento de extracción de minerales. Es posible que este tipo de rampas causen malos resultados por: – Poca visibilidad del conductor. – Poca seguridad del personal y equipo. – Aumento del desgaste de los equipos. Por estas razones, casi no tiene aplicación. Otra desventaja de estas rampas es su diseño, y el equipo también puede causar problemas de desgaste en la dirección. La experiencia ha demostrado que las rampas en espiral se utilizan mejor solo cuando la diferencia de altura entre los puntos finales de la rampa no supera los 30 m. (GUTIÉRREZ VALERO, 2017)

*Ilustración 6 Rampa en Espiral*



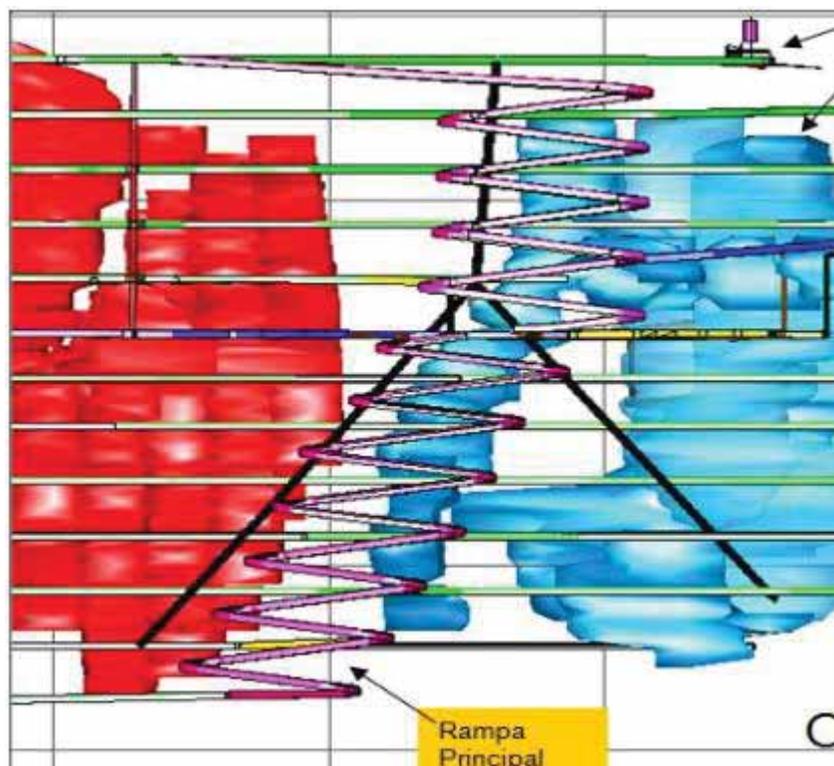
Fuente: (DAVID, 2012)

**f) FORMA DE ZIG – ZAG**

Actualmente, la mayoría de las empresas mineras que utilizan sistemas de minería sin rieles construyen rampas en forma de zigzag con las siguientes características:

- El desarrollo generalmente comienza desde la superficie paralelo de la zona mineralizada y la longitud de la rampa dependerá de la longitud de la veta.
- La rampa inicia con una pendiente media del 10% y reduce la pendiente en las curvas.
- Se construye por lo general material estéril, rocas duras, con competente calidad de roca.
- La experiencia ha demostrado que debe hacerse lo más paralelo posible a la dirección de la veta o del objeto, es decir, en una de las cajas, preferiblemente en la caja del piso.
- Las dimensiones de la Rampa están en función a varios factores de diseño ya indicados.

*Ilustración 7 Rampa en ZigZag*



Fuente: (DAVID, 2012)

### **2.3.2 PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA.**

En la descripción de la característica del macizo rocoso, el área se divide en regiones geomecánicas, y los sectores con características similares se identifican y agrupan para determinar el diseño del elemento de soporte, que se ubica en un solo dominio estructural (estructura geológica). Para lo cual se realiza la identificación y zonificación, utilizando la respectiva clasificación geomecánica de RMR e índice Q. (Hugo Mendieta Espinoza, 2017)

En el proceso constructivo de la ingeniería minera, si la operación no se realiza adecuadamente, las operaciones de perforación y voladura dañarán la roca, lo que afecta principalmente a la circunferencia de la excavación, pues una mala voladura provocará grietas, y la excavación causará (especialmente) problemas de estabilidad. En macizos rocosos, los minerales se diluyen, aumentan el soporte, dañan los equipos y, en el peor de los casos, provoca pérdida de vidas humanas.

En cuanto a las características de los macizos rocosos, el proceso de voladura consiste en lograr la fragmentación requerida de la roca, provocando así el menor daño posible a los macizos restantes. El uso de explosivos puede causar daños a la roca en la corona y hastiales de la excavación. Actualmente, hay una serie de tecnologías que pueden ayudar a minimizar los daños en las excavaciones, que se pueden resumir como "voladuras controladas", que incluyen: perforación suficiente, distribución adecuada de la carga en los taladros, tiempo de retardo y secuencia de detonación definida. (Hugo Mendieta Espinoza, 2017)

### 2.3.2.1 PARÁMETROS DETERMINADOS.

Parámetros Geomecánicos para la clasificación en el sistema RMR de Bieniawski

a) Rangos de estimación de la resistencia en campo (ISRM, 1989).

Tabla 3  
Rango de resistencia

Símbolo	Descripción	Identificación en campo	Estimación de la resistencia (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña del pulgar.	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	Se desmorona al golpear con la punta del martillo o puede ser pelado con cuchillo de bolsillo.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Un golpe firme con la punta del martillo produce pequeñas marcas o muescas, o puede ser pelado con dificultad con el cuchillo de bolsillo.	5.0 – 25
R3	Roca modera. dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte de martillo, y el cuchillo de bolsillo no le puede raspar.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe de martillo para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes de martillo para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo solo saltan esquirlas.	> 250

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinergmin) P.181.

La evaluación de las propiedades estructurales no solo debe estimar la RQD, sino también evaluar el espaciado y la dirección de las discontinuidades (Azimut, Buzamiento), y evaluar cualitativamente su rugosidad, durabilidad, tipo de relleno, apertura y grado de intemperismo.

**b) Espaciamiento de estructuras**

Tabla 4  
Cuadro valoración y nomenclatura para el espaciamiento

ESPACIADO DE JUNTAS (m)					
Denominación	RMR89		RMR 76		Abreviación
	Rango	Ratio	Rango	Ratio	
Masiva	$\geq 2$	20	> 3 m	30	E0
Ligera	$\geq 0.6$ a < 2	15	1 - 3 m	25	E1
Moderadamente	$\geq 0.2$ a < 0.6	10	0.3 - 1 m	20	E2
Altamente	$\geq 0.06$ a < 0.2	8	50 - 300 mm	10	E3
Triturada	< 0.06	5	<50mm	5	E4

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.182.

**c) Persistencia**

Tabla 5  
Cuadro valoración y nomenclatura para la persistencia

Persistencia			
Denominación	Rangos	Ratio RMR89	Abreviación
Persistencia muy baja	< 1 m	6	P1
Baja Persistencia	1 - 3m	4	P2
Persistencia Moderada	3 – 10 m	2	P3
Alta Persistencia	10 - 20 m	1	P4
Persistencia Muy Alta	> 20 m	0	P5

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.182.

**d) Apertura**

Tabla 6  
Cuadro valoración y nomenclatura para la Apertura

Apertura			
Denominación	Rango	Ratio RMR89	Abreviación
Masiva	0mm	6	A0
Entre Abierta	< 0.1 mm	5	A1
Abierta	0.1 - 1.0 mm	3	A2
Muy Abierta	1 - 5mm	1	A3
Extremadamente abierta	> 5 mm	0	A4

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.182.

e) **Relleno**

Tabla 7  
Cuadro valoración y nomenclatura para el relleno

<b>Relleno</b>			
<b>Denominación</b>	<b>Rango</b>	<b>Ratio RMR89</b>	<b>Abreviación</b>
Ninguno	0m	6	F0
Relleno Duro	< 5mm	4	F1
Relleno Duro	> 5 mm	2	F2
Relleno Blando	< 5 mm	2	F3
Relleno Blando	> 5 mm	0	F4

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinerghmin) P.182.

f) **Rugosidad**

Tabla 8  
Cuadro valoración y nomenclatura para la Rugosidad

<b>Rugosidad</b>		
<b>Denominación</b>	<b>Ratio</b>	<b>Abreviación</b>
Muy rugosa	6	G1
Rugosa	5	G2
Ligeramente rugosa	3	G3
Ondulada	1	G4
Suave	0	G5

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

g) **Meteorización**

Tabla 9  
Cuadro valoración y nomenclatura para la Meteorización

<b>Meteorización</b>		
<b>Denominación</b>	<b>Ratio</b>	<b>Abreviación</b>
Fresca	6	W0
Ligeramente Meteorizada	5	W1
Moderadamente Meteorizada	3	W2
Muy Meteorizada	1	W3
Descompuesta	0	W4

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

**2.3.2.2 PARÁMETROS GEOTÉCNICOS DEL SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q**  
**(BARTON 1974)**

**a) *Jn*: Número de Familias**

*Tabla 10*  
*Cuadro valoración y nomenclatura para número de familias*

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

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

**b) Jr.: Coeficiente de Rugosidad**

Tabla 11  
Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de Rugosidad

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

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

c) **Ja: Coeficiente de alteración**

Tabla 12  
Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de alteración

<b>Alteración</b>		
<b>a. Contacto entre las dos caras</b>	<b>Ja</b>	<b>Abrev.</b>
Juntas saneadas, duras, de relleno impermeable, no blandos	0.75	A
Juntas de paredes no alteradas, solo manchas en la superficie	1	B
Juntas de paredes levemente alteradas, con minerales arcillosos no blandos, partículas de arena, roca desintegrada sin arcilla, etc	2	C
Con revestimiento de limos, arena y arcilla, y pequeñas fracciones de arena (no blandos)	3	D
Con revestimiento de minerales arcillosos de baja fricción, por ejemplo, caolinita, mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (revestimiento discontinuo), 1-2mm o menos	4	E
<b>b. Contacto entre las dos caras antes del corte (10cm)</b>	<b>Ja</b>	<b>Abrev.</b>
Partículas de arena, sin arcilla roca desintegrada, etc.	4	F
con minerales arcillosos no blandos, fuertemente consolidados (continuos <5mm de espesor)	6	G
Con minerales arcillosos blandos, con mediana o baja consolidados (continuos <5mm de espesor)	8	H
Con relleno de arcilla expansiva por ej. Montmorillonita (continuos<5mm de espesor). Los valores del Ja dependen del porcentaje del tamaño del de las partículas de arcilla expansiva, y el acceso al agua	8-12.	J
<b>c. Sin contacto entre las dos caras</b>	<b>Ja</b>	<b>Abrev.</b>
Zonas o capas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H y J para las condiciones de la arcilla)	6	K
Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (inablandable).	8	L
Zonas o capas gruesas y continuas de arcilla	8-12.	M
P. (ver G, H, J para las condiciones de la arcilla).	10-13.	O
	6-24.	P

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

#### d) Tipo de Discontinuidad

Tabla 13  
Cuadro nomenclatura para discontinuidades

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

Fuente. Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.185.

### 2.3.3 MAPEO GEOMECÁNICO.

#### 2.3.3.1. MAPEO POR CELDAS

Es una técnica de levantamiento de información sistemática, que se caracteriza por determinar áreas representativas o de especial interés para unidades de litología, geología o ingeniería geotécnica, ya sean trabajos de diseño de labores subterráneas o superficiales, diseño de tajos de explotación, pilares, chimeneas y muchos más. Para realizar este tipo de trabajo se necesitan los siguientes materiales: cinta métrica, brújula, martillo de geólogo, tablero, formato de dibujo, lápiz, spray marcador de rocas, dispositivo opcional de carga puntual, cámara, reflector para iluminación adicional Detectores, muestra especial bolsas, plumón, etiquetas de muestra o rótulos, y todo el equipo de protección personal.

Para evaluar y caracterizar macizos rocosos, luego de despejar y delimitar el área a evaluar, se debe medir y registrar la estación geomecánica en un área de aproximadamente 3m x 3m y datos principales, como dirección de discontinuidades mayores, Resistencia a simple compresión, RQD, espaciamiento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de discontinuidades, condiciones de intemperismo y humedad por métodos manuales (usando martillos o perforación geológica); estos

datos permitirán estimar índices de calidad de macizos rocosos, tales como RMR, Q y GSI. (Hugo Mendieta Espinoza, 2017)

Ilustración 8  
Formato de mapeo geomecánico por celdas (RMR89)

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS																		
EMPRESA MINERA:			MAPEADO POR:			FECHA:			ESTACIÓN GEOMECÁNICA N°									
UNIDAD:			REVISADO POR:			N° FOLIO:												
UBICACIÓN (NORTE):			COORDENADAS UTM: X:			Y:			Z:									
DOMINIO:			O PROGRESIVA:															
EVALUACIÓN ESTRUCTURAL						CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1989)												
N°	Buz(°)	D. Buz(°)	Fam	Tipo	Ep(%)	Per(%)	Ap(%)	Rell.	Rug.	Mat.	R1	R2	R3	R4	R5			
1											RESISTENCIA ROCA INTACTA	PICOTA f(50) UCS	R6 >10 MPa >250MPa (15)	R7 4-10 100-250 MPa (12)	R8 2-4 50-100MPa (7)	R9 1-2 25-50 (4)	R10 5-25 (2)	R11 1-5 (1)
2											RQD	90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	4-25% (3)		
3											ESPACIAMIENTO	> 2 m (20)	0.6 - 2 m (15)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)		
4											CONDICIÓN DE LAS JUNTAS	Superficies muy rugosas Discontinuas, no hay separación de paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas, separación <1mm, paredes lig. Meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas, separación <1mm, paredes altamente Meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla <5 mm de espesor, o separación 1-5mm continuas (10)	Relleno de falla suave >5mm de espesor o separación > 5mm continuas (0)		
5											AGUA SUBTERRÁNEA	Totalmente seca (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Gotando (4)	Fluyendo (0)		
												RMR:						
												CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)						
												DESCRIPCIÓN TÍPICA (familia de diaclasas más críticas)						
												Fuertemente ajustadas						
												Superficies solo manchadas						
												Superficie puede ser raspada con una navaja						
												Paredes de diaclasas levemente alteradas, escasa resquebrajamiento mineral						
												Superficie puede ser raspada con la uña, se siente resbaloso						
												Resquebrajamiento de baja fricción (barilla, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor						
												Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso						
												Salbanda delgada, baja fricción o arcilla finchable 1-5mm de espesor						
												Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla finchable >5mm de espesor						
												Jc		RQD				
												Familias		+ Alterada				
												Valores		Valores				
												1 Set		1				
												2 Set		3				
												3 Set		4				
												4 Set		9				
												>4 Set		15				

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osingermín). p 172.

Este formato nos sirve para la determinar la calidad del macizo rocoso mediante la clasificación de RMR de Bienawski (1989), mediante la calificación de los siguientes parámetros:

- RCU (Resistencia a la compresión uniaxial).
- RQD (Designación de calidad de Roca).
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de Juntas (Rugosidad, alteración, relleno).
- Presencia de Agua.
- Corrección según orientación de discontinuidades.

Al identificar la clasificación geomecánica de las rocas, podemos elegir un soporte para asegurar la estabilidad de dichas rocas

Además, este formato nos permite tomar datos como el buzamiento y dirección de buzamiento de las discontinuidades y también podemos tomar datos como la orientación de la excavación, estos datos nos servirán para realizar un análisis estructural de las discontinuidades.

### ***2.3.3.2.LITOLOGÍA***

La litología incluye calizas fisuradas con vetas irregulares de calcita y algunas placas silicificadas.

En un paquete de 1 a 3 m, la alteración hidrotermal se manifiesta como una lixiviación moderada a fuerte. Los impuestos se gravan sobre la piedra caliza fisurada y silicificada, teniendo en cuenta la proximidad del velo de silicato de calcio a las fuertes intrusiones de anfíboles que generan una marmoización de alta a moderada.

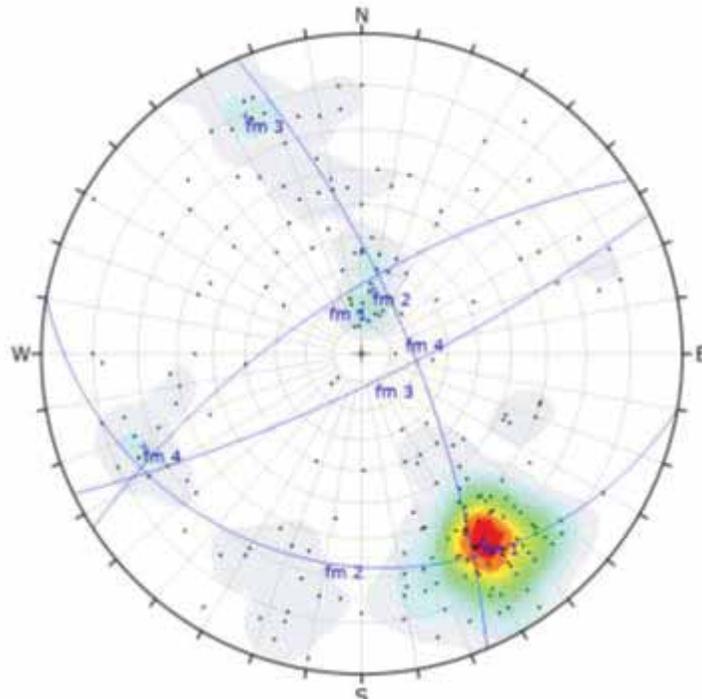
En el cuerpo de Camila se realizaron 26 surcos y se recolectaron 233 muestras, y se explicaron en detalle los valores equivalentes de Ag y Mn, para que se pueda realizar el procedimiento de perforación diamantina.

### ***2.3.3.3.PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES.***

Para el análisis de discontinuidades se registró las características siguientes: las familias de las juntas con su orientación y espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento y rugosidad de las paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la estimación de la resistencia al esfuerzo cortante y para la clasificación geomecánica del macizo rocoso. La información fue procesada en el software DIPS 6.0.

En la siguiente figura, se muestran los sistemas de familias predominantes. Las familias 1, 2 y 3 tienen una presencia importante, mientras que las de la familia 4, se pueden considerar como aleatorias.

*Ilustración 9*  
*Familias principales de discontinuidades, representadas en estereograma.*



Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del programa Dips 6.0”

#### **2.3.3.4. PARÁMETROS DE LA RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA.**

Para determinar las propiedades de resistencia a la compresión de la roca intacta, se realizó ensayos de carga puntual de muestras tomadas en cinco (05) estaciones geomecánicas.

a prueba de carga puntual determina el índice  $I_s$  (50) en la muestra de roca, que requiere poca preparación y puede tener una forma regular o irregular. Usar con  $I_s$  (50) El factor  $K$  relacionado con  $\sigma_c$  se utiliza para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca completa.

Los ensayos fueron realizados en el laboratorio de mecánica de rocas de la empresa Geomecánica Latina S.A. Los detalles se muestran en el siguiente cuadro:

Tabla 14  
Cuadro de resistencia de la Caliza y Marmol

MUESTRA	LITOLOGIA	Is(50)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (Mpa)	PROMEDIO A LA COMPRESION (Mpa)
EG-12	Calizas	3.29	130.03	120.34
		3.2	113.2	
		2.13	117.8	
EG-19	Marmol	3.66	76.92	86.23
		4.22	88.69	
		4.43	93.07	

Fuente: Área Geomecánica Proyecto Yumpag

Nota: “Los resultados fueron obtenidos de pruebas de testigos sometidos a esfuerzos triaxiales.”

Asimismo, para correlacionar la resistencia a la compresión con el índice de carga puntual, se estimó el valor del factor  $k$ , que correlacionó ambas pruebas. El valor de  $K$  se encuentra entre 18 y 25. En el caso de la rampa “Yumpag”, debido a cambios en las características litológicas y el área de estudio, se asume un valor de  $K = 21$ . En el siguiente cuadro

### 2.3.4 SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS

El sistema de soporte de excavaciones subterránea juega un papel importante en la mejora de las condiciones de estabilidad y seguridad de las labores mineras. Los aspectos a considerar a la hora de elegir un sistema de apoyo dependen de: cambios en la calidad del macizo rocoso, condiciones geotécnicas y cambios en el tamaño y forma de las excavaciones subterráneas, estos cambios producen diferentes mecanismos de deformación. Es por ello que existen diversos elementos y sistemas de apoyo y / o soporte para cada situación. La adecuada selección y aplicación de un sistema de apoyo debe considerar las siguientes variables: economía, operación y seguridad

#### **2.3.4.1 *SOSTENIMIENTO ACTIVO.***

Los elementos de soporte activos se caracterizan por la interacción inmediata con las fuerzas del macizo rocoso (consideradas como elementos de refuerzo), estas fuerzas que actúan en la roca (macizo rocoso), pernos de anclaje mecánicos, pernos cementados, pernos de fricción, cables, etc.

- Pernos Split Set (Pernos de Fricción)
- Pernos Swellex (Pernos de anclaje mecánico)
- Pernos Helicoidales (Pernos de Adherencia)
- Cable Bolting.

#### **2.3.4.2 *SOSTENIMIENTO PASIVO.***

El elemento de apoyo está fuera de la roca y depende del movimiento interno de la roca en contacto con la periferia de la excavación.

- Tenemos
- Malla metálica electrosoldada
- Concreto lanzado (Shotcrete)
- Cuadros de madera
- Cimbras o arco de acero
- Gatas mecánicas
- Relleno detrítico

### **2.3.4.3 TIPOS DE SOSTENIMIENTO.**

#### **a) SHOTCRETE.**

El hormigón proyectado o Shotcrete es un mortero que se transporta húmedo o seco a través de una manguera de alguna manera y se presiona neumáticamente sobre la superficie a una presión de unos 8 bar. La forma especial de aplicación del hormigón permite adherir a la superficie en tiempo de compactación. La superficie se ve afectada por la fuerza de impacto, otra característica del hormigón proyectado es que el tamaño máximo del agregado es de 3/8 de pulgada. En el momento del impacto parte de este material rebotará, lo que se denomina "rebote" y no debe superar el 15% y viceversa. Este es un parámetro que corresponde al valor promedio en cualquier tipo de superficie horizontal o inclinada. (ZUÑIGA, 2008)

Los materiales de mezcla del hormigón proyectado son muy diferentes al hormigón tradicional, por lo que podemos separarlos entre aglomerados y el agregados. El agregado es un material que combina propiedades físicas, químicas y térmicas que afectan el desempeño del concreto (ZUÑIGA, 2008)

#### **a.1) AGREGADOS.**

El agregado está compuesto por partículas duras dimensionalmente estables, las cuales deben estar limpias y libres de grumos, partículas blandas o escombros, arcilla, impurezas orgánicas, sal y otras sustancias que afectarán su resistencia o durabilidad. Se recomienda que la combinación de agregados cumpla con los diferentes tamaños de partícula recomendados por ACI 506 R-90 "Clase N°2" para preparar el hormigón proyectado. Como se muestra en la siguiente tabla. (ZUÑIGA, 2008).

Tabla 15 Clasificación para agregados combinados.

Sieve size, U.S. standard square mesh	Percent by weight passing individual sieves	
	Grading No. 1	Grading No. 2
3/4 in. (19 mm)	—	—
1/2 in. (12 mm)	—	100
3/8 in. (10 mm)	100	90 to 100
No. 4 (4.75 mm)	95 to 100	70 to 85
No. 8 (2.4 mm)	80 to 98	50 to 70
No. 16 (1.2 mm)	50 to 85	35 to 55
No. 30 (600 μm)	25 to 60	20 to 35
No. 50 (300 μm)	10 to 30	8 to 20
No. 100 (150 μm)	2 to 10	2 to 10

Fuente: (Institute, 2016)

### a.2) AGUA

El agua de la mezcla está compuesta por el agua añadida a la mezcla y el agua contenida en el agregado. El agua relacionada con el uso de agua en el hormigón tiene dos funciones: como componente de la mezcla, inicia una reacción química del cemento en el agua para fraguar y endurecer el hormigón, y se utiliza como medio de curado del hormigón cuando este se adopta el método. Aunque en estas aplicaciones las propiedades del agua tienen efectos de importancia diferente, generalmente se recomienda utilizar una única calidad de agua en ambos casos. Puede utilizar casi cualquier agua natural que sea potable, que no tenga un color o sabor obvio, y que tenga un pH de 7, que no contenga sustancias disueltas ni concentraciones mínimas.

El agua mezclada de calidad cuestionable tendrá un efecto adverso sobre el hormigón a corto, medio y largo plazo. Los efectos a corto plazo suelen estar relacionados con la resistencia inicial y el tiempo de fraguado, y los efectos a medio plazo están relacionados con la resistencia de los siguientes 28 días o más, mientras que los efectos a largo plazo pueden incluir ataque de sulfato y reacción álcali-agregado (ZUÑIGA, 2008)

### **a.3) CEMENTO**

Todos los tipos de cemento Portland actualmente en el país que cumplen con las normas ASTM C 150 o C 59 pueden usarse para refinar concreto y mortero, y el tipo puede seleccionarse de acuerdo con las necesidades especiales de la obra. En nuestro entorno, se encuentran los siguientes:

- Cementos Pórtland Tipo I para uso general.
- Cementos Pórtland Tipo II para uso de exposición a la acción de sulfatos o cuando se necesita un moderado calor de hidratación.
- Cementos Pórtland Tipo III para uso cuando se requiere alta resistencia inicial.
- Cementos Pórtland Tipo IV para uso cuando se requiere bajo calor de hidratación
- Cementos Pórtland Tipo V para uso cuando se requiere alta resistencia a los sulfatos.

Debido a la diferencia de materias primas en el proceso de fabricación, se recomienda utilizar el mismo tipo de cemento y la misma marca, y si es posible utilizar el cemento de la misma fábrica. Si el hormigón se desecha en suelo o agua con alta concentración de sulfato, se debe utilizar cemento resistente a los sulfatos, como el tipo II o el tipo V. Para materiales refractarios, se debe utilizar cemento de aluminio. Se utiliza para un endurecimiento rápido, puede proporcionar resistencia al calor y cierta resistencia a los ácidos. Sin embargo, debido a su elevado calor inicial de hidratación, su uso requiere una serie de precauciones. Estas precauciones incluyen limitar la carga y limpiar máquinas, equipos y mangueras con frecuencia; también es necesario utilizar arena muy seca.. (ZUÑIGA, 2008)

#### **a.4) ADITIVOS REDUCTORES DE AGUA**

La función principal del aditivo reductor de agua es mejorar la procesabilidad de la mezcla sin afectar la relación agua-cemento ( $a/c$ ), por lo que no afecta la resistencia de la mezcla. Esto se debe a que el agente reductor de agua es una sustancia que causa una alta dispersabilidad.

Partículas de cemento. El agente reductor de agua de alto rango debe cumplir con los requisitos de ASTM C 494-92. El agente reductor de agua solo se utiliza en concreto y mortero fundido en húmedo para optimizar la mezcla y el transporte, obtener una mayor homogeneidad y promover la hidratación completa del cemento; Ayuda al pulso a través de tuberías y mangueras. Hay dos tipos de aditivos reductores de agua, ordinarios y avanzados, también conocidos como super fluidizantes o superplastificantes. El reductor de agua ordinario reduce el contenido de agua entre un 5% y un 12%, mientras que el reductor de agua de alto rango reduce el contenido de agua en al menos un 12%. Debido a la disminución de la cantidad de agua, la relación agua-cemento ( $a/c$ ) puede superar 0,5, lo que conducirá a un aumento de la resistencia del hormigón. Los materiales comúnmente utilizados como plastificantes o aditivos reductores de agua son:

- Ácido lignosulfónico y sus sales; reducir el agua mezclada del 5% al 10% y también retrasar el tiempo de fraguado de 1 hora a 3 horas. Cuando se trabaja en un rango de temperatura de  $18^{\circ}\text{C}$  a  $38^{\circ}\text{C}$

- Ácidos carboxílicos y sus sales; reducen el agua mezclada del 5% al 8% y también retrasan el tiempo de fraguado en 1 hora a 3 horas. Cuando se trabaja en un rango de temperatura de  $18^{\circ}\text{C}$  a  $38^{\circ}\text{C}$

- Polisacáridos, carbohidratos y ácido azul; estos retrasan la solidificación de la mezcla de diversas formas y no suelen arrastrar aire (ZUÑIGA, 2008)

#### **a.5) ADITIVOS ACELERANTES DE FRAGUA**

Los aditivos que favorecen el fraguado acortan el tiempo de fraguado y aumentan la velocidad de fraguado del hormigón, son solubles en agua y tienen un efecto químico sobre la mezcla, pudiendo obtenerse una alta resistencia en poco tiempo. Desafortunadamente, la mayoría de los aceleradores de fraguado tienen un efecto adverso en las propiedades del concreto, como aumento de la contracción por secado, aumento de la porosidad, aumento de la permeabilidad, disminución de la resistencia química y disminución de la durabilidad. Al utilizar aceleradores se deben tomar precauciones para incorporar la mezcla a la mezcla antes de aplicarla directamente a la boquilla del emisor, de lo contrario puede provocar que la mezcla solidifique prematuramente y dañe el equipo; en un ambiente caluroso este riesgo aumentará, el calor de hidratación se generará rápidamente en un entorno acelerado.

Bajo ciertas condiciones, el cloruro de calcio que cumpla con los requisitos de ASTM D 98 puede usarse como acelerador, aunque la cantidad no debe exceder el 2% del contenido de agregado y agua en relación con el cemento y los iones de cloruro, incluidos los iones de cloruro. de acuerdo con ACI 318, no deben exceder el límite recomendado actualmente para el total de iones de cloruro (CI) en el concreto (expresado como porcentaje del peso del cemento).  
(ZUÑIGA, 2008)

#### **a.6) DOSIFICACIÓN.**

La dosificación está en función a la resistencia que se quiera obtener.  
En nuestro caso la dosificación es.

Tabla 16  
Diseño de mezcla de Shotcrete

<b>Diseño de Mezcla 425 Cemento</b>		
<b>Proporcione de Peso Seco</b>	<b>Cantidades</b>	<b>Unidades</b>
Cemento Andino Tipo I	425	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	170	L/m <sup>3</sup>
Agregado Global	1610	Kg/m <sup>3</sup>
Aditivo Neoplast 2000HP 1.1	4	L/m <sup>3</sup>
Fibra Metálica	20	Kg/m <sup>3</sup>
Aditivo Gunitoc L-33 Plus	21	L/m <sup>3</sup>

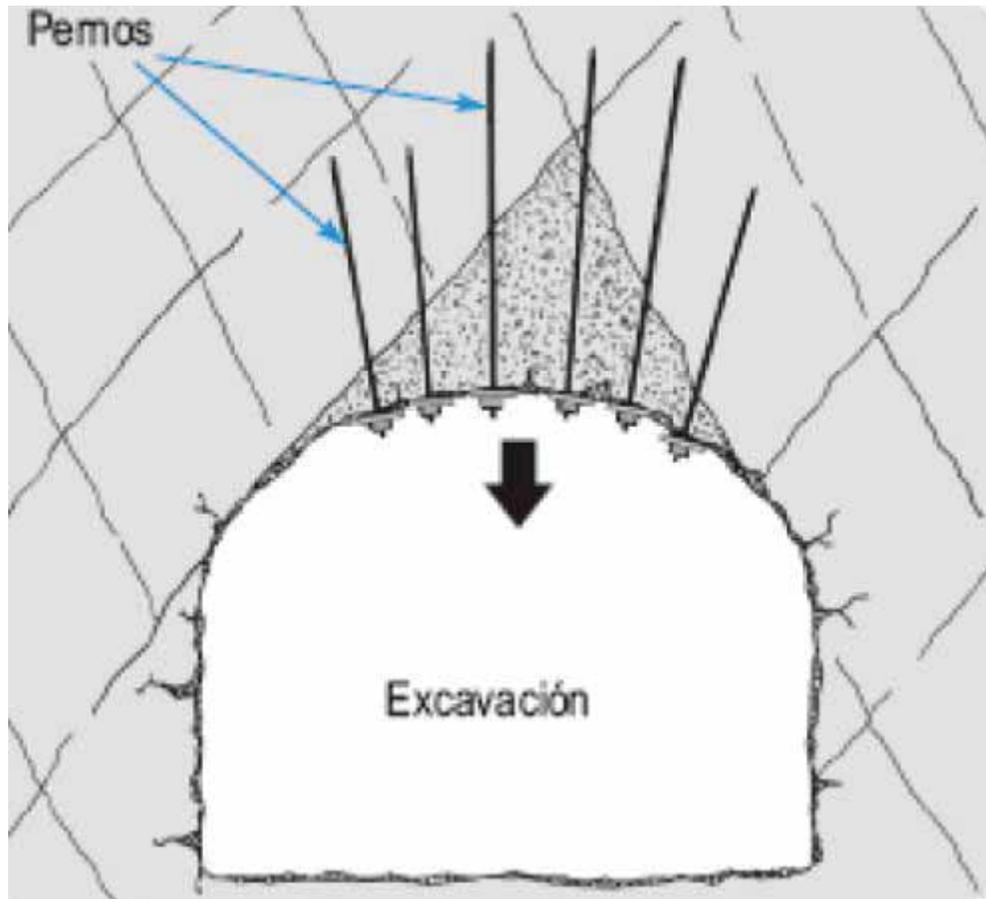
Fuente: Área Geomecánica Proyecto Yumpag

Nota: “Este diseño de mezcla nos permite obtener resistencias de 280Kg/cm<sup>2</sup>”

**b) PERNOS EN ROCA.**

La función principal de todas las varillas de anclaje es resistir el movimiento o dislocación del macizo rocoso. Por lo general, en la roca dura, esta dislocación es el resultado de fallas y grietas. Debido a la presión vertical u horizontal, la influencia de la gravedad en el bloque y la influencia de los cambios de temperatura y humedad en la roca masiva, estas grietas y formaciones se abrirán con el tiempo. (ZUÑIGA, 2008).

Ilustración 10 Sostenimiento de cuña con Perno

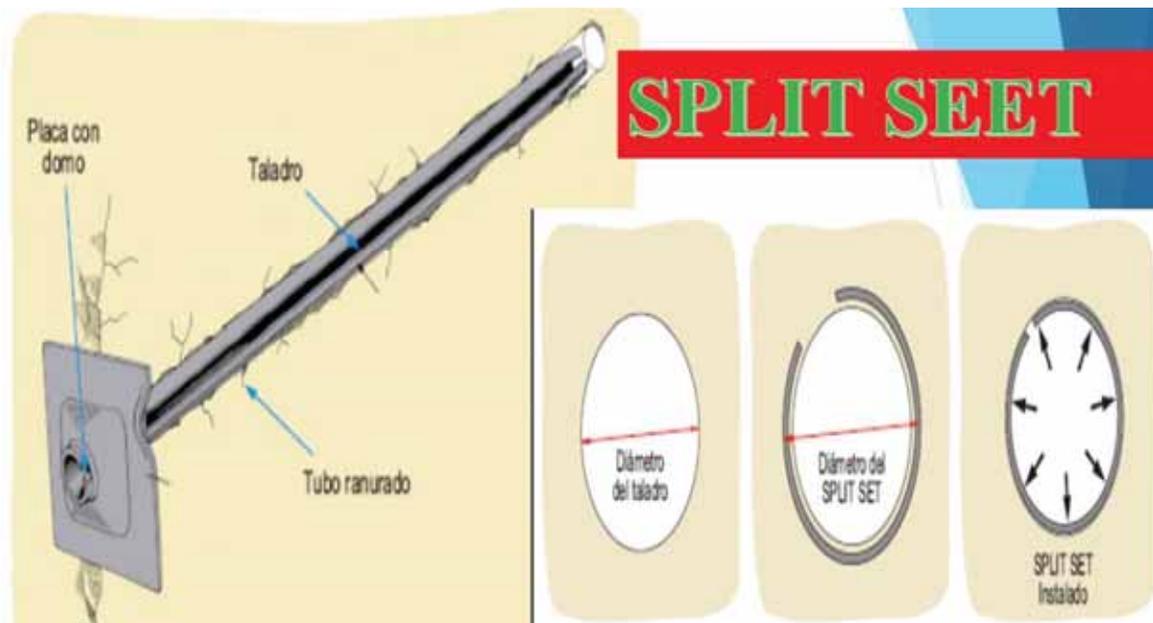


Fuente: (Cubillas, 2017)

**b.1) PERNOS SLIPT SET.**

El perno estabilizador se inserta en el orificio de menor diámetro, que sirve como molde para comprimir el estabilizador al diámetro del orificio, cerrando parcialmente la ranura en el proceso. El perno estabilizador de fricción está hecho de un tubo de acero cuyo diámetro es mayor que el diámetro del agujero y está dividido en la dirección longitudinal en el centro. La fricción generada por el lado del perno lo asegura en su lugar al generar una fuerza de extensión fundamental. Este proceso proporciona fricción, que actúa para evitar el movimiento o la separación del suelo. La compresión sobre el estabilizador produce una fuerza de restricción radial que expande toda la longitud de contacto con la roca circundante.

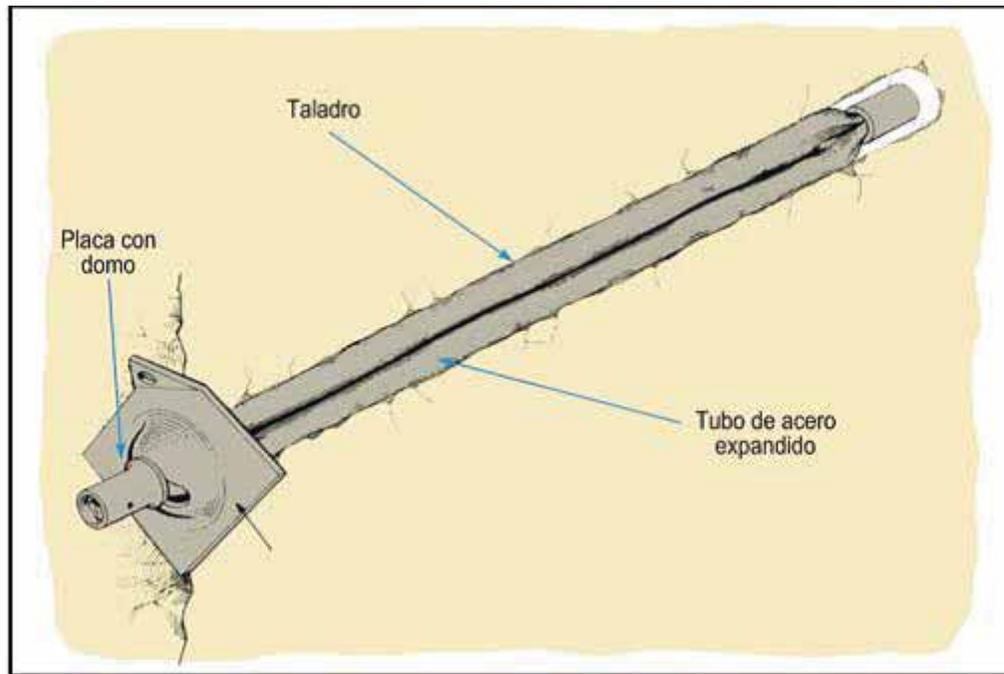
Ilustración 11 Perno Split Set



Fuente: (revista seguridad minera, 2019)

### **b.2) PERNOS SWELEX.**

Están hechos de tubos de acero, fabricados de placas de doble plegado, y cerrados en ambos extremos por dos manguitos soldados. Colóquelos en un agujero 15 mm más grande que el diámetro del perno. Después de la introducción, con la ayuda de bombas portátiles y pinzas, se inflarán con agua a una presión de 30 MPa y se ajustarán completamente a la pared del pozo.

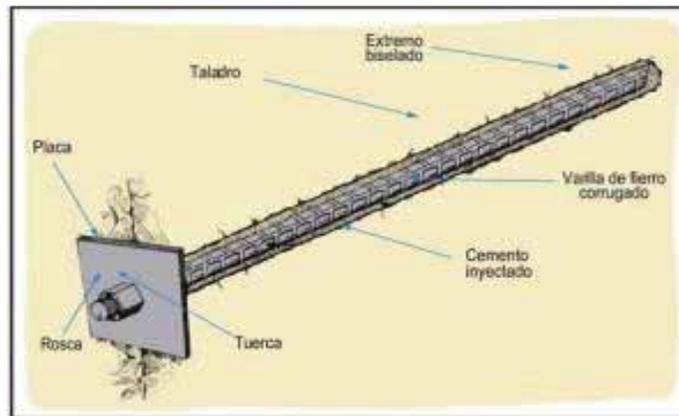


Fuente: (revista seguridad minera, 2019)

### **b.3) PERNOS HELICOIDALES**

Están fabricados de una varilla de hierro o acero con biselado, que está confinada dentro del taladro con cemento (empacado en cartucho o inyectado), resina (empacado en cartucho) El anclaje entre la barra y la roca se realiza a lo largo de toda la longitud del elemento de refuerzo a través de tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación. Los dos últimos mecanismos son los más importantes porque la efectividad de estos pernos depende de la relación entre los dos. Adhesión. El hierro y la roca que proporciona el cemento, a su vez, desempeñan un papel en la prevención de la corrosión. Prolonga la vida útil de los pernos. Según esta función, en presencia de agua, especialmente en agua ácida, el gelificante recomendado será la resina y en ausencia de agua será el cemento. (ZUÑIGA, 2008)

Ilustración 13 Perno Helicoidal



Fuente: (revista seguridad minera, 2019)

#### 2.3.4.4 CONTROL DE CALIDAD DESPUÉS DE LA INSTALACIÓN.

##### a) SHOTCRETE.

El hormigón proyectado es un material que requiere una cuidadosa atención desde el diseño hasta la colocación. Esto es más un arte que una ciencia. Por tanto, es fundamental establecer procedimientos de control de calidad adecuados para garantizar la calidad del producto final. Los factores que determinan la calidad del hormigón proyectado y deben controlarse son: diseño, materiales, equipo de construcción, operadores, técnicas de construcción, procedimientos de inspección y prueba. Debe asegurarse que el espesor, el refuerzo y la proporción de mezcla del hormigón proyectado cumplan con los requisitos de diseño. Debe asegurarse que el suministro, manipulación y almacenamiento de materiales cumplan con las especificaciones de diseño y deben ser aprobados por la autoridad de diseño.

Es necesario asegurarse de que los requisitos de aire, presión y volumen del equipo de aplicación sean los correctos, y mantener, limpiar, calibrar y verificar periódicamente la velocidad de pulverización, el mezclador, la manguera, etc. El control de calidad de los operarios asegurará la alta calidad del hormigón proyectado, y debe partir de dos aspectos: la formación y evaluación del personal y la ejecución de la prueba previa a la construcción. El control de calidad

de la tecnología aplicada debe asegurar que los procesos y técnicas descritos en este documento se cumplan fielmente, ya que representan buenas prácticas de inyección. Este es uno de los factores más importantes a considerar al instalar hormigón proyectado.

**a.1)        *PRESIÓN DE AIRE***

El hormigón proyectado debe ser monitoreado constantemente en las tareas de lanzamiento, y la presión del aire debe estar entre 5 y 7 bar. Según la situación provocada por la pérdida de presión de aire o el aumento brusco del trabajo, se debe seleccionar el estándar del experto (operador del robot lanzador).

**a.2)        *PRUEBAS DE LABORATORIO***

Prueba en el laboratorio de control de calidad para determinar las especificaciones del agregado (arena) según las normas ASTM 33, determinar la resistencia a la flexión, la resistencia a la compresión y la absorción de energía de los paneles cuadrados según la norma (EFNARD) y redondos según la prueba ASTM 1550.

**a.3)        *SLUMP***

La prueba se realiza en hormigón fresco para determinar su asentamiento, trabajabilidad, consistencia o fluidez del hormigón. En la prueba de diseño de hormigón proyectado, utilizamos 5-6½ pulgadas. La depresión, que se completa con la prueba del cono de Abrams.

*Ilustración 14 Foto de prueba de Slump*



Fuente: Elaboración Propia

**a.4) CONCRETO ENDURECIDO**

Se realizó el seguimiento del tiempo de fraguado inicial de las labores, encontrándose en el rango aceptable. La resistencia es indicada en psi. La escala va de 0 a 700 psi. El fraguado inicial se determina cuando se alcanza una resistencia de 500 psi.

*Ilustración 15 Foto de mediciones tomadas con Penetrómetro*



Fuente: Elaboración Propia

## **b) PERNOS.**

Para controlar la calidad de los pernos, se necesita un equipo de prueba hidráulica para realizar una prueba de tracción denominada "PullTest", que nos permitirá determinar la carga o capacidad de anclaje del perno en la roca.

*Ilustración 16 Foto de Pruebas de arranque de pernos Helicoidales*



Fuente: Elaboración Propia

### **2.3.5 VENTILACION DE MINAS.**

Desde el principio hasta hoy, el objetivo principal de la ventilación de la mina es proporcionar aire fresco para que las personas respiren y diluir y extraer el polvo y el gas de las operaciones subterráneas (explosión, extracción, carga y transporte). En los últimos años, la demanda de aire ha aumentado drásticamente para diluir la mina y concentrar el gas nocivo emitido por una gran cantidad de equipos diesel de alto tonelaje en la mina, lo que implica varios métodos de extracción.

De hecho, en el pasado generalmente no existía tal fuerza para cumplir con los requisitos actuales, porque la velocidad de extracción en ese momento no era tan rápida como la velocidad de extracción actual. Por lo tanto, no podemos ignorar el hecho de que los requisitos de comodidad y seguridad adoptados hoy son mayores, lo que lleva a que se aumente el número y tamaño de los ventiladores en cada sistema de ventilación y se optimice su control.

En el ámbito de la ventilación, llamamos a la cantidad de aire movida por el ventilador como "flujo de aire o ventilación", y el aumento de presión que se produce en el sistema se denomina normalmente presión del ventilador. Cuando el ventilador se utiliza como impulsor, la última denominación no será del todo correcta.

#### ***2.3.5.1 CLASIFICACION DE VENTILADORES.***

##### ***a) VENTILADORES CENTRIFUGOS.***

El ventilador centrífugo incluye un rotor encerrado en una carcasa en espiral. El aire que entra a través del orificio del rotor paralelo al eje del ventilador es aspirado por el rotor y arrojado a la carcasa, y descargado en ángulo recto con el eje a través de la salida. Puede ser de entrada única o doble. Son ventiladores de flujo radial. La trayectoria del fluido sigue la dirección.

(zitron, 2012).

*Ilustración 17 Ventilador centrifugo*

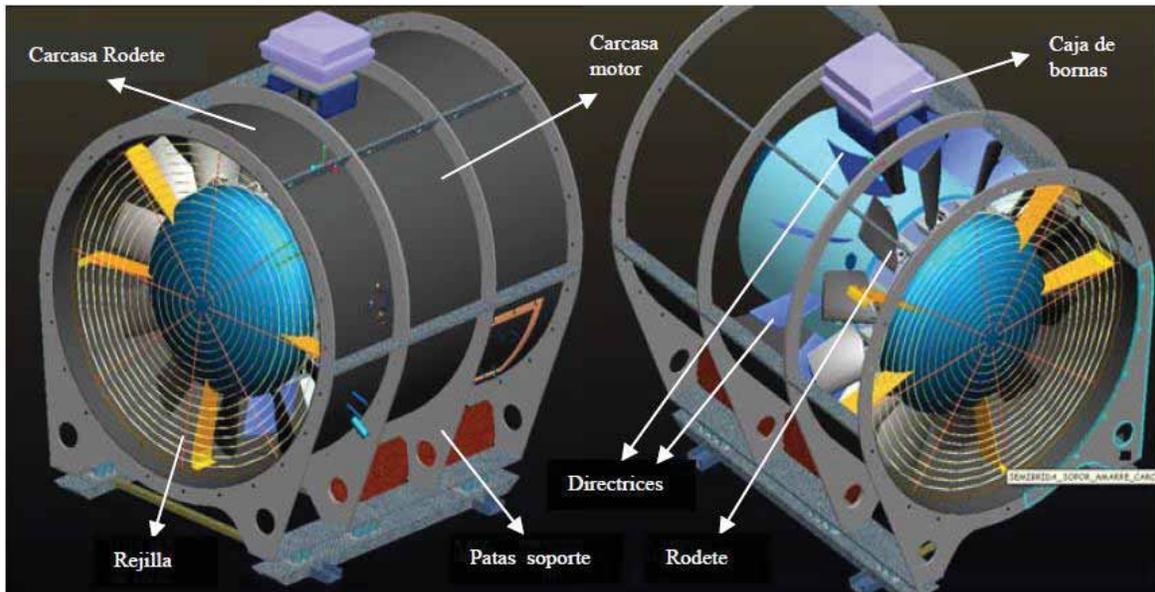


Fuente: (zitrón, 2012)

***b) VENTILADORES AXIALES.***

El ventilador axial adopta un diseño aerodinámico. Este tipo de ventilador consta principalmente de un impulsor alojado en una o más carcasas cilíndricas. Las paletas de guía se agregan detrás del rotor para convertir el ventilador turbo axial en un ventilador axial con paletas de guía. Puede operar en un amplio rango de volumen de aire, a una presión estática de baja a media alta, y puede generar una presión estática más alta que los ventiladores centrífugos, y al mismo tiempo es más eficiente. Mientras se apoya el diseño, se agregan paletas de guía, ya sea de succión o escape, o ambos, para que el flujo de aire pueda fluir fuera del equipo. (zitrón, 2012)

Ilustración 18 Ventilador Axial



Fuente: (zitrón, 2012).

### 2.3.5.2 RED DE VENTILACION.

El objetivo de la red de ventilación es determinar el reparto de caudal de aire que ingresa a la mina entre sus labores y comprobar que dichos caudales igualan o superan al requerido en la mina, el software Vetsim Visual se basa en las siguientes teorías: Leyes de Kirchhoff, Ecuación de Atkinson, Algoritmo de Harry Cross por otro lado el cálculo de requerimiento de aire se realiza en función al DS 024-2016-EM esto se detalla en el Capítulo IV.

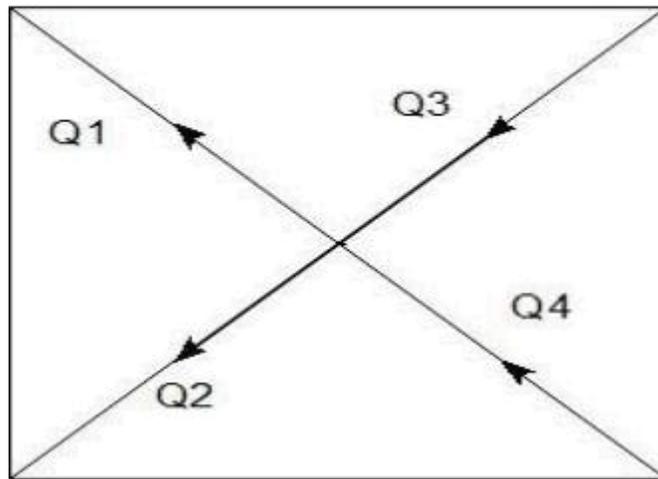
#### a) *Leyes de Kirchhoff:*

##### a.1) *Primera ley de Kirchhoff*

La suma de todo el aire que fluye hacia el nodo debe ser igual a la suma de todo el aire que sale del nodo.

Ilustración 19 Primera Ley de Kirchhoff

$$Q_1 + Q_2 = Q_3 + Q_4$$

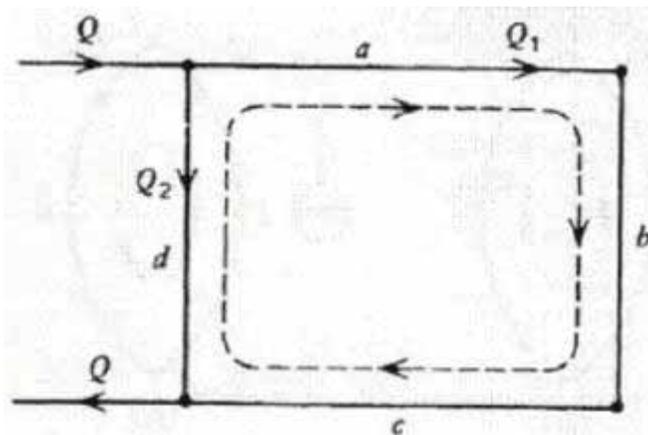


Fuente: (TORRES, 2016)

### a.2) Segunda ley de Kirchhoff

La segunda ley de Kirchhoff establece que la suma de las caídas de presión en una red cerrada debe ser igual a cero, lo que se puede expresar como:

Ilustración 20 Segunda Ley de Kirchhoff



Fuente: (TORRES, 2016)

### b) Ecuación de Atkinson.

El valor de resistencia (R) depende de ciertas características del conducto de ventilación, como el tamaño del conducto, la pared del conducto o el "coeficiente de fricción". La fórmula de Atkinson toma en consideración estos factores y establece

$$P = \frac{KCLQ^2}{A^3} * \frac{W}{1.2}$$

$$P = \frac{KCLV^2}{A} * \frac{W}{1.2}$$

Donde:

P = Pérdida de presión (Pa).

C= perímetro (m).

L= longitud (m<sup>2</sup>).

Q= Flujo de cantidad (m<sup>3</sup> /s).

V= Velocidad del flujo (m/s)

K= Factor de fricción (Ns<sup>2</sup> /m<sup>4</sup>).

W = Densidad del aire (Kg/m<sup>3</sup>)

**c) Algoritmo de Harry Cross.**

Esta técnica iterativa considera un flujo de aire Q a través que pasa de un conducto de resistencia R. en el cual se cumple la relación.

$$\Delta QP = RQ^2$$

Donde:

$\Delta Q$  = es el error existente en el Qa asumido.

R = Resistencia de conducto

Q = Flujo del conducto.

P = Caída de presión.

El problema ahora es encontrar el valor  $\Delta Q_a$  que se aplicará al valor hipotético Qa. Si encontramos la verdadera representación del conducto de aire en la mina, no está aislado, sino

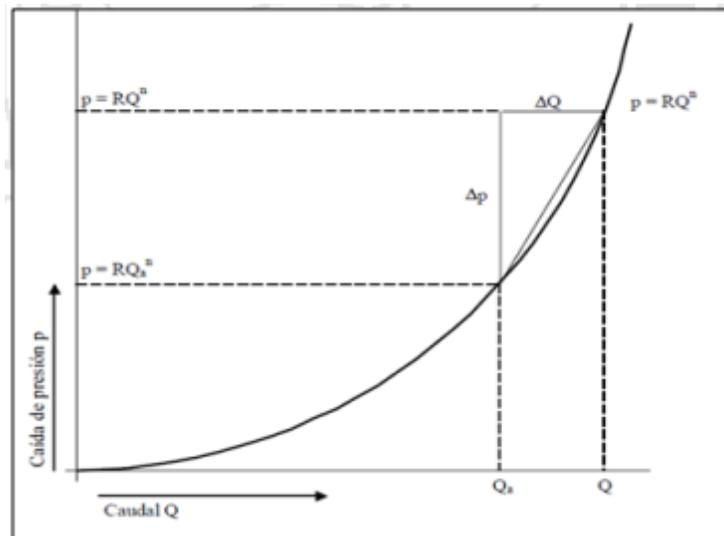
integrado en la red de conductos de aire El tamaño del conducto de aire también depende de la expansión de la red.

$$Q = Q_a + \Delta Q$$

Entre ellos, cuando se asume que el valor  $Q$  no es el valor verdadero,  $\Delta Q$  es el error.

Asimismo,  $\Delta P$  será el error generado al calcular la caída de presión real  $p$ . Por tanto, el problema es determinar el valor de la cantidad de corrección  $Q$  que deberá aplicarse a  $Q_a$  para encontrar el valor real del caudal  $Q$ .

Ilustración 21 Grafico de Presiones

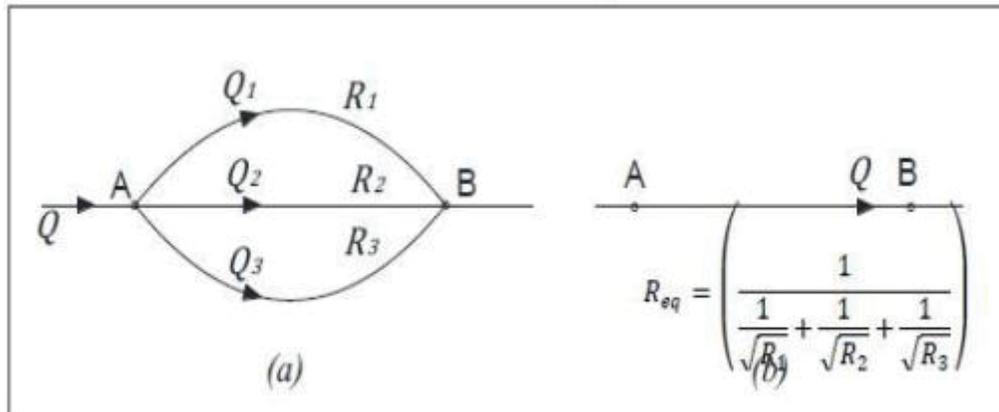


Fuente: (TORRES, 2016)

#### d) Circuito en paralelo

Esto es cuando el flujo de aire total se distribuye a varios canales. Cuando los flujos pasan por galerías o galerías bifurcadas en paralelo, el volumen total es la suma de los volúmenes que pasan por cada rama.

Ilustración 22 Circuito en paralelo



Fuente: (TORRES, 2016)

$$Q_T = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \dots$$

La pérdida de resistencia es la misma a través de cualquier ramal.

$$P_T = P_1 = P_2 = P_3 = \dots$$

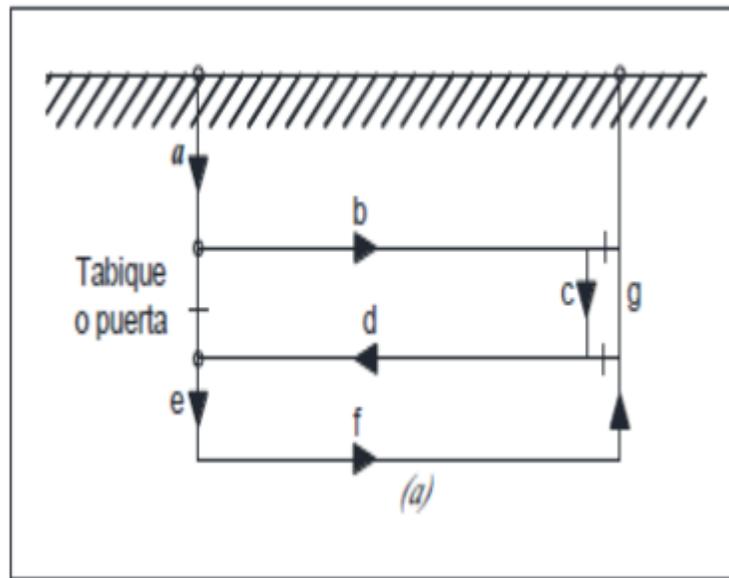
Sabiendo  $P = RQ^2$ , se puede decir que se puede saber que R y Q encuentran P sin usar la fórmula de resistencia. De lo anterior, también se puede decir:

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} + \dots$$

**e) Circuito en serie.**

El circuito tiene la siguiente relación: desde el aire que entra a la mina hasta que sale de la mina, la cantidad total de aire en todo el circuito es la misma.

Ilustración 23 Circuito en serie



Fuente: (TORRES, 2016)

$$QT = Q1 = Q2 = Q3 = \dots$$

La resistencia total es igual a la suma de la pérdida o resistencia de cada canal por el que pasa el flujo, a saber:

$$PT = P1 + P2 + P3 + \dots$$

La relación entre (PT) y el caudal QT es la misma.

$$PT = Q^2 (R_1 + R_2 + R_3 + \dots)$$

Como todos los volúmenes son iguales se establece que:

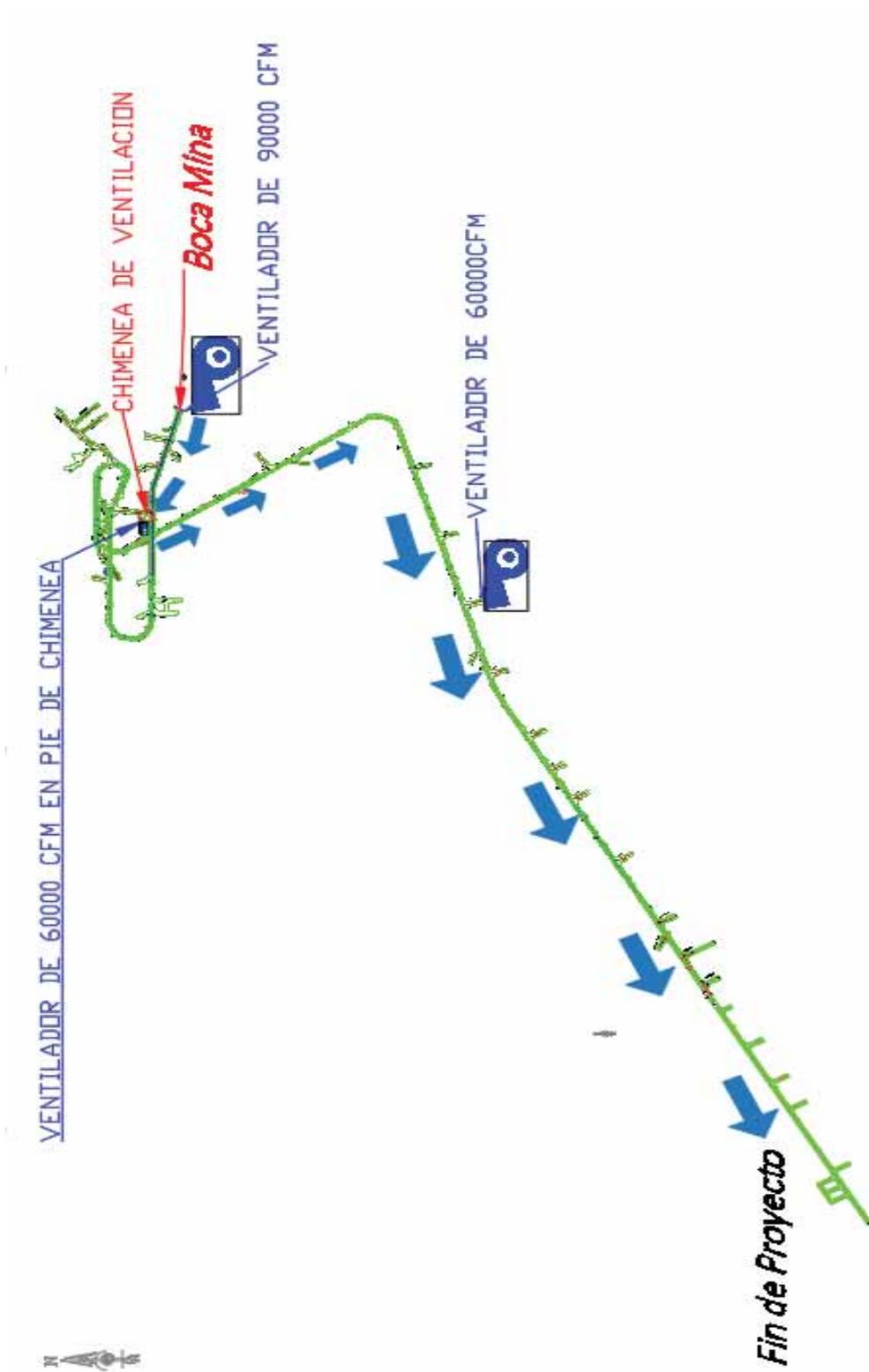
$$R_e = R_1 + R_2 + R_3 + \dots$$

*Ilustración 24 Ventilador axial en Rampa Yumpag*



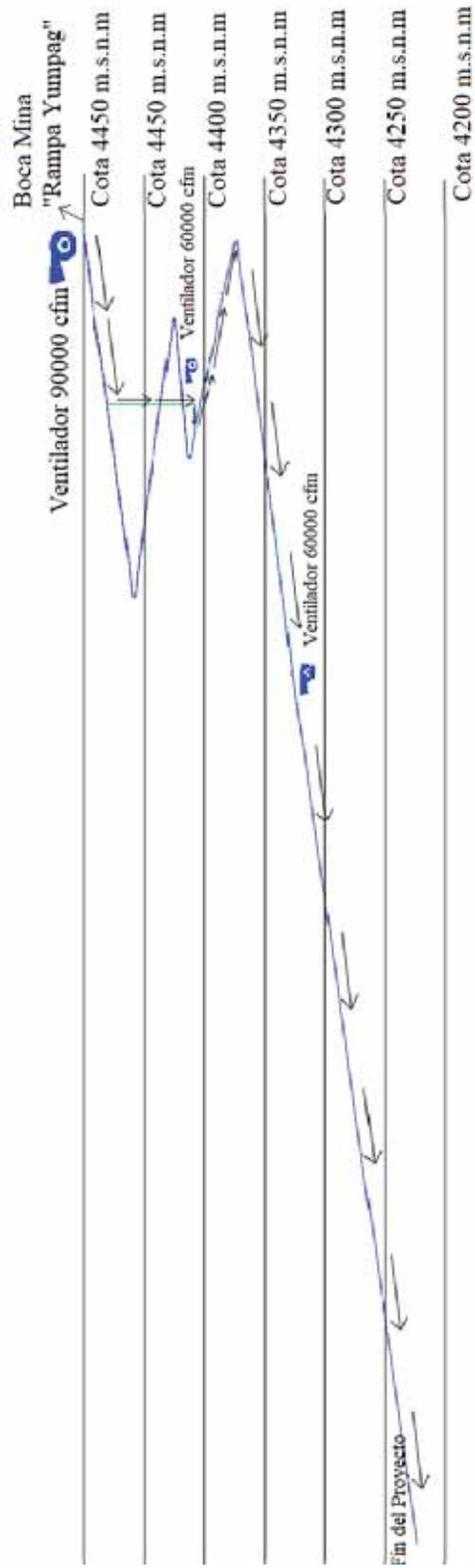
Fuente: Elaboración Propia.

Ilustración 25 Circuito de Ventilación Rampa Yumpag



Fuente: Elaboración Propia

Ilustración 26 Plano de Ventilación de la Rampa Yumpag



Fuente: Elaboración Propia

### **CAPITULO III:**

#### **DIAGNOSTICO DE OPERACIONES MINERAS Y AMBITO DE ESTUDIO**

##### **3.1 DESCRIPCION DE LA EMPRESA MINERA.**

Compañía de Minas Buenaventura es una empresa de capitales nacionales la cual se dedica a la exploración, explotación y beneficio de minerales, la cual fue fundada en el año 1953, actualmente es una de las firmas más importantes y referentes del sector, entre los principales minerales que se trata son el oro, la plata, el zinc, el proyecto Yumpag, es un proyecto que en el que se identificaron importantes reservas minerales mediante la perforación de taladros diamantinos por lo cual se decide construirla Rampa Yumpag con la finalidad de que la Rampa sirva para la extracción del mineral encontrado y continuar con las exploraciones.

### **3.2 PRODUCCION.**

El proyecto Yumpag, al ser por el momento un proyecto y no una unidad de producción, aun no se explotan las reservas de mineral por ende no existe producción, sin embargo, se estima una producción de 500 TMD las cuales serán transportadas a la planta de concentración de la Unidad Minera Uchucchacua que tiene una capacidad de tratamiento de 3910 TMD, cabe resaltar que la Unidad Minera Uchucchacua que se encuentra ubicada a 6 km del proyecto Yumpag.

### **3.3 TIPO DE OPERACION.**

El Proyecto Yumpag se ejecuta mediante la operación subterránea de la Rampa Yumpag, que inicia en el nivel 4490 m.s.n.m proyectándose hasta alcanzar el nivel 4200 m.s.n.m con 2350 metros de Rampa con una pendiente de 12%, bajo un planeamiento y diseño de las labores subterráneas, para el cumplimiento de la capacidad de producción establecida.

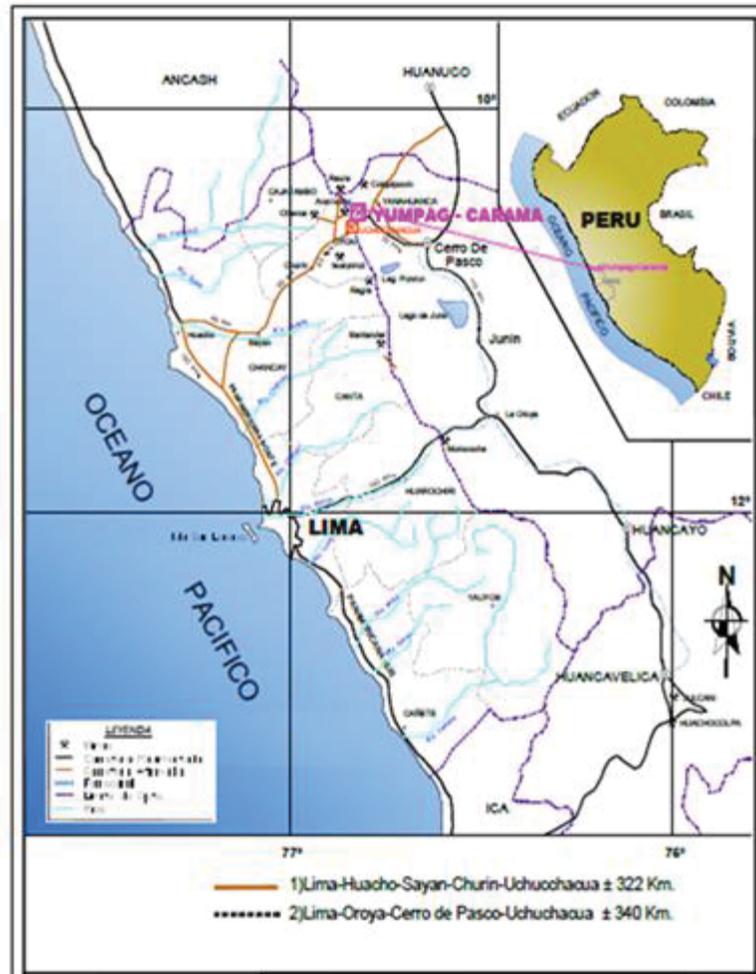
### **3.4 AMBITO DE ESTUDIO.**

#### **3.4.1 UBICACIÓN DEL YACIMIENTO.**

La ubicación política del proyecto Yumpag-Carama se ubica en el distrito Yanahuanca de la región Daniel Carrión-Pasco, a 6 kilómetros de la línea recta NE de la mina Uchucchacua, cruzando el límite continental. Se ubica en los Andes (Cordillera Occidental) en el centro de Perú, en el cuadrilátero geológico 22J-Oyón. La altitud varía de 3900 a 4700 metros sobre el nivel del mar. Las coordenadas UTM que limitan el área del embalse son: de 319,500 E a 322,000 E; de 8,829,000 N a 8,831,500N.

### 3.4.2 ACCESIBILIDAD.

Ilustración 27  
Ruta de Acceso al Proyecto Yumpag.



Fuente: Elaboración Propia

Para acceder hacia el Proyecto se cuenta con dos vías de acceso:

- 1) Lima – Huaura – Sayán - Churín – Oyón – Uchucchacua – Yumpag, con un tiempo aproximado de diez horas (315 Km.).
- 2) Lima – Oroya - Junín – Pasco – Yumpag, con un tiempo de once horas (356 Km)

### **3.4.3 CLIMA Y VEGETACIÓN**

Entre mayo y noviembre (época seca), el clima es frío y seco, con temperaturas extremadamente bajas que llegan a menos de 0 ° C, y durante los meses de diciembre a abril, las precipitaciones sólidas tipo granizo y pluma son grandes (nieve).

Aunque la vegetación típica de esta zona es escasa y compuesta principalmente de Izu, es diferente a otras especies en arroyos y cañones, pero allí se llevó a cabo la agricultura inicial.

### **3.4.4 FLORA Y FAUNA**

El distrito de Yanahuanca tiene una variedad de animales domésticos en sus diversas comunidades de agricultores, que incluyen: ovejas, vacas, camélidos, cerdos, cabras y caballos. Animales más pequeños: cobayas, conejos, aves de corral.

### **3.4.5 FISIOGRAFÍA Y TOPOGRAFÍA.**

La geomorfología del área de estudio corresponde generalmente a la Sierra Central del Perú, representada por la cordillera occidental de los Andes peruanos. Se ubica en el extremo norte del Nudo de Pasco o Meseta del Prado, en la parte oriental del continente. El valle intermitente de los Andes El origen horizontal del agua se encuentra frente a las cuencas hidrológicas del Océano Atlántico (Cuenca del río Huallaga) y el Océano Pacífico (Cuenca del río Huaura), que por supuesto muestra un claro contraste entre altitud y clima. El área del proyecto está ubicada en una zona montañosa típica de la región de la Sierra (región de los Andes), en la parte superior de la microcuenca del río San Juan Baños de Rabbi, que muestra la forma de relieve clásica de la erosión glacial.

## **3.5 GEOLOGÍA REGIONAL.**

### **3.5.1 ESTRATIGRAFÍA.**

En el área de estudio, la secuencia estratigráfica es de unos 4500 m en el rango vertical desde el Jurásico Superior hasta el Terciario Superior (Oligoceno temprano), cubierto por la capa de roca volcánica del Terciario Superior

El Cretácico Inferior (excluyendo Albi) está compuesto por material detrítico continental a terrestre de la Formación Goyllarisquisga, que está formado por la integración de los estratos Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. Solo la invasión valanginina de corta duración provocó el Fm. El material de ácido carbónico. En Aptiano, sagrado y esporádicamente esparcido en las delgadas capas calcáreas de la formación Carhuaz.

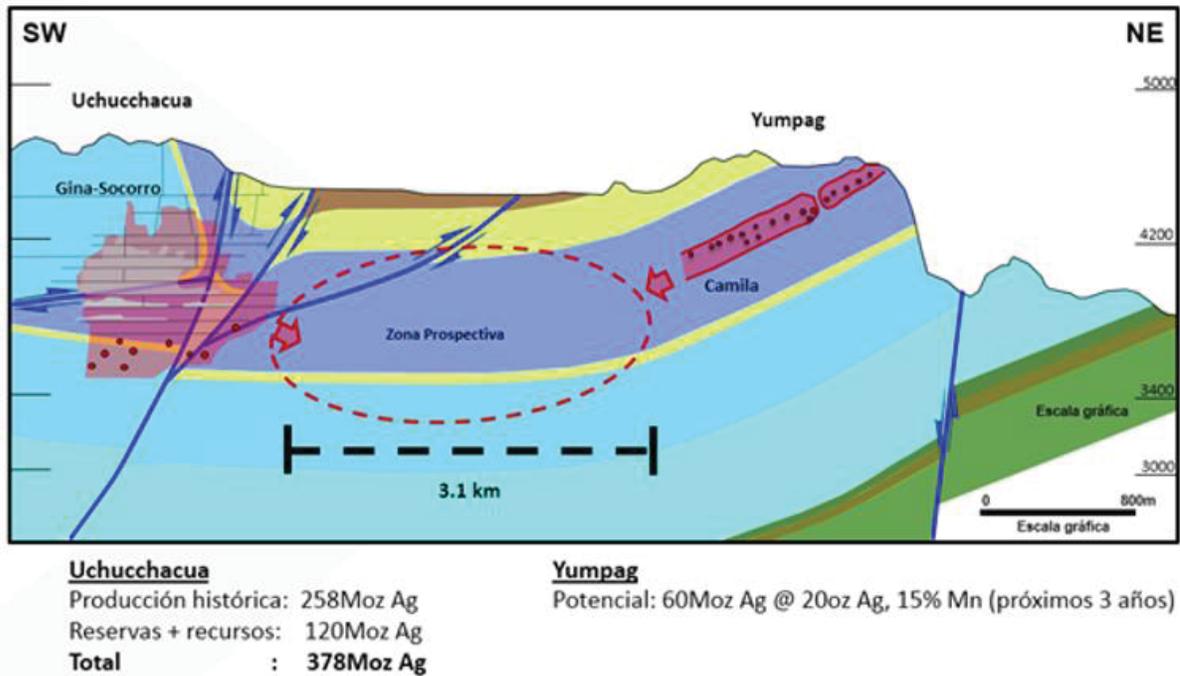
La transgresión a gran escala de la Cuenca de los Andes se inició al inicio de Albion, y se estableció una plataforma de carbonato. La plataforma de carbonato continuará actuando hasta el Campaniano y posiblemente incluso el Maastrichtiano (no confirmado por la paleontología en el área de estudio), que condujo a la deposición de la cuenca. Formación Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha, Celendín y la parte básica del grupo Casapalca.

A fines del Cretácico, la Cuenca de los Andes se elevó y experimentó deformaciones regionales, lo que se tradujo en el retorno y establecimiento de tierras submarinas afectadas por condiciones de oxidación y erosión, que aportaron sedimentos rojos a la parte superior de la Formación Casaparka. A mediados del Eoceno, fue interrumpido por la etapa principal de compresión (etapa Inca) de la tectónica andina.

Durante el período tectónico Inca, se desarrolló la estructura de pliegue más grande, la falla inversa de la cordillera occidental, desde el desbordamiento general contemporáneo NW-SE hasta la dirección general NE-SW lateral principal, el inicio de las fallas lateral derecha y sinusal, y experimentó la activación tectónica posterior.

Posteriormente, el área experimentó erosión y turbineización a largo plazo, hasta que apareció una actividad volcánica moderada en el Mioceno, lo que llevó a la acumulación de la Formación Calipuy, y la ubicación del reservorio intrusivo fue subvolcánica y plutónica.

Ilustración 28  
Reservas y recursos estimados del proyecto Yumpag



Fuente: Área Geología Proyecto Yumpag “Imagen tomada del proyecto Leapfrog V.6.3.0”

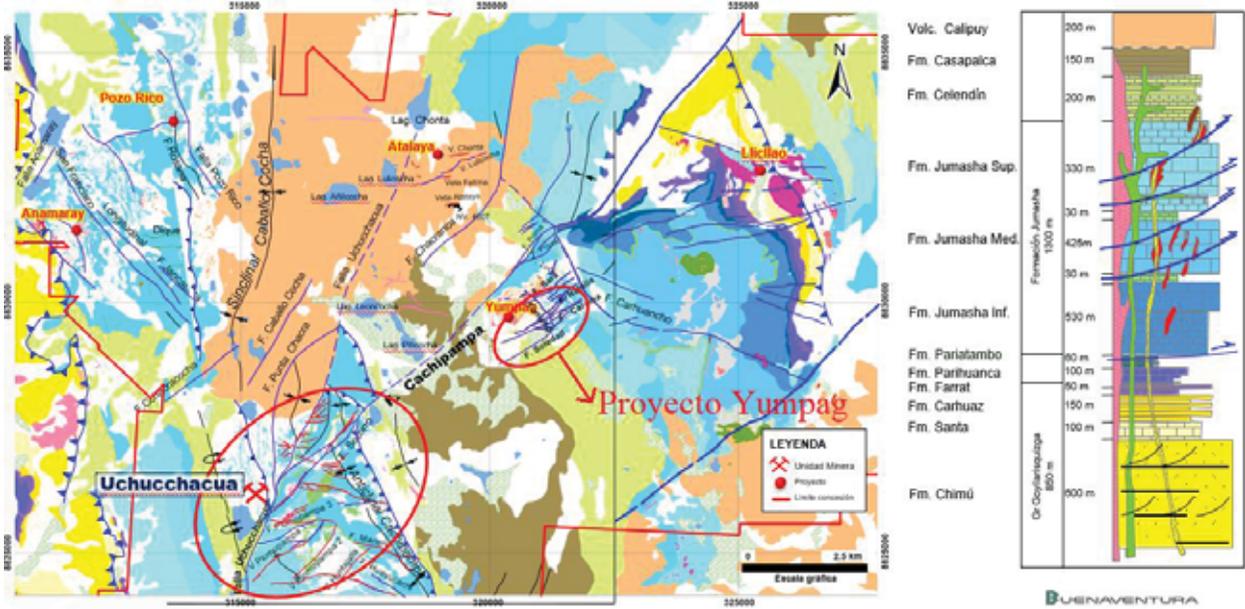
El Cuaternario se caracterizó por la acumulación de materiales morrénicos y fluvio-glaciares, sedimentos al pie de la montaña, depósitos aluviales y facies de ríos. También hay capas de hielo, que actualmente se encuentran en proceso de retroceso y extinción.

### 3.6 GEOLOGÍA LOCAL.

El proyecto Yumpag se ubica en la parte oriental de Cachipampa Pampa y consiste en una planicie de 4 km de longitud compuesta por rocas de la Formación Casapalca, que cubren la Formación Celendín, formando un amplio sinclinal, dividido en dos por la falla Cachipampa, que es del Ampliación mina Socorro (Oeste). , Y luego continuar hacia el este por el barranco San Juan Baños de Rabí. El rasgo geomórfico relevante que constituye el proyecto Yumpag es una reserva de composición ácida (Diorita), que corta la piedra caliza de la Formación Jumasha,

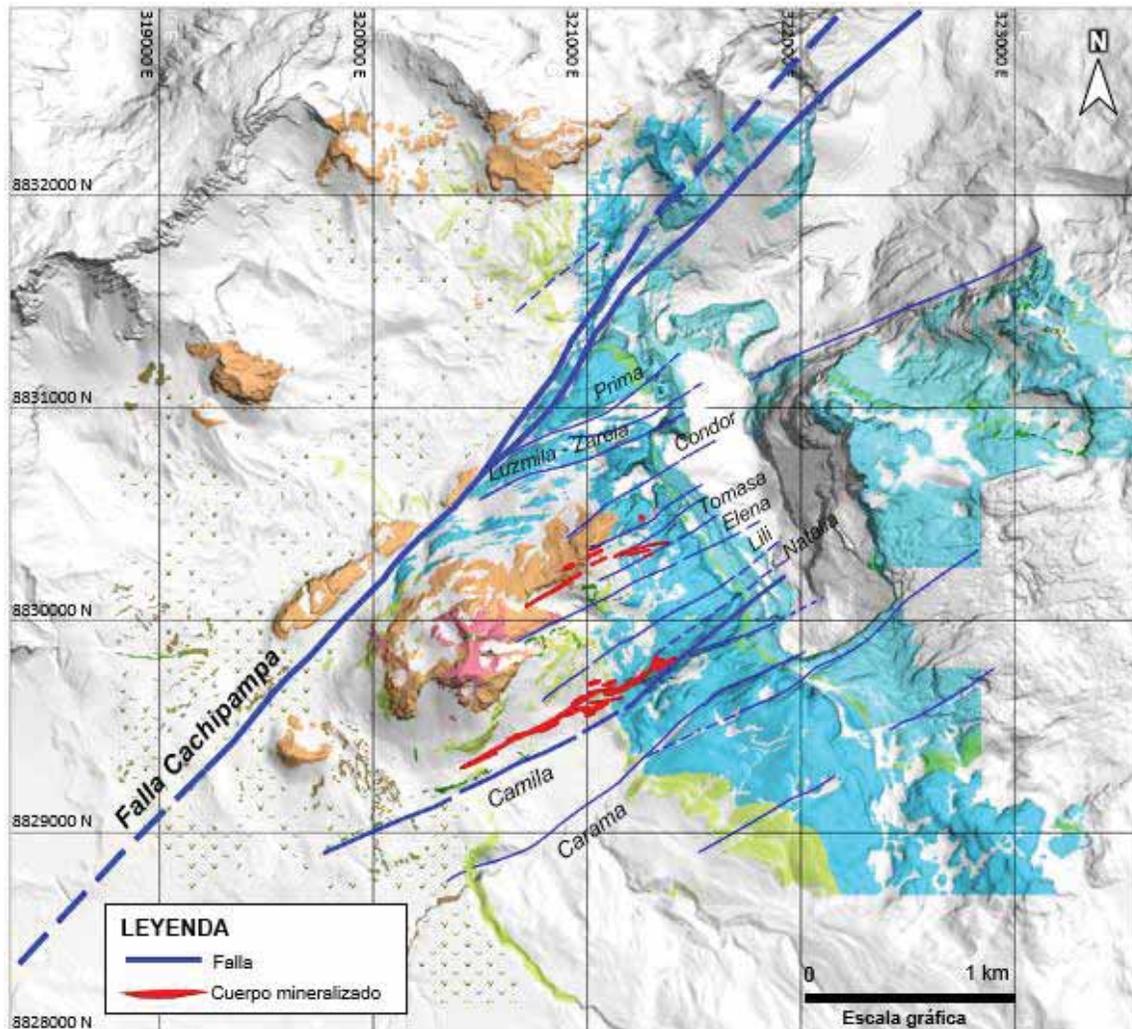
muestra un halo alterado (diagénesis y marmolización), y está cubierta por la roca volcánica del Grupo Calipuy.

Ilustración 29 Plano Geológico regional del Proyecto Yumpag



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

Ilustración 30 Plano geológico del Proyecto Yumpag



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

### 3.6.1 UNIDADES LITOLÓGICAS

#### 3.6.1.1 SEDIMENTARIOS

##### a) FORMACIÓN JUMASHA (KI-J)

Es la unidad geológica carbonatada más desarrollada y expuesta del Cretácico Superior en el área de estudio, con un espesor total de unos 1260 m, originalmente descrita por McLaughlin (1924) en el lugar del mismo nombre junto a la Laguna Purrún. Al sur del área de estudio.

Romani (1982) realizó el cartografiado de la región Uchucchacua en tres unidades (Jumasha Inferior, Medio y Superior),

La edad de la Fm. Jumasha, está comprendida entre el Albiano Terminal y la base del Santoniano, por la presencia de amonites.

***b) JUMASHA INFERIOR (KS-JI)***

Alternancia de calizas nodulosas con silex y calizas margosas que alcanzan los 570 m, de potencia. Se le ubica en el Albiano Superior-Turoniano.

***c) JUMASHA MEDIO. (J-M)***

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 m, de grosor y se le asigna al Turoniano.

***d) JUMASHA MEDIO. (J-M)***

Son calizas de grano fino con una base de pizarra carbonácea, intercaladas con calizas Margosas beige. La potencia estimada es de 405 m, y se encuentra en Turoniano,

Los afloramientos del Jumasha son los más extendidos en el área, y ha sido posible diferenciarlos dada la ubicación de muchos horizontes fosilíferos guías.

***e) JUMASHA MEDIO. (J-M)***

Son alteraciones de calizas margosas marga blanca y lutita calcárea esférica parda, cubriendo siempre a Jumasa. Los dos miembros ubicados entre Coniaciano y Santoniano son diferentes.

***f) JUMASHA MEDIO. (J-M)***

Está compuesto por piedra caliza de color amarillo pálido blanquecino y lutita calcárea con un espesor de 100 m alternativamente, y está finamente estratificado en la capa base.

**g) JUMASHA MEDIO. (J-M)**

Está compuesto por 120 m de piedra caliza, lutita y marga pardo grisácea. Ambos miembros aparecen del lado del sinclinal Cachipampa al oeste de Yumpag.

**h) JUMASHA MEDIO. (J-M)**

Son ligeramente inconsistentes en Celendin y están compuestos de lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales capas lenticulares de piedra caliza gris. Su suavidad y susceptibilidad a la corrosión permiten observar una superficie plana en Cachipampa. En esta zona, la potencia estimada es de 200 m y su antigüedad puede ser posterior a la época santoniana.

**3.6.1.2 ROCAS INTRUSIVAS.**

El magmatismo en el área de estudio se caracteriza por la ubicación de unidades de rocas ígneas desarrolladas en el Terciario Superior, procesos eruptivos, subvolcánicos y plutónicos, y estos procesos tienen cierta relación genética en el tiempo y el espacio.

Las rocas intrusivas se presentan en forma de stocks, diques y sills.

**a) INTRUSIVOS PLUTÓNICOS (Dioritas).**

Son pórfidos que están compuestos diorita que forman pequeños sbloques de 50 a 250m, de diámetro, de composición granular hipidiomórfica, con plagioclasas de composición andesina – labradorita, relictos de horblenda y clinopiroxenos escaso cuarzo primario, gradando marginalmente a una gabrodiorita gris oscura, la diorita es una roca gris verdosa por cloritización. Que intruye al miembro Jumasha Superior y medio con halo de alteración granates y marmolización.

### ***b) INTRUSIVOS SUBVOLCÁNICOS (Dacitas)***

La formación rocosa de Dacitas se encontró en el dique en el área de estudio, que es un grupo importante de rocas subvolcánicas que forman una variación de la caja de rocas. Hay algunos registros en la mina Uchucchacua, que puede ser el primer intruso. La edad K-Ar es de 25,3 + 0,8 Ma, pero el autor especula que esto puede deberse a un exceso de argón en el sótano profundo del Precámbrico (Noble 1980), obviamente relacionado con la mineralización.

### ***c) VOLCÁNICO (Calipuy)***

La secuencia volcánica está dominada por la Andesita, expuesta a la parte superior de C ° Yumpag, con un espesor de unos 100 m. En la parte norte de C ° Atalaya, su afloramiento es más grueso, de unos 500 m, y el techo está erosionado. En esta zona, se ubica en la discordancia angular de la formación de carbonatos del Cretácico Superior.

En términos de litología, se compone de brechas de lava (desbordantes por sí mismas), alternadas con lava masiva a fluida compuesta por las andesitas, de color gris a gris-marrón.

En C ° Yumpag, el afloramiento y el óxido formaron un relieve, y se condensó con lupa, observando a simple vista que el anfíbol y la mica se mantuvieron casi inalterados, y parte del mismo fue reemplazado por pirita.

Se supone que la fuente de emisión de estos materiales ígneos puede estar ubicada cerca de Pacush y Atalaya (Laguna Lulicocha)

Según la edad K-Ar, la edad de los volcanes se designa como Mioceno, y su edad absoluta es 5.56 + 1.68 Ma. Y 5.23 + 1.00 Ma (Romaní 1982), pero el argón radiactivo puede haber sido consumido en la ubicación del reservorio subvolcánico de C ° Atalaya, por lo que esta edad puede ser más larga, quizás en el Mioceno.

#### ***d) DEPÓSITOS CUATERNARIOS***

##### ***d.1) DEPÓSITOS MORRÉNICOS. (Q-MO)***

En la parte norte del proyecto Yumpag, se observaron depósitos morrenicos cerca del arroyo Tucomachay. Por otro lado, en Cachipampa, la cubierta floral muy común cubre la capa roja. Estos depósitos consisten en conjuntos mal clasificados en una matriz de granos gruesos a finos (generalmente angulados y horizontales).

##### ***d.2) DEPÓSITOS ALUVIALES. (Q-AL)***

Están ampliamente distribuidos y tienen varios tipos, tales como: escombros de laderas, corrientes de lodo, depósitos aluviales de ríos. Las propiedades de estos elementos son las mismas que las de las unidades rocosas circundantes.

### **3.7 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.**

El movimiento de la placa oceánica debajo de la placa continental ha producido una fase de expansión a gran escala relacionada con la evolución de los Andes. Las características de este fenómeno se demuestran en una serie de detalles estructurales de varios tamaños que han afectado a las rocas sedimentarias en el área de Uchucchacua-Yumpag.

En el proyecto Yumpag, el aspecto estructural es crucial la genesis del yacimiento Yumpag está relacionada a la Falla Cachipampa que inicia en la falla Uchucchacua y continuar por hasta San Juan Baños de Rabí. También es obvio que favorece el ascenso y la migración de los fluidos hidrotermales y favorece la precipitación y la deposición de los fluidos de estrés térmico y los ambientes carbonatados (piedra caliza de Zumasha). Al respecto, cabe señalar que la composición de las rocas intrusivas encontradas en Yumpag es ácida (Dakotita) y moderadamente ácida (diorita y andesita), similar a muchas otras rocas intrusivas relacionadas con depósitos en Perú.

### **3.7.1 PLEGAMIENTOS**

La estructura principal del pliegue es el anticlinal de Carhuancho, la dirección de avance es NW-SE, el plano axial es asimétrico y el campo Yumpag se ubica en el ala oeste, hay asentamiento axial local.

Además de los pliegues antes mencionados, Bussell y Baxter (1985) también estudiaron la existencia de otros pliegues más pequeños, cuya orientación contrastaba con la estructura principal, y eran descendientes, debido a la hendidura observada que se puede plegar. Pliegue principal.

### **3.7.2 FRACTURAMIENTO**

La capa guía está ubicada en la parte superior del miembro Jumasha Medio (Roma 1982), y se hicieron dibujos detallados utilizando el "horizonte marcado" o "marca de sucesión" (Bussell y Baxter 1984, 1985, 1986). Es posible establecer un marco estructural bastante preciso en el proyecto y las áreas circundantes.

El área de estudio se caracteriza por la falla de desplazamiento de la ruta NE-SO con movimiento a derechas, y su estructura principal es la falla Cachipampa, que se extiende desde la Mina Socorro (Uchucchacua).

a revisión de la falla Cachipampa cerca del Cerro Yumpag ha definido la estructura extensional (fallas y mineralización) controlada por la falla Cachipampa. Las fallas extensionales son Luzmila, Zarela, Prima, Prima 1, Cóndor, Sara, Tomasa, Reyna, Condor, Natalia, Carama y Soledad

Asimismo, favorece la ubicación de embalses intrusivos de composición media y textura porfídica, y tras el contacto con la piedra caliza produce un halo de cambio.

### 3.7.3 FALLAMIENTO

El proyecto Yumpag se caracteriza por tres sistemas estructurales bien definidos: N45°E, N60°E y N30°W. Los detalles son los siguientes

#### *a) Sistema N45°E*

a estructura representativa es la falla Cachipampa (buzamiento alto), que comienza en la intersección de la falla Uchucchacua y la falla Socorro, controla las vetas del área ondulada y se extiende hacia el NE a través del proyecto Cachipampa pampa-Yumpag y a lo largo de los Baños de Rabi.

En el área del proyecto Yumpag, el desplazamiento horizontal es de aproximadamente 2,0 km (eje anticlinal de Carhuancho) y el desplazamiento vertical es de aproximadamente 180 m.

Basados en el cartografiado del horizonte marcador del Miembro Jumasha Medio que se expone en la escarpa de la quebrada Carama.

#### *b) Sistema N60°E*

La estructura de tensión de la falla Cachipampa está relacionada con la mineralización del depósito Yumpag, las estructuras más representativas son las siguientes: Luzmila, Zarela, Tomasa, Angélica y Cóndor tienen mineralización de plata.

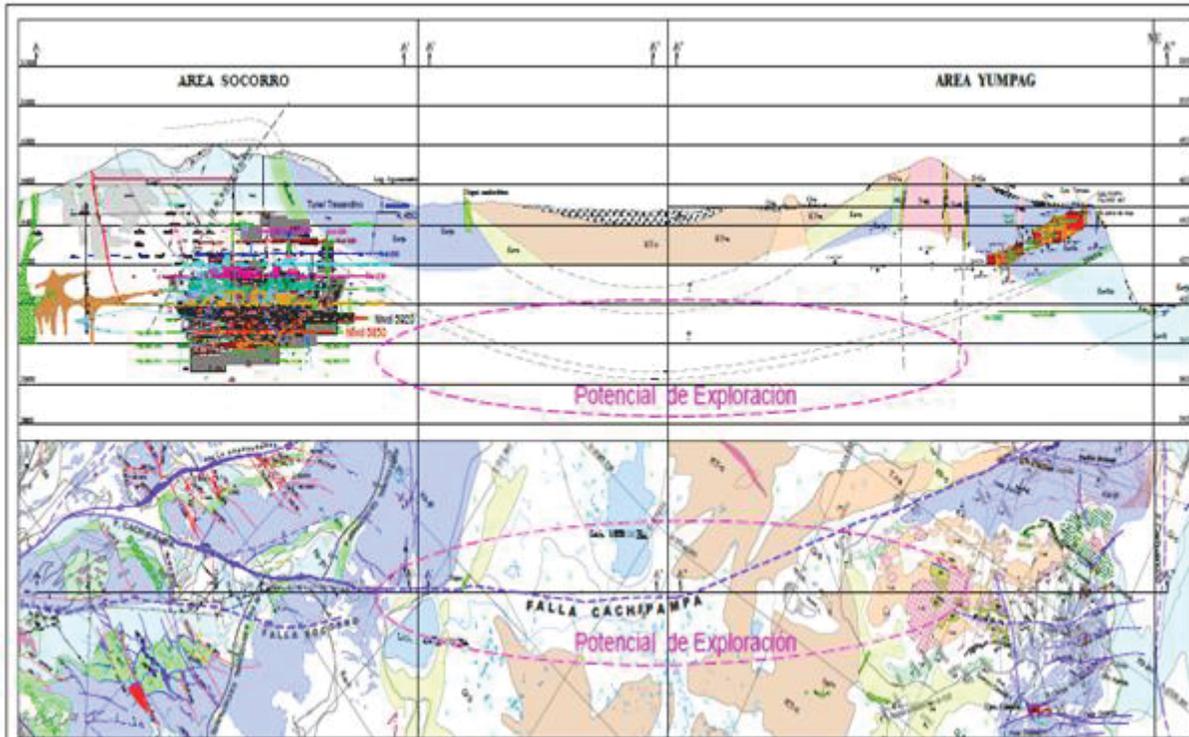
Asimismo, la falla de este sistema es: fallas Prima, Prima 1, Sara, Reyna, Natalia, Carama y Soledad, buzamiento vertical descendente 70 ° -85 ° NW, con desplazamiento sinistral y ligero desplazamiento vertical.

#### *c) Sistema N30°W*

En este sistema se encuentran las fallas de Carhuancho y Yumpag. La Falla Carhuancho corta al anticlinal de Carhuancho y se extiende hasta Carama Quebrada, dividiendo en partes iguales las fallas Carama, Natalia, Sara, Reyna, Cóndor y Prima. Lateral a la falla de Cachipampa, la continuidad de la mineralización se define como el NE del proyecto Yumpag.

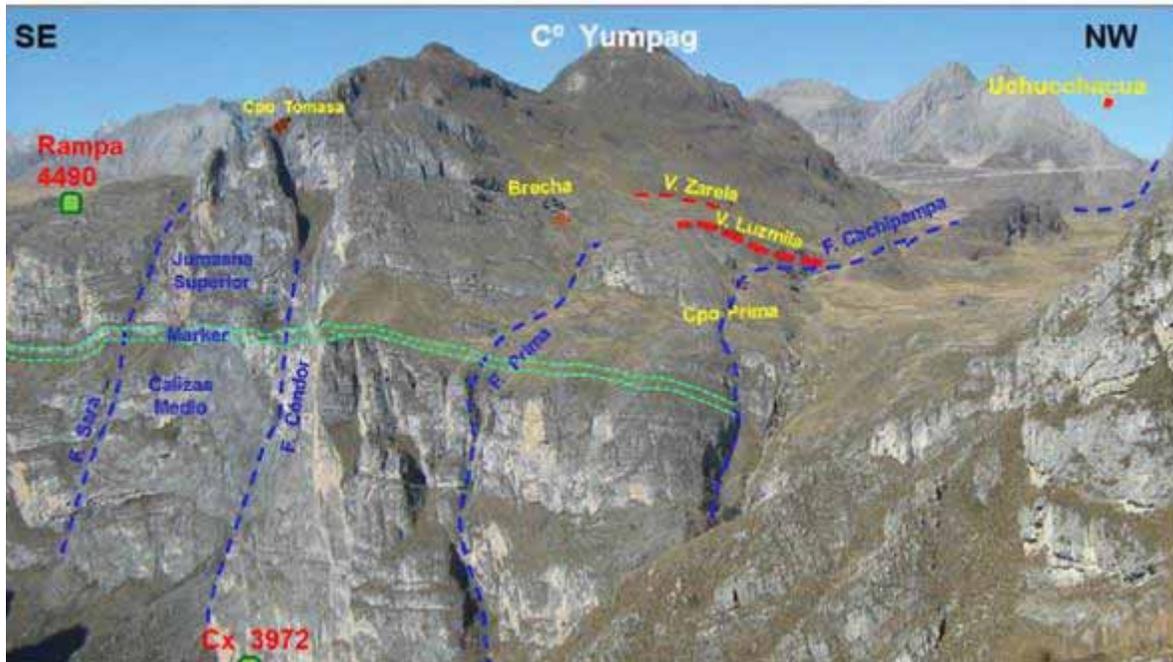
De manera similar, está la falla Yumpag, que es una falla de desplazamiento inverso con un ángulo de inclinación de  $65^\circ$  SW, que desplaza la mineralización del cuerpo de Camila.

*Ilustración 31*  
*Zona potencial de explotación.*



Fuente: Área Topografía Proyecto Yumpag.

Ilustración 32 Falla Cachipampa y Principales estructuras tensionales.



Fuente: Área Topografía Proyecto Yumpag.

### 3.8 GEOLOGÍA ECONÓMICA

a mineralización se produce en las grietas de las rocas carbonatadas de la parte superior de Jumasha y el relleno de cuerpos de reemplazo, una gran cantidad de escamas de manganeso trióxido de manganeso, pirita en el mineral de flor, piedras de sulfuro, sulfuros grises, dispersos La pirita, galena y esfalerita dominan la negociación de carbonato de calcita, rodocrosita y cuarzo, rodocrosita. Define dos cuerpos irregulares, incluyendo objetos de Camila, objetos de Tomasa y estructuras de relleno de grietas de tensión abiertas. En algunos casos, constituyen venas de daño, que pueden deberse a la expansión posterior de algunas de las estructuras de compresión Veta Luzmila y Zarela.

### **3.8.1 DESCRIPCIÓN DE ESTRUCTURAS MINERALIZADAS DE EMPLAZAMIENTO METASOMÁTICO.**

#### **3.8.1.1 CUERPO CAMILA**

Estructura de brecha de 150 x 50 m, ubicada en las coordenadas N 8'829,700, E 321400, rica en óxido de manganeso, dirección N60°E, ángulo de inclinación 80°SE.

La litología incluye calizas fisuradas con vetas irregulares de calcita y algunas placas silicificadas.

En un paquete de 1 a 3 m, la alteración hidrotermal se manifiesta como una lixiviación moderada a fuerte. Los impuestos se gravan sobre la piedra caliza fisurada y silicificada, teniendo en cuenta la proximidad del velo de silicato de calcio a las fuertes intrusiones de anfíboles que generan una malmoización de alta a moderada.

En el cuerpo de Camila se realizaron 26 trincheras y se recolectaron 233 muestras, y se explicaron en detalle los valores equivalentes de Ag y Mn, para que se pueda realizar el procedimiento de perforación diamantina.

#### **3.8.1.2 CUERPO TOMASA**

Estructura con brechas de aproximadamente 80x60m. con óxidos de manganeso, se ubica a 80 metros al NW del Cuerpo Elena, en las coordenadas N 8830350, E 321300, con rumbo N60°E, esta bisectada por un dique andesítico que contiene hornblenda, biotita, pirita, hospedados en rocas de calizas del Jumasha Superior con poca marmolización. Se tomaron 25 muestras químicas de 7 trincheras.

### **3.8.2 MINERALOGÍA.**

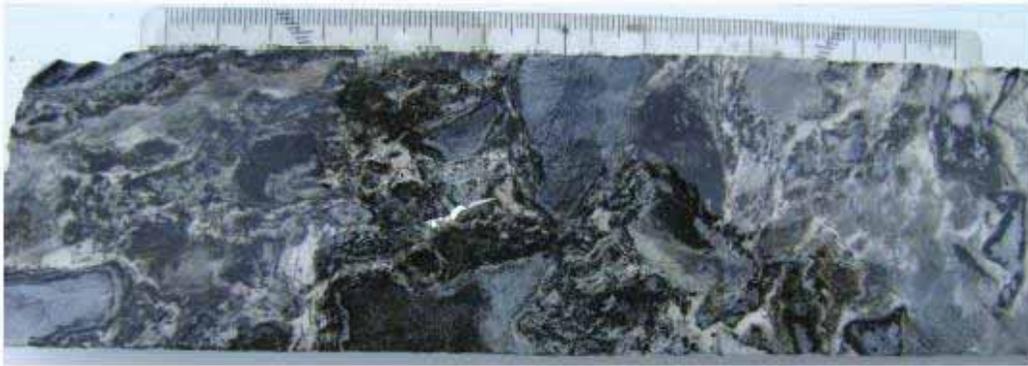
Es complejo, con una variedad de minerales, la mayoría de los cuales se pueden ver bajo el microscopio del mineral y la ganga, que incluyen:

### 3.8.2.1 **MINERAL DE MENA:**

Argentita, Pirargirita, Uchucchacuita, Miargirita, esfalerita, galena, polibasita, boulangerita.

*Ilustración 33*

*Textura de reemplazamiento, gris caliza, negro alabandita, blanquecino calcosilicatosbrechado.*



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

### 3.8.2.2 **MINERALES DE GANGA.**

Alabandita, rodocrosita, rodonita, calcita, Pirita, psilomelano, pirolusita, arsenopirita, estibina, jamesonita.

*Ilustración 34*

*Textura de brechoide, coloración marrón esfalerita, coloración gris oscuro alabandita, coloración gris claro clastos de caliza silisificada.*



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

### 3.8.2.3 TEXTURAS MINERALOGICA

La mineralización muestra texturas brechoide y en escarpela.

Ilustración 35

Textura Escarapelada tonalidad oscuro sulfuros con alabandita, rosado rodocrosita.



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

### 3.8.3 ALTERACIONES

A través del mapeo geológico y el registro de pozos, se pueden observar dos tipos de alteraciones. Producida por la colocación de intrusiones y presas, y por tanto también por fluidos mineralizados.

#### 3.8.3.1 ALTERACION PRODUCIDO POR EMPLAZAMIENTO DE INTRUSIVOS:

Debido al metasomatismo por emplazamiento de stocks de intrusivos y diques dacíticos, que han producido una aureola de alteración intrusivo a caliza (skarn –mármol mármol).

##### a) Skarn

Producto de la intrusión de stocks de intrusivos y diques se obtuvo en aureolas granatización (grosularia, andradita, wollastonita) con minerales de color verde como (clorita – epidota) de la

fase progradada; estos tipos de alteraciones con la mineralización de silicatos de manganeso de los cuerpos de reemplazamiento, tipificándolos como skarn distal.

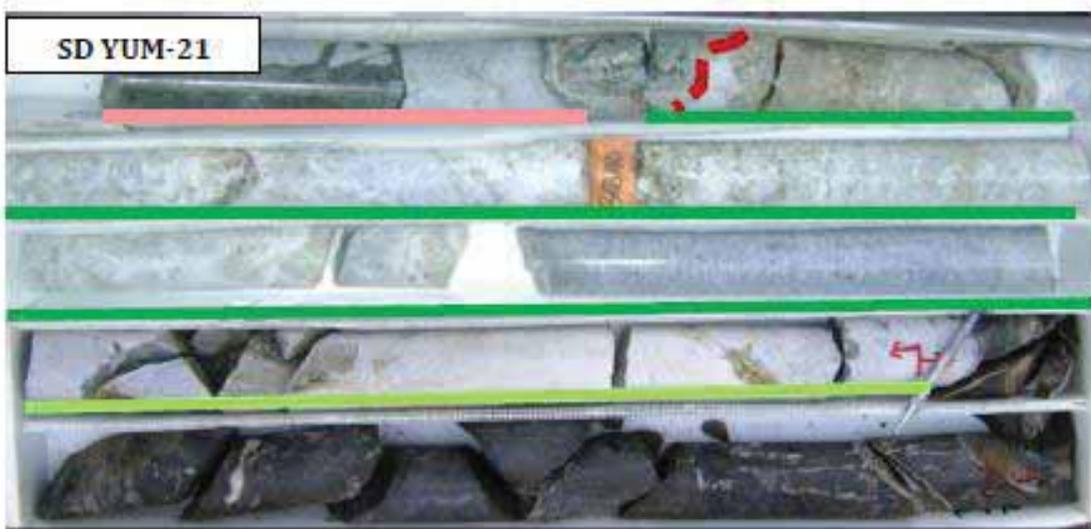
**b) Mármol Grueso**

Caracterizado por una textura granular cristalina blanca.

**c) Mármol Fino**

Se caracteriza por mantener la textura de la roca mediante una recristalización moderada y tonos grises.

*Ilustración 36*  
*Intrusivo (rosado) –skarn(verde oscuro)-Marmol(Blanquecino)-mineral alabandita(negro)*



Fuente: Área de Geología Proyecto Yumpag.

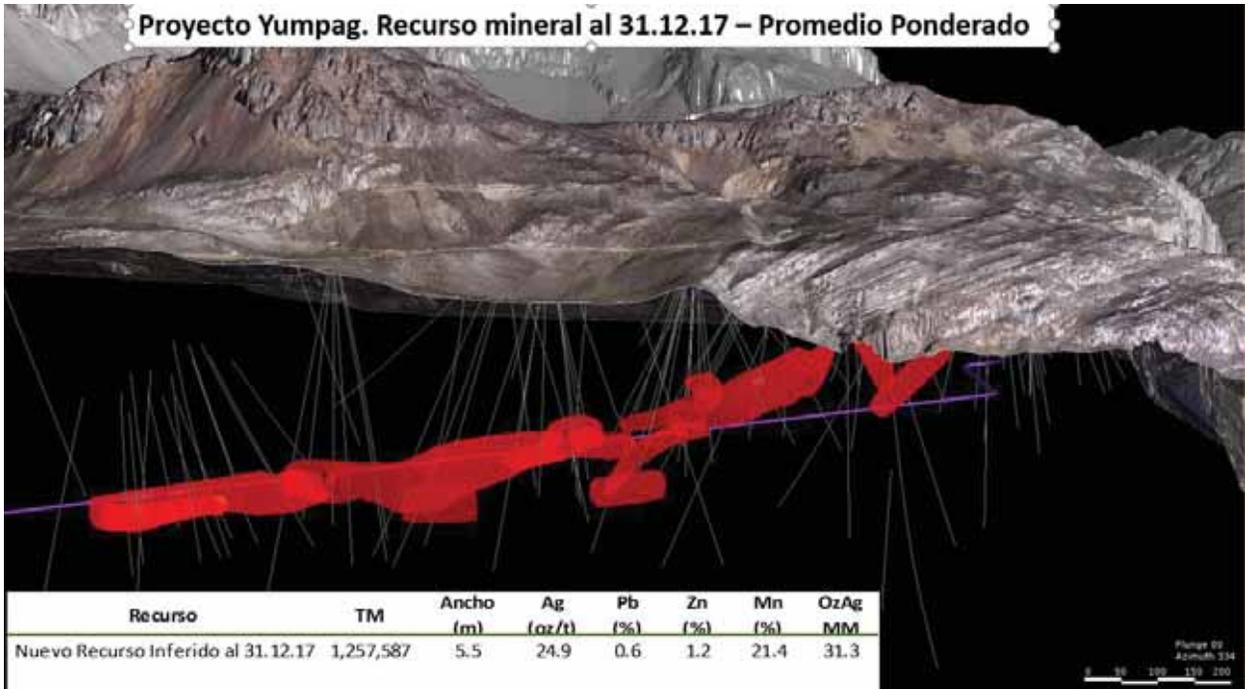
### **3.8.4 RESERVAS MINERALES.**

e acuerdo con los resultados de la exploración Tipo I, existen 1.257.587 toneladas de reservas probadas que contienen 24.9 Oz / tn Ag y 24.9% Mn (Camilla), lo que tiene un impacto en la planificación y puesta en marcha de los trabajos de exploración Tipo II (minería). Esta información puede confirmar la existencia de una gran cantidad de reservas para su explotación y prolongación de la vida de la mina.

El Proyecto Yumpag para los recursos inferidos de 1,257,587 TM y una producción diaria inicial de 500 TMD tendría una vida probable de aproximadamente 7 años.

La cubicación se realizó mediante métodos geoestadísticos que son más exactos y ofrecen información más completa que los métodos clásicos, este método se realiza mediante la utilización de Software que se basan en procedimientos matemáticos de interpolación y emplean datos de los sondeos realizados.

Ilustración 37 Plano del cuerpo Camila



Fuente: Área Geología Proyecto Yumpag.

Tabla 17 Reservas Minerales Proyecto Yumpag.

Reservas del Proyecto Yumpag	
Reservas probadas	1,257,587 TM
Ley Ag	24.9 oz/Tn
Mn	21.40%
Pb	6%
Zn	1%
Producción Mina	500TMD
Vida	7 años

Fuente: Elaboración Propia.

## **CAPITULO IV:**

### **DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA YUMPAG**

#### **4.1 GENERALIDADES**

La ejecución de la Rampa Yumpag se realizará mediante los servicios de una empresa contratista especializada, la cual se encargará del avance de la rampa, ventilación, sostenimiento, bombeo, mantenimiento de equipos, todos estos servicios se realizarán a “TODO COSTO” es decir, la empresa contratista contarán con los suministros, herramientas y materiales necesarios para el avance de la rampa, los cuales serán pagados según precio unitario.

Con este diseño de esta Rampa mecanizada con sección de 4.5 x 4.5 optimiza las siguientes operaciones con respecto a la Rampa de sección de 3.0 x 3.0:

**Perforación y Voladura:** Se diseñó una de una malla de perforación y voladura adecuada para el tipo de roca con barra de perforación de 16 pies optimizando el avance por disparo.

**Ventilación:** La Rampa inicial de 3.0 x 3.0 era una rampa de 100 metros de longitud por lo que no fue necesario la instalación de ventiladores, sin embargo, para la Rampa de 4.5 x 4.5 que tendrá

una longitud inclinada de 2350 metros se diseña una red de ventilación que cumpla con el requerimiento de aire.

**Limpieza:** La rampa inicial de 3.0 x 3.0 se realizó la limpieza con un Scoop de 4 yd<sup>3</sup> el rendimiento de la limpieza será optimizado mediante un Scoop de 6 Yd<sup>3</sup> con volquetes de 30 Tn para lo cual se realiza un diseño de cámaras de cámaras de acumulación.

**Sostenimiento:** El sostenimiento en la Rampa de 3.0 x 3.0 con pernos helicoidales de 8 pies espaciados a 1.5 metros y malla electrosoldada, para la Rampa de 4.5 x 4.5 se realiza un diseño de sostenimiento basados en un análisis tensional y un análisis de cuñas que nos garantice un factor de seguridad superior a 1.5.

**Bombeo:** El sistema de bombeo se en la Rampa de 3.0x3.0 con 100 metros de longitud inclinada se realiza mediante una bomba de 30 Hp, para el diseño de la Rampa de 4.5x4.5 se realiza una red de bombeo mediante el cálculo de potencia de bombas.

*Ilustración 38 Boca Mina Rampa Yumpag.*



Nota: Elaboración Propia

## **4.2 DISEÑO DE LA RAMPA**

La Construcción de la Rampa Yumpag permitirá la movilizar las maquinarias, materiales y personal, así mismo sirve para la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles como

camiones de bajo perfil, para el diseño de la Rampa Yumpag se deben considerar las características técnicas del diseño de Rampas que son:

- Longitud total de Rampa
- Gradiente de Rampa
- Radio de Curvatura de Rampa
- Sección de la Rampa
- Pendiente de la Rampa
- Desnivel de Rampa
- Diseño de cámaras de acumulación
- Tipo de Rampa

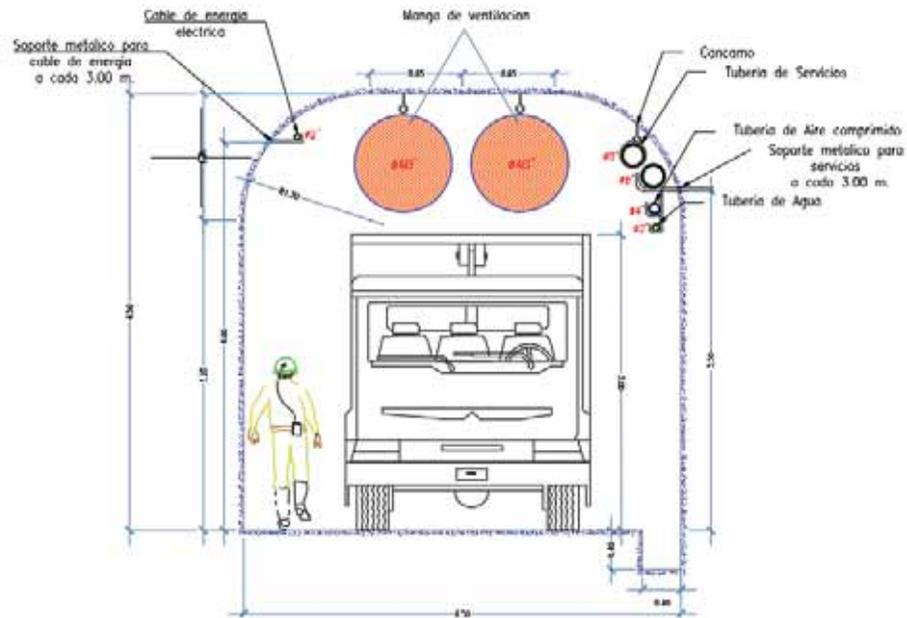
La rampa Yumpag como objetivo principal de su profundización es el de poder acceder al cuerpo Camila, que se encuentra ubicado entre los niveles 4300 y 4250. El método de avance será sección completa, la sección de 4.50m x4.5m lo que permitirá las operaciones de perforación y voladura a toda sección.

*Ilustración 39 Vista Frontal de la Rampa Yumpag*



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

Ilustración 40 Vista en Sección de la Rampa Yumpag

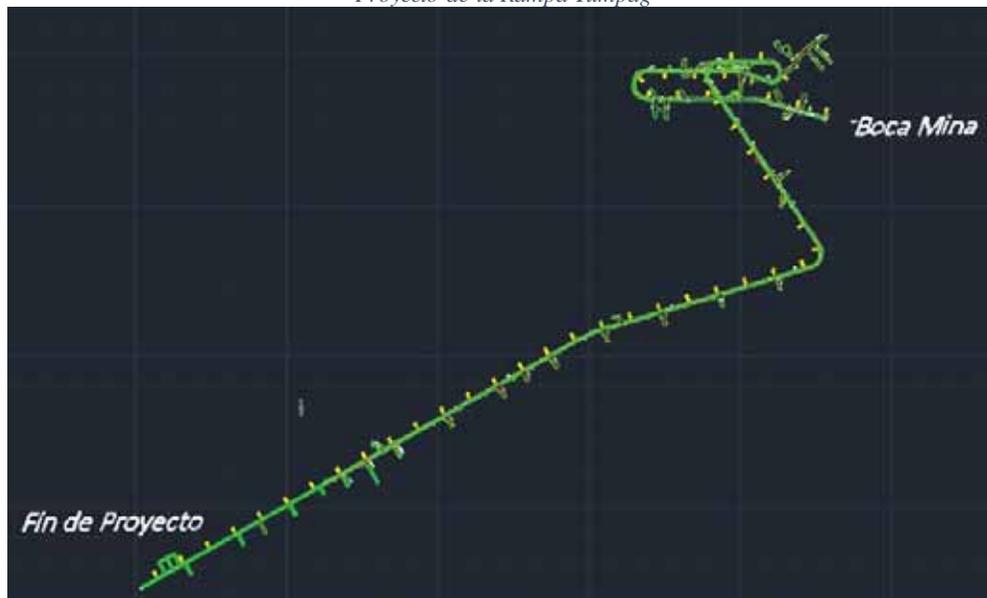


Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

#### 4.2.1 LONGITUD DE LA RAMPA.

La longitud de la rampa para este proyecto es de 2350 metros lo que nos permitirá realizar las cámaras de perforación diamantina necesarias para la confirmación de reservas.

Ilustración 41  
Proyecto de la Rampa Yumpag



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

#### 4.2.2 GRADIENTE DE LA RAMPA.

La gradiente tiene una influencia en los costos de drenaje, transporte y ventilación.

La gradiente elegida para el Proyecto de la Rampa Yumpag será de 12% y en las curvas 8%.

*Ilustración 42 Rampa Yumpag diferencia de Cotas*



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

#### 4.2.3 RADIO DE CURVATURA.

Estos radios están en función a los equipos que se usaran en la mina. Existen 2 tipos de radios de curvatura:

- a) Radio de curvatura interno (RI)
- b) Radio de curvatura externo (RE).

El radio de Curvatura interno es el que se debe tener en cuenta al momento de realizar el diseño de rampa es radio debe de ser lo suficientemente amplio para que circulen los equipos sin ningún problema. Para elegir el radio de curvatura de una Rampa Yumpag, se considera el radio interno del equipo más grande en longitud, que se empleará.

Para los cálculos se tomará el radio de curvatura promedio que se obtiene por la siguiente fórmula:

Re = Radio externo



Ri = Radio interno

Rp = Radio promedio

En nuestro caso: Rp = 16.5 m

#### 4.2.4 SECCIÓN DE LA RAMPA.

Las dimensiones de la rampa se diseñaron de acuerdo a la capacidad de producción que se estimó, de las características físicas y el comportamiento mecánico del macizo rocoso por donde atravesará la rampa, del tamaño o volumen del equipo que se van a usar.

Las rampas en muchas minas varían entre los rangos siguientes:

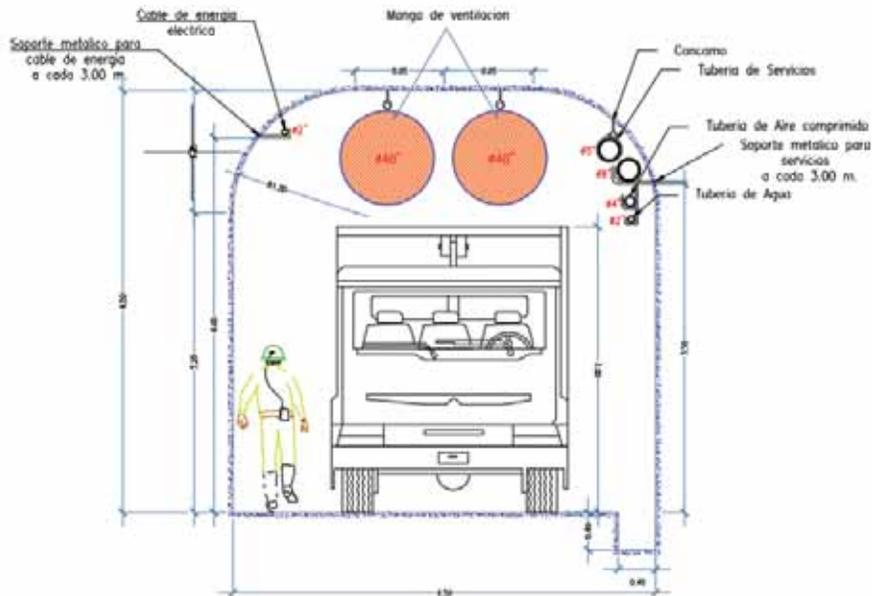
*Tabla 18*  
*Dimensiones de Labores Mineras.*

<b>Labores</b>	<b>ANCHO</b>	<b>ALTO</b>
Principales	4,0 m - 6,0 m	3,0 m - 4,0 m
Auxiliares	3,0 m - 3,5 m	2,5 m - 3,0 m

Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

La Rampa Yumpag, se ha catalogado como una rampa principal, por lo que se ha elegido la sección de 4.50 x 4.50 m, haciendo una sección de 20.25 m<sup>2</sup>

Ilustración 43  
Sección típica de Rampa Yumpag.

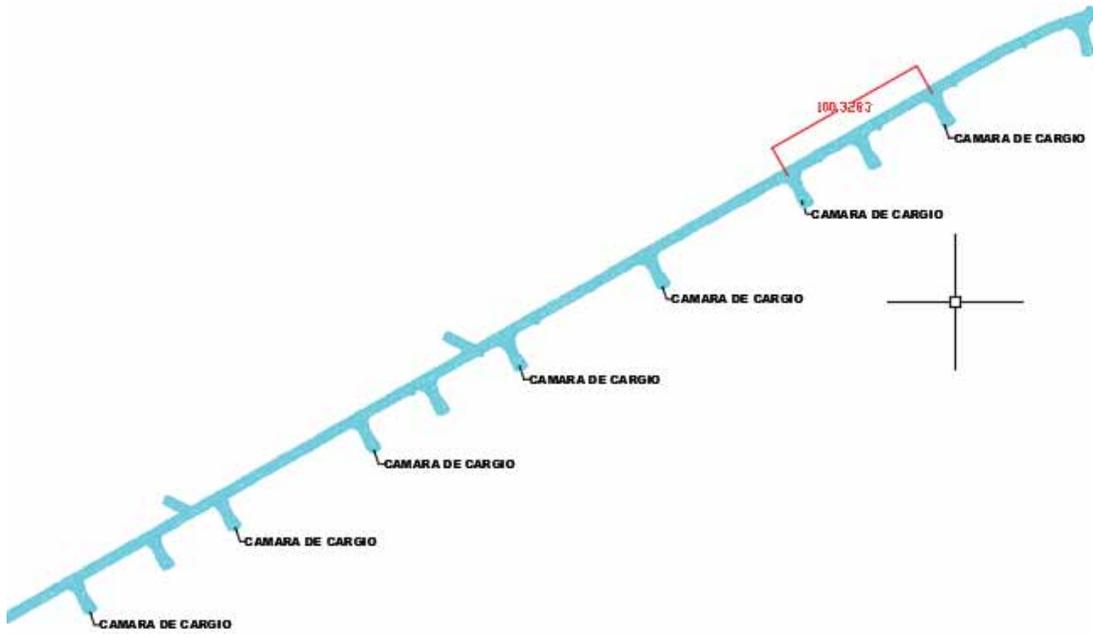


Fuente: Área de Planeamiento Proyecto Yumpag.

#### 4.2.5 DISEÑO Y CÁLCULO DE CÁMARAS DE ACUMULACIÓN.

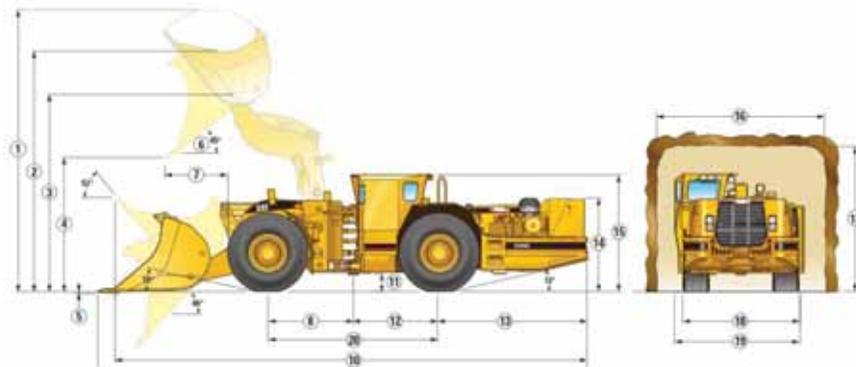
Las cámaras de acumulación se realizan cada 100 metros interceptadas con la Rampa Yumpag y en función al equipo de limpieza (Cat R1600-H), que tiene una longitud total de 9.948m, un ancho de total de 2.723 m, las cámaras de acumulación deben contar con un radio de giro de 10.00 m que es el radio necesario para el giro del volquete (VOLVO FM 400) , la intersección debe tener una altura de 5.5 m (altura de con cucharón levantado 5.282 m) para poder realizar la operación de carguío del Scooptrams al Volquete.

Ilustración 44 Vista en planta de Cámaras de carguío



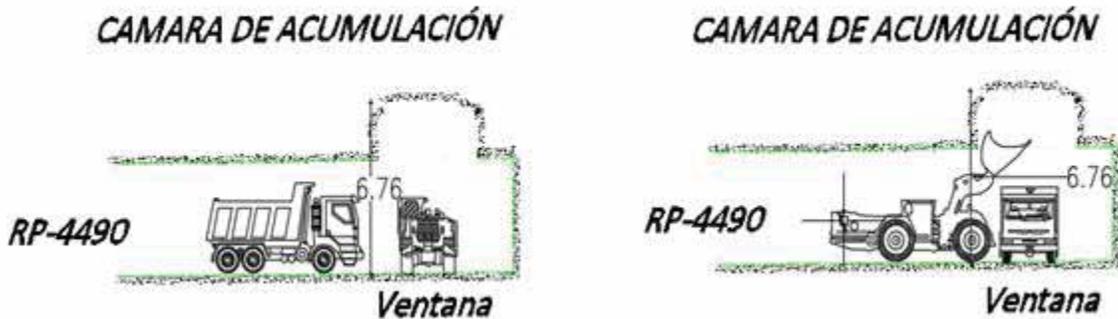
Fuente: Software AutoCAD(propia).

Ilustración 45  
Dimensiones del Scoop R1600H



Fuente: Especificaciones Tecnicas CAT-R1600G Ferreyros.

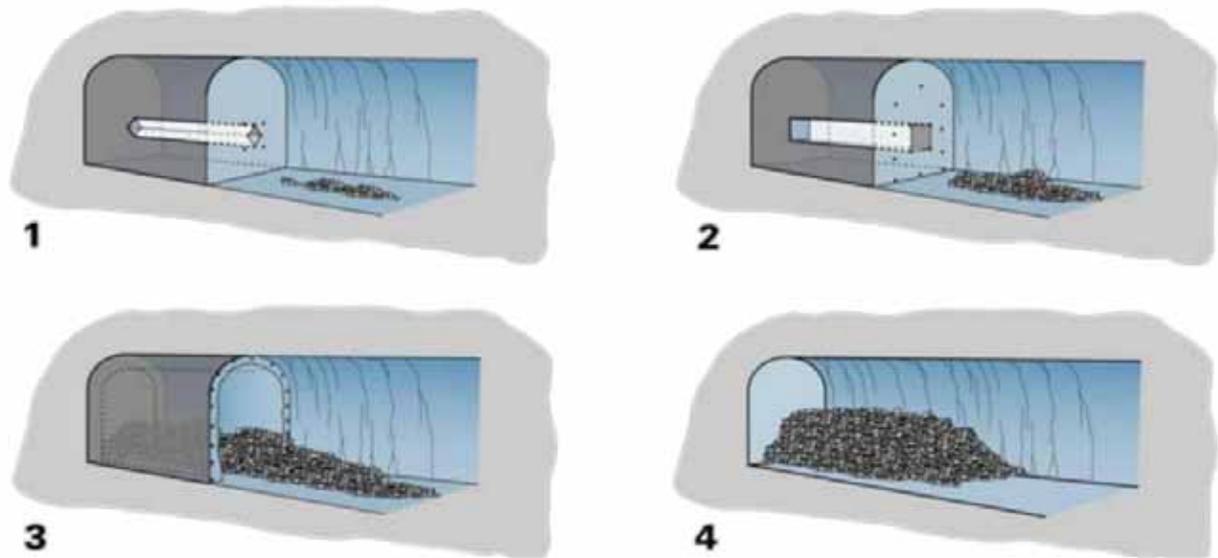
Ilustración 46  
Diseño de Cámara de Carguío.



Fuente: Área Planeamiento Proyecto Yumpag.

#### 4.3 METODOLOGIA DE CONSTRUCCION DE LA RAMPA.

La Rampa Yumpag del proyecto Yumpag se construirá utilizando equipos mecanizados, mediante el método de sección completa las dimensiones de la excavación nos permiten utilizar este tipo de método, la voladura que se empleará será una voladura de recorte, que consiste en una secuencia de encendido la cual tiene que crear progresivamente caras libres para facilitar la detonación de los siguientes taladros los cuales seguirán un orden en función de la posición y la carga de los taladros (o grupos de taladros) conformados. Se deberá realizar los taladros de alivio, los cuales crearan una cara libre artificial por medio de uno o varios taladros vacíos. Después deberán iniciarse los taladros del arranque. Seguidamente se dispararán los taladros de ayuda, que son lo que poseen una mayor cara libre ya creado por el arranque, después los cuadradores (hastiales), después se deben iniciar los taladros de corona, por último, se iniciarán los taladros de arrastre.



Fuente: (Atlas Copco)

#### 4.4 CICLO DE EXCAVACION DE RAMPA.

Como ocurre con todo trabajo de construcción de labores subterráneas, la construcción de la rampa, en base a la disponibilidad de agua, aire y equipos de limpieza, cumplió con el ciclo de minería establecido, y su secuencia secuencial es la siguiente (SUAREZ, 2016) :

- Perforación
- Voladura
- Ventilación
- Limpieza
- Desate
- Sostenimiento

#### 4.5 PARAMETROS DE PERFORACIÓN.

Se basa en el principio mecánico de impacto y rotación, y su efecto de impacto y fricción excavará la roca en un área igual al diámetro de la broca hasta alcanzar la profundidad dada por la longitud de barra de perforación utilizada. (EXSA, 2009)

Por condiciones de trabajo especificados en el contrato entre el contratista y la compañía y por los parámetros de trabajo establecidos en YUMPAQ se decidió utilizar Boomer M electrohidráulico de 2 brazo, en la perforación, con barras de 16 pies.

Determinándose un avance de 4.4 metros en los frentes de avance de 4.50 x 4.50 m. después de considerar los factores de perforación, eficiencias y otros.

La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

Para la selección del equipo de perforación, se tuvo que considerar las características propias de diseño de la Rampa Yumpag.

Siendo las siguientes características que se describen a continuación:

**Sección de la rampa:** 4,50 m x 4,50 m

**Gradiente:** 12%

**Tipo de roca:** III-A, III-B regular.

**Equipo de perforación:** Boomer M

**Número de perforadoras:** 1

**Longitud de la barra:** 16 pies

**Diámetro del escariador:** 102 mm.

**Diámetro del taladro:** 45 mm

**Longitud promedio del taladro:** 4.87 m (16" pies)

**Longitud promedio de voladura Avance real:** 4.40 m

**Número de taladros:** 58

**Densidad de La roca:** 2,70 Ton/m<sup>3</sup>

#### **4.5.1 EQUIPO DE PERFORACIÓN Y ACCESORIOS.**

##### **4.5.1.1 EQUIPO.**

Boomer M es un robusto equipo perforación frontal para labores minería y túneles, que cubre un área de hasta 65 metros cuadrados. La cabina con certificación ROPS / FOPS opcional proporciona un entorno de trabajo cómodo para el operador.

El diseño ergonómico y los controles fáciles de usar aumentan la productividad del operador. Los brazos BUT 36S y las plataformas laterales a ambos lados de la estación del operador permiten que la rampa gire a una posición, lo que permite al operador cargar pernos de forma segura sin pararse frente a la máquina. Si necesita una perforación de alto rendimiento, puede confiar en que Boomer M aumentará la producción de forma segura.

El nuevo brazo BUT 36S es más poderoso y el movimiento de la articulación es más estable, el posicionamiento es más preciso y más rápido. Además, también incorporan muchas características de diseño nuevas para ayudar a extender los intervalos de mantenimiento. El nuevo sistema de filtrado hace que el aire lubricante y el aceite hidráulico estén libres de agua y partículas finas. Esto puede mejorar la calidad del aire y el aceite, prolongando así la vida útil de los componentes hidráulicos y los martillos.



Fuente: (venturedrillingsupply, 2020)

#### **4.5.1.2 ACCESORIOS.**

Los accesorios de perforación comúnmente utilizados son las barras de perforación y brocas. Además, los acopladores y otros adaptadores también se utilizan para el montaje de componentes. La broca es solo una barra de acero con un conducto interno para la circulación del agua de refrigeración, y el extremo de la broca o manguito está roscado. Un taladro es una herramienta de corte, generalmente hecha de metal endurecido (carburo de tungsteno) o aleación Widya, y dispuesta en varias formas: cruz, X o botón, y el diámetro suele estar entre 45 y 102mm.

La elección de una o más brocas y su diámetro depende del tipo de perforadora, las características de la roca y el diámetro de la bomba explosiva a introducir. Por lo general, las brocas de los botones son las que brindan el mejor rendimiento, ya que pueden golpear la roca de manera más uniforme y dispersar los escombros de la roca con mayor facilidad.

Para ello, se pueden disponer múltiples entradas de agua frontales y laterales. Para seleccionar el material de perforación y sus accesorios, recomendamos utilizar el manual especial proporcionado por el fabricante.

**a) Brocas.**

Las brocas elegidas son brocas cónicas con botones de basalto. Estas brocas están hechas de acero de alta calidad y aleación de carburo de tungsteno. Estas brocas son más adaptables a diferentes tipos de rocas. Utilice la broca de botón de 45 mm.

*Ilustración 49 Broca cónica de botones*



Fuente: (rock-tool, 2020)

**b) Barra de perforación.**

“Las barras de perforación hexagonales tienen mayor rigidez y pueden transferir energía de manera más eficiente” (LONGYEAR, 2018) muestra mejores evacuación de detritos, por lo que se eligieron estas varillas y se utilizarán varillas hexagonales de 16 pies.

*Ilustración 50 Barra de perforación 16 pies*



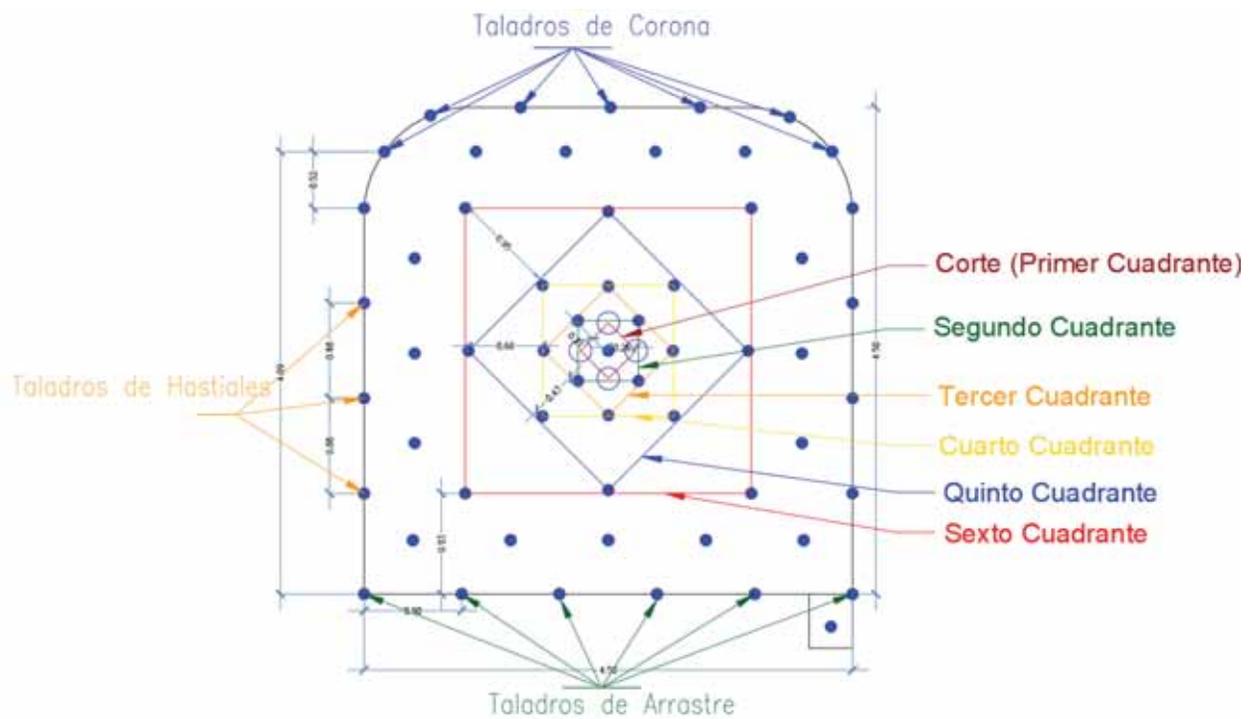
Fuente: (rock-tool, 2020)

#### 4.5.2 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.

El cálculo y diseño de malla se realizó utilizando el modelo matemático planteado por R. Holmberg.

El método de R. Holmberg nos permite implementar un algoritmo que calcula los parámetros controlados de perforación y voladura, lo que dará como resultado una cuadrícula de perforación que asegura un avance óptimo.

Ilustración 51 Malla de Perforación Rampa Yumpag



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

#### 4.5.2.1 CÁLCULO DE DIÁMETRO VACÍO EQUIVALENTE (MÉTODO R. HOLMBERG)

$$\phi'_2 = \phi_2 \times \sqrt{NT}$$

$$\phi'_2 = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$\phi'_2 = 0.204 \text{ m}$$

Donde:

$\phi_2 =$  diametro de broca rimadora (0.102 m)

$\phi'_2 =$  diametro vacio equivalente (m)

NT = número de taladros a perforar (4).

Determinamos que al realizar 4 taladros de alivio en el primer cuadrante obtendremos un diámetro equivalente de taladro vacío igual 0.204 m.

#### 4.5.2.2 CÁLCULO DE AVANCE DE LABOR

Realizamos el cálculo de la profundidad máxima que se puede obtener realizando 4 rimados.

$$H = 0.15 + 34.1\phi'_2 - 39.4\phi'^2_2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.204) - 39.4(0.204)^2$$

$$H = 5.4667296 \text{ m}$$

Donde:

$H =$  Profundidad maxima del taladro (m)

$\phi'_2 =$  diametro vacio equivalente (0.204 m)

Con el tipo de arranque con 4 taladros de alivio podemos lograr un avance máximo de 5.20 metros, esto nos indica que la perforación con una barra de 16 pies (4.8768 metros).

El avance efectivo con una barra de 16 pies será.

$$H = 16 \times 0.3048 \times 0.95$$

$$H = 4.63296 \text{ m}$$

### 4.5.2.3 CÁLCULOS PARA EL PRIMER CUADRANTE.

#### a) *Burden.*

Para el cálculo del Burden usamos el criterio de Langefors y Kilhtrom que nos indica que el burden, no debe ser mayor de 1.7 veces de diámetro del vacío equivalente ( $\phi'_2$ ).

$$B_{1max} = 1.7 \times \phi'_2$$

$$B_{1max} = 1.7 \times (0.204)$$

$$B_{1max} = 0.3468 \text{ m}$$

Donde:

$B_{1max}$  = Burden Maximo (m)

$\phi'_2$  = diametro vacio equivalente (0.204 m)

Para determinar el Burden practico debemos realizar las correcciones por errores de perforación considerando que al perforara 16 pies tendremos una desviación estándar de 1.5%, error de emboquille de 2 cm.

$$F = \alpha \times H + \beta$$

$$F = 0.015 \times 4.63296 + 0.02$$

$$F = 0.0894944 \text{ m}$$

Donde:

F=Error de perforación (m)

$\alpha$  = Desviación angular (1.5%)

$\beta$ = Error de emboquille (0.02m)

H = Profundidad de los taladros (4.63296 m)

Calculamos el Burden Practico para el primer cuadrante.

$$B_{1p} = 1.7 \times \phi'_2 - F$$
$$B_{1p} = 1.7 \times 0.204 - 0.0894944$$
$$B_{1p} = 0.2573 \text{ m}$$

Donde:

$F$ =Error de perforación (m)

$\phi'_2$  = *diametro vacio equivalente (m)*

***b) Cálculos de ancho de abertura primer cuadrante.***

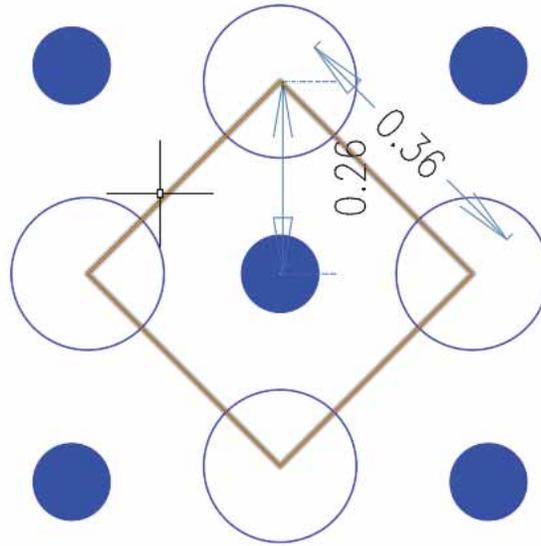
$$A_1 = (B_{1max} - F)\sqrt{2}$$
$$A_1 = (0.3468 - 0.0894944)\sqrt{2}$$
$$A_1 = 0.363885069$$

Donde:

$B_{1max}$  = *Burden Maximo (m)*

$F$  = *Error de perdoración (m)*

Ilustración 52 Burden 1er Cuadrante



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

**c) Cálculos de carga lineal de explosivo para arranque.**

$$q_1 = 55 \times d \times \left( \frac{B}{\phi'_2} \right) \times \left( B - \frac{\phi'_2}{2} \right) \times \left( \frac{C}{0.4} \right) \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_1 = 55 \times 0.045 \times \left( \frac{0.3468}{0.204} \right) \times \left( 0.3468 - \frac{0.204}{2} \right) \times \left( \frac{0.4}{0.4} \right) \times \frac{1}{1.1}$$

$$q_1 = 1.393819816 \left( \frac{Kg}{M} \right)$$

Donde:

$q_1 =$  Concentracion lineal de carga  $\left( \frac{Kg}{M} \right)$

$\phi'_2 =$  diametro vacio equivalente (0.204 m)

$d =$  diametro de taladro (0.045 m)

$B =$  Burden maximo (0.3468m)

$C =$  Constante de roca, se refiere a la cantidad de explosivo que se necesita para remover 1m<sup>3</sup> de roca, Persson et al. (1994) refirió que en la práctica todas las rocas, desde arenitas hasta granitos toman el valor de c referido de 0.4 kg/cm<sup>2</sup>, sin embargo, puede ser calculado con la siguiente formula considerando un RMR entre 50 y 60.

$$C = 5,57 \times 10^{-3} \times RMR + 0.057$$

$$C = 5,57 \times 10^{-3} \times 55 + 0.057$$

$$C = 0.36335 \cong 0.40$$

RWS = Potencia relativa en peso de explosivo referida al anfo (1.1)

Por tanto, para el arranque necesitamos un explosivo que tenga por lo menos 1.393819816 de concentración de carga lineal.

Tabla 19 Carga lineal por cartucho según explosivo

CALCULOS		
ACCESORIO	DIMENSIONES	CANTIDAD (Kg/m)
EMULNOR 5000	1 1/2" x 12"	1.42283
EMULNOR 5000	1 1/4" X 12"	0.89140
EMULNOR 3000	1 1/2" X 12"	1.28150
EMULNOR 3000	1 1/4" X 12"	0.89140
EMULNOR 1000	1 1/4" x 12"	0.87270
EMULNOR 1000	1" x 8"	0.53396
EMULNOR 500	1" x 8"	0.53396

Fuente: (FAMESA, 2019)

El explosivo que seleccionamos para el arranque es el EMULNOR 5000 1 ½" X 12" que tiene una carga lineal "1.42283 kg/m" superior a la que necesitamos.

#### 4.5.2.4 CÁLCULOS PARA EL SEGUNDO CUADRANTE.

##### a) Cálculo de ancho de apertura segundo cuadrante.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del segundo cuadrante

$$A_2 = (B_{1p} - F)\sqrt{2}$$

$$A_2 = (0.2573 - 0.0894944)\sqrt{2}$$

$$A_2 = 0.23732087 \text{ m}$$

Donde:

$B_{1p}$  = Burden practico del primer cuadrante (m)

F=Error de perforación (m)

### b) Burden

Cálculo del Burden máximo para el segundo cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" X 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{2max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 \times q \times RWS}{d \times C}}$$
$$B_{2max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.23732087 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{2max} = 0.30168362 \text{ m}$$

Donde:

$A_2$  = ancho de apertura 2do cuadrante (m)

$q$  = Carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m)

$RWS$  = Potencia relativa en peso de explosivo

$d$  = diametro de taladros (m)

$C$  = Constante de roca

Determinaremos el burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_{2P} = B_{2max} - F$$
$$B_{2P} = 0.30168362 - 0.0894944$$

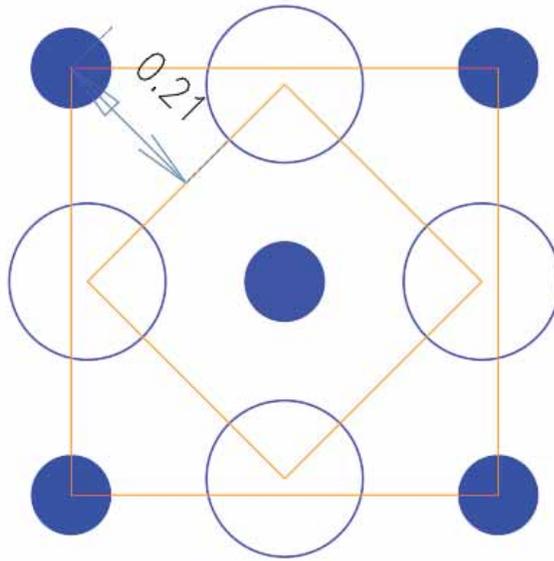
$$B_{2P} = 0.21218922 \text{ m}$$

Donde:

$B_{2max}$  = Burden Maximo (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

Ilustración 53 Burden 2do Cuadrante



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

**c) Cálculo de espaciamento en el segundo cuadrante**

$$A'_2 = \sqrt{2} \times \left( B_{2p} + \frac{A_1}{2} \right)$$

$$A'_2 = \sqrt{2} \times \left( 0.21218922 + \frac{0.36388507}{2} \right)$$

$$A'_2 = 0.55738647 \text{ m}$$

Donde:

$B_{2p}$  = Burden practico (m)

$A_1$  = Ancho de apertura primer cuadrante (m)

#### 4.5.2.5 CÁLCULOS PARA EL TERCER CUADRANTE.

##### a) Cálculo de ancho de apertura 3er cuadrante.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del tercer cuadrante

$$A_3 = \sqrt{2} \times \left( B_{2P} + \frac{A_1}{2} - F \right)$$

$$A_3 = \sqrt{2} \times \left( 0.21218922 + \frac{0.358712442}{2} - 0.0894944 \right)$$

$$A_3 = 0.43082228 \text{ m}$$

Donde:

$B_{2p}$  = Burden practico del segundo cuadrante (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

$A_1$  = Ancho de apertura primer cuadrante (m)

##### b) Burden

Cálculo del Burden máximo para el tercer cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" X 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{3max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.43082228 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{3max} = 0.40647406 \text{ m}$$

Donde:

$A_3$  = ancho de apertura 3er cuadrante (m)

$q =$  Carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m)

$RWS =$  Potencia relativa en peso de explosivo

$d =$  diametro de taladros (m)

$C =$  Constante de roca

Determinaremos el burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_{3P} = B_{3max} - F$$

$$B_{3P} = 0.40647406 - 0.0894944$$

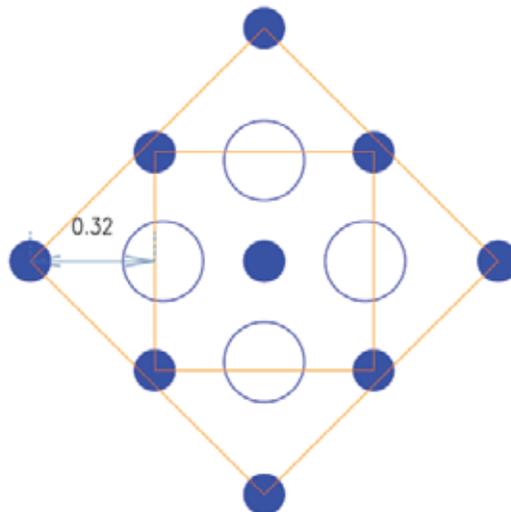
$$B_{3P} = 0.31697966 \text{ m}$$

Donde:

$B_{3max} =$  Burden Maximo (m)

$F =$  Error de perdoración (m)

Ilustración 54 Burden 3er Cuadrante



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

### c) Cálculo de espaciamento

$$A'_3 = \sqrt{2} \times \left( B_{3P} + \frac{A'_2}{2} \right)$$

$$A'_3 = \sqrt{2} \times \left( 0.31697966 + \frac{0.55738647}{2} \right)$$

$$A'_3 = 0.84240868 \text{ m}$$

Donde:

$B_{3p}$  = Burden practico 3er cuadrante (m)

$A'_2$  = Ancho practico de apertura del 2do cuadrante (m)

#### 4.5.2.6 CÁLCULOS PARA EL CUARTO CUADRANTE.

##### a) Cálculo de ancho de apertura 4to cuadrante.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del cuarto cuadrante

$$A_4 = \sqrt{2} \times \left( B_{3p} + \frac{A'_2}{2} - F \right)$$

$$A_4 = \sqrt{2} \times \left( 0.31697966 + \frac{0.55738647}{2} - 0.0894944 \right)$$

$$A_4 = 0.71584449 \text{ m}$$

Donde:

$B_{3p}$  = Burden practico del tercer cuadrante (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

$A'_2$  = Ancho de apertura practico de segundo cuadrante (m)

##### b) Burden

Cálculo del Burden máximo para el cuarto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" X 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_4 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{4max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.71584449 \times 0.8914042 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{4max} = 0.52395393 \text{ m}$$

Donde:

$A_4 =$  ancho de apertura 4to cuadrante (m)

$q =$  Carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m)

$RWS =$  Potencia relativa en peso de explosivo

$d =$  diametro de taladros (m)

$C =$  Constante de roca

Determinaremos el burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_{4P} = B_{4max} - F$$

$$B_{4P} = 0.52395393 - 0.0894944$$

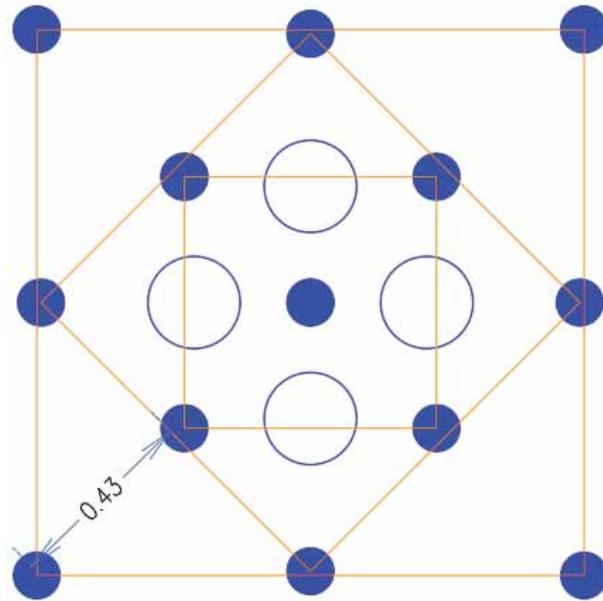
$$B_{4P} = 0.43445953 \text{ m}$$

Donde:

$B_{4max} =$  Burden Maximo (m)

$F =$  Error de perdoración (m)

Ilustración 55 Burden 4to Cuadrante



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

**c) Cálculo de espaciamiento**

$$A'_4 = \sqrt{2} \times \left( B_{4P} + \frac{A'_3}{2} \right)$$

$$A'_4 = \sqrt{2} \times \left( 0.43445953 + \frac{0.84240868}{2} \right)$$

$$A'_4 = 1.21009145 \text{ m}$$

Donde:

$B_{4p}$  = Burden practico 4to cuadrante (m)

$A'_3$  = Ancho practico de apertura del 3er cuadrante (m)

#### 4.5.2.7 CÁLCULOS PARA EL QUINTO CUADRANTE.

##### a) Cálculo de ancho de apertura 5to cuadrante.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del quinto cuadrante

$$A_5 = \sqrt{2} \times \left( B_{4P} + \frac{A'_3}{2} - F \right)$$

$$A_5 = \sqrt{2} \times \left( 0.43445953 + \frac{0.84240868}{2} - 0.0894944 \right)$$

$$A_5 = 1.08352725 \text{ m}$$

Donde:

$B_{4p}$  = Burden practico del cuarto cuadrante (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

$A'_3$  = Ancho de apertura practico de tercer cuadrante (m)

##### b) Burden

Cálculo del Burden máximo para el quinto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo

Emulnor 3000 1 1/2" X 12" que tiene una carga lineal de 1.28150 kg/m y RWS de 1.

$$B_{5max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_5 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{5max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.08352725 \times 1.28149606 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{5max} = 0.77290297 \text{ m}$$

Donde:

$A_5$  = ancho de apertura 5to cuadrante (m)

$q$  = Carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m)

$RWS = \text{Potencia relativa en peso de explosivo}$

$d = \text{diametro de taladros (m)}$

$C = \text{Constante de roca}$

Determinaremos el burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_{5P} = B_{5max} - F$$

$$B_{5P} = 0.77290297 - 0.0894944$$

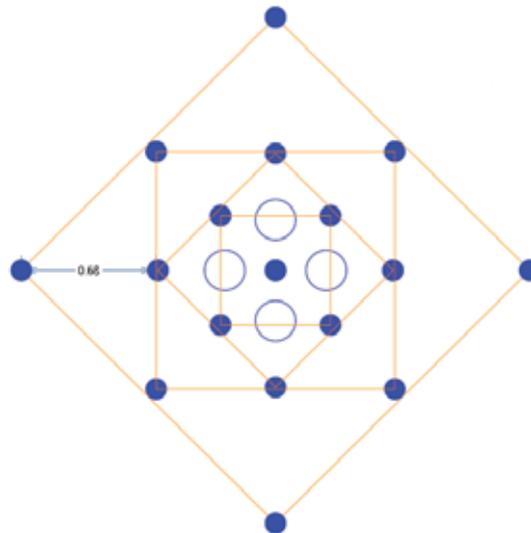
$$B_{5P} = 0.68340857 \text{ m}$$

Donde:

$B_{5max} = \text{Burden Maximo (m)}$

$F = \text{Error de perdoración (m)}$

*Ilustración 56 Burden 5to Cuadrante*



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

### c) *Cálculo de espaciamento*

$$A'_5 = \sqrt{2} \times \left( B_{5P} + \frac{A'_4}{2} \right)$$

$$A'_5 = \sqrt{2} \times \left( 0.68340857 + \frac{1.21009145}{2} \right)$$

$$A'_5 = 1.82214954 \text{ m}$$

Donde:

$B_{5p}$  = Burden practico 5to cuadrante (m)

$A'_4$  = Ancho practico de apertura del 3er cuadrante (m)

#### 4.5.2.8 CÁLCULOS PARA EL SEXTO CUADRANTE.

a) *Cálculo de ancho de apertura 6to cuadrante.*

Calculamos de la distancia máxima entre taladros del sexto cuadrante

$$A_6 = \sqrt{2} \times \left( B_{5p} + \frac{A'_4}{2} - F \right)$$

$$A_6 = \sqrt{2} \times \left( 0.68340857 + \frac{1.21009145}{2} - 0.0894944 \right)$$

$$A_6 = 1.69558535 \text{ m}$$

Donde:

$B_{5p}$  = Burden practico del quinto cuadrante (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

$A'_4$  = Ancho de apertura practico de cuarto cuadrante (m)

b) *Burden*

Cálculo del Burden máximo para el sexto cuadrante, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 5000 1 1/2" X 12" que tiene una carga lineal de 1.422834646 kg/m y RWS de 1.05.

$$B_{6max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_6 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{6max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.69558535 \times 1.42283465 \times 1.05}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{6max} = 1.04394619 \text{ m}$$

Donde:

$A_6$  = ancho de apertura 6to cuadrante (m)

$q$  = Carga lineal del explosivo a utilizar (Kg/m)

$RWS$  = Potencia relativa en peso de explosivo

$d$  = diametro de taladros (m)

$C$  = Constante de roca

Determinaremos el burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_{6P} = B_{6max} - F$$

$$B_{6P} = 1.04394619 - 0.0894944$$

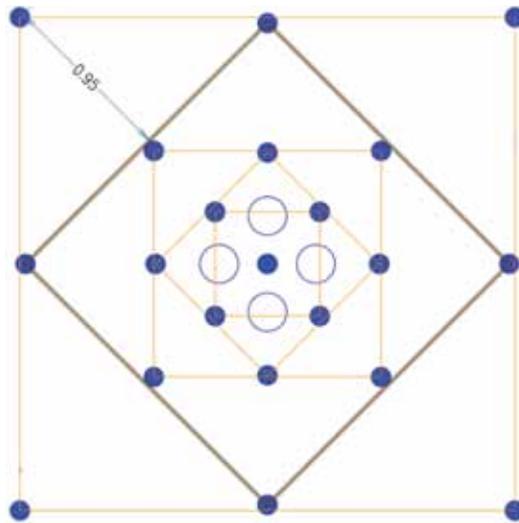
$$B_{6P} = 0.95445179 \text{ m}$$

Donde:

$B_{6max}$  = Burden Maximo (m)

$F$  = Error de perdoración (m)

Ilustración 57 Burden 6to Cuadrante



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad"

**c) Cálculo de espaciamento**

$$A'_6 = \sqrt{2} \times \left( B_{6P} + \frac{A'_5}{2} \right)$$

$$A'_6 = \sqrt{2} \times \left( 0.95445179 + \frac{1.82214954}{2} \right)$$

$$A'_6 = 2.63825296 \text{ m}$$

Donde:

$B_{5p}$  = Burden practico 5to cuadrante (m)

$A'_4$  = Ancho practico de apertura del 3er cuadrante (m)

**4.5.2.9 CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE.**

Para los cálculos de los parámetros de perforación de los taladros de arrastre Roger Holmberg incluye en sus fórmulas la variable de factor de fijación para los taladros de arrastre se considera un factor de fijación de 1.45 y una relación entre buzamiento y espaciamento (s/b) de 1.

**a) Burden**

Para los taladros de arrastre utilizaremos el explosivo EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" que tiene una carga lineal de 1.28149606 (kg/m) y un RWS de 1

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$
$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4 \times 1.45 \times 1}}$$
$$B = 1.33778755 \text{ m}$$

Donde:

$q = \text{carga lineal de explosivo a utilizar} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right)$

$RWS = \text{potencia relativa en peso de explosivo}$

$C = \text{Constante de roca}$

$f = \text{Factor de fijacion}$

$\frac{S}{B} = \text{relacion espaciamento y burden}$

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.

$$C' = C + 0.05 \text{ cuando } B \geq 1.4(\text{mts})$$

$$C' = C + 0.07/B \text{ cuando } B < 1.4(\text{mts})$$

Entonces:

$$C' = 0.4 + 0.07/1.33778755$$

$$C' = 0.4523252$$

Procedemos a realizar el cálculo del Burden máximo:

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C' \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4523252 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B_{max} = 1.25803219 \text{ m}$$

Para realizar el cálculo de Burden practico debemos considerar el error de la perforación y el ángulo de inclinación de que tendrán los taladros de arrastre, este ángulo está en función de la habilidad de la operación del equipo, por lo general son 3 grados de inclinación.

$$B_{pz} = B_{max} - H \times \text{sen} \gamma - F$$

$$B_{pz} = 1.25803219 - 4.63296 \times \text{sen}(3) - 0.0894944$$

$$B_{pz} = 0.93688979 \text{ m}$$

Donde:

$B_{pz}$  = Burden practico de arrastre (m)

$B_{max}$  = Burden maximo (m)

$H$  = Longitud de perforacion (m)

$\gamma$  = angulo de inclinación(°).

$F$  = error de perforación (m)

**b) Numero de taladros de arrastre.**

$$N = \left[ \frac{\text{Ancho de Tunnel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{B_{max}} + 2 \right]$$

$$N = \left[ \frac{4.5 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{1.25803219} + 2 \right]$$

$$N = 5.94528536 \cong 6$$

Donde:

$N =$  Nuevro de Taladros (und)

$H =$  Longitud de perforacion(m)

$\gamma =$  angulo de inclinación(°).

$B_{max} =$  Burden maximo (m)

c) *Espaciamiento entre taladros de arrastre.*

$$E_{cz} = \frac{\text{Ancho de tunel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{N - 1}$$

$$E_{cz} = \frac{4.5 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{6 - 1}$$

$$E_{cz} = 0.99 \text{ m}$$

Donde:

$E_{cz} =$  Espaciamiento entre taladros (m)

$H =$  Longitud de perforacion (m)

$\gamma =$  angulo de inclinación(°).

#### **4.5.2.10 CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE CORONA.**

Al realizar una voladura controlada el espaciamiento en los taladros de corona está en función a al diámetro del taladro perforado (Pearsson,1973), en los taladros de corona se cumple la relación entre espaciamiento y burden (s/b) de ser de 0.85.

$$S = 15 * D_1$$

$$S = 15 * 0.045$$

$$S = 0.675 \text{ m}$$

Donde:

$S = \text{Espaciamiento (m)}$

$D_1 = \text{Diametro de taladro (m)}$

**a) Burden**

Usamos la relación de espaciamento y burden.

$$\frac{S}{B_{max}} = 0.85$$

$$\frac{0.675}{0.85} = B_{max}$$

$$B_{max} = 0.84375 \text{ m}$$

Donde:

$S = \text{Espaciamiento (m)}$

$B_{max} = \text{Burden maximo(m)}$

Para el cálculo del burden practico utilizamos la siguiente relación.

$$B_{Tp} = B_{max} - H \times \text{sen}(\gamma) - F$$

$$B_{Tp} = 0.84375 - 4.63296 \times \text{sen}(3) - 0.0894944$$

$$B_{Tp} = 0.5226076 \text{ m}$$

Donde:

$B_{Tp} = \text{Burden practico(m)}$ .

$H = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$\gamma = \text{angulo de inclinación}(\text{°})$ .

$F = \text{error de perforación (m)}$

**b) Cálculo de numero de taladros en corona**

$$N = \left[ \frac{\text{Ancho de tunel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{B_{Tp}} + 2 \right]$$

$$N = \left[ \frac{4.5 + 2 \times 4.63296 \times \text{sen}(3)}{0.5226076} + 2 \right]$$

$$N = 7.38650835 \approx 7$$

Donde:

$N = \text{Numero de Taladros}$

$H = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$\gamma = \text{angulo de inclinación}(\text{º})$ .

$B_{Tp} = \text{Burden practico (m)}$ .

**c) Cálculo de espaciamento de taladros en corona**

$$E_{lt} = \frac{\text{Ancho de tunel} + 2 \times H \times \text{sen}(\gamma)}{N - 1}$$

$$E_{lt} = \frac{4.5 + 2 \times H \times \text{sen}(3)}{7 - 1}$$

$$E_{lt} = 0.82 \text{ m}$$

Donde:

$N = \text{Numero de Taladros}$

$H = \text{Longitud de perforacion (m)}$

$\gamma = \text{angulo de inclinación}(\text{º})$ .

#### **4.5.2.11 CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE HASTIALES.**

Para realizar el cálculo de los parámetros de los taladros de hastiales R. Holmberg propone considerar un factor de fijación de 1.20 y una relación de espaciamento y buzamiento de 1.25,

también debemos considerara q la altura lateral de la Rampa Yumpag es diferente a la altura lateral siendo la altura lateral de la rampa de 4.1 metros.

**a) Cálculos de altura de hastiales.**

$$\text{Hastiales} = \text{Altura lateral tunel} - B_{pz} - B_{Tp}$$

$$\text{Hastiales} = 4.1 - 0.93688979 - 0.5226076$$

$$\text{Hastiales} = 2.64050261 \text{ m}$$

Donde:

$B_{pz}$  = Burden practico de Arrastre (m)

$B_{Tp}$  = Burden practico de corona (m)

**b) Burden**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270341 \times 0.85}{0.4 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B = 1.00071333 \text{ m}$$

Donde:

$q$  = carga lineal de explosivo (m)

$RWS$  = potencia relativa en peso de explosivo

$C$  = Constante de roca

$f$  = Factor de fijacion

$\frac{S}{B}$  = relacion espaciamento y burden

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.

$$C' = C + 0.05 \text{ cuando } B \geq 1.4(\text{mts})$$

$$C' = C + 0.07/B \text{ cuando } B < 1.4(\text{mts})$$

Entonces:

$$C' = 0.4 + 0.07/1.00071333$$

$$C' = 0.4699501$$

Procedemos a realizar el cálculo del Burden máximo:

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270341 \times 0.85}{0.4699501 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_{max} = 0.92323828 \text{ m}$$

Para realizar el cálculo de Burden practico debemos considerar el error de la perforación y el ángulo de inclinación.

$$B_{hp} = B_{max} - H \times \text{sen}(\gamma) - Ep$$

$$B_{hp} = 0.92323828 - 4.63296 \times \text{sen}(3) - 0.0894944$$

$$B_{hp} = 0.60209588 \text{ m}$$

Donde:

$B_{hp}$  = Burden practico de taladros de hastiales (m)

$B_{max}$  = Burden maximo (m)

$H$  = Longitud de perforacion (m)

$\gamma = \text{angulo de inclinaci3n}(\text{°}).$

$F = \text{error de perforaci3n (m)}$

**c) Numero de taladros de Hastiales.**

$$N_H = \left[ \frac{\text{Hastiales}}{B_{max} \times \left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \right]$$

$$N_H = \left[ \frac{2.64050261}{0.92323828 \times 1.25} + 2 \right]$$

$$N_H = 4.11089632 \approx 4$$

Donde:

$N_H = \text{Numero de taladros en hastiales.}$

$\frac{S}{B} = \text{Relacion Espaciamiento Burden.}$

$B_{max} = \text{Burden maximo (m)}$

**d) Espaciamiento entre taladros de Hastiales.**

$$E_H = \frac{\text{Hastiales}}{N - 1}$$

$$E_H = \frac{2.64050261}{4 - 1}$$

$$E_H = 0.88016754 \text{ m}$$

Donde:

$E_H = \text{espaciamiento de taladros de hastiales (m)}$

$N = \text{Numero de taladros de hastiales}$

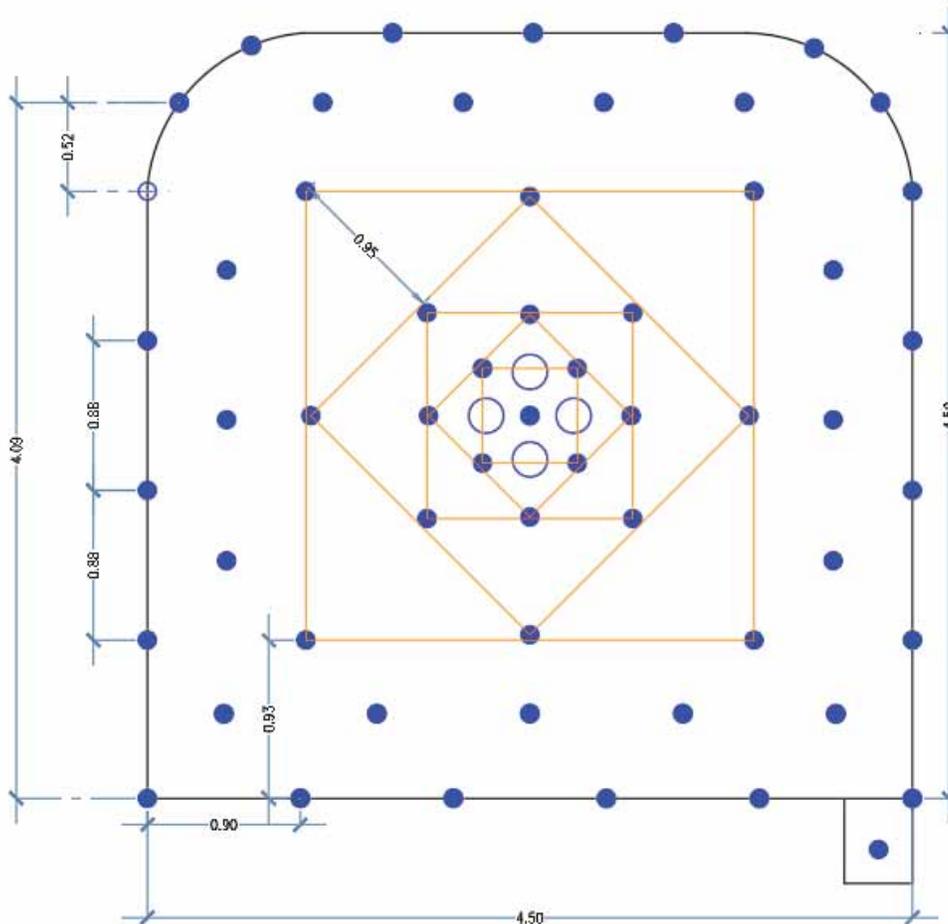
#### 4.5.2.12 RESUMEN

Tabla 20 Tabla de resumen de resultados de Burden y Espaciamiento y numero de taladros.

<b>RESUMEN</b>			
<b>Taladros</b>	<b>Burden</b>	<b>Espaciamiento</b>	<b>Numero de Taladros</b>
(Arranque)1er Cuadrante	0.26	0.36	1
2do Cuadrante	0.21	0.56	4
3er Cuadrante	0.32	0.84	4
4to Cuadrante	0.43	1.21	4
5to Cuadrante	0.68	1.82	4
6to Cuadrante	0.95	2.64	4
arrastre y ayudas	0.94	0.99	11
Corona y ayudas	0.52	0.83	11
Hastiales	0.60	0.88	14
<b>Cantidad de Taladros incluido cuneta</b>			<b>58</b>

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21 Malla de Perforación Rp Yumpag 4490



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

### 4.5.3 VELOCIDAD DE PERFORACIÓN (VP).

Para realizar el cálculo de la velocidad de perforación se realizó un estudio de tiempos.

Tabla 22 Estimación de Velocidad de perforación

DIA	TIEMPO DE PERFORACIÓN PROMEDIO POR TALADRO (MIN)	LONGITUD DE TALADRO (M)	VELOCIDAD PROMEDIO DE PERFORACIÓN (M/MIN).
1	4.8	4.6	0.97
2	4.7	4.6	0.99
3	4.6	4.6	1.01
4	4.7	4.6	0.99
5	4.6	4.6	1
6	4.6	4.6	1.01
7	4.7	4.6	0.99
Promedio	4.7		0.99

Fuente: Elaboración propia

La velocidad promedio de perforación es de 0.99 m/min.

### 4.5.4 EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE PERFORACIÓN.

El cálculo de eficiencia de perforación se realizó teóricamente, entonces diremos que las perforaciones tienen una eficiencia del 95%.

### 4.5.5 TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN POR FRENTE.

El tiempo total de perforación se calculó en función a un estudio de tiempos por taladro llegando a la conclusión que el tiempo promedio de perforación es 3 horas con 42 minutos, para esto se realizó esta estimación con promedio de 7 días de medición de tiempos.

Tabla 23 Estimación de tiempo de perforación de frente.

TALADRO		TIEMPO	TALADRO		TIEMPO	
Arrastre	1	4.8	Ayuda de Corona	58	4.53	
	2	4.43		59	4.81	
	3	4.56		60	4.6	
	4	4.45		61	4.59	
	5	4.86	Cuneta	62	4.92	
	6	4.6	Rimado	63	6.2	
7	4.76	64		6.3		
8	4.86	65		5.8		
9	4.43	66		6		
Arranque (1er Cuadrante)	10	4.74	Tiempo total de taladros de producción (min)		289.85	
	11	4.76	Tiempo total de taladros de producción (Hrs)		2.42	02:25:02
	12	4.87	Tiempo total de rimados (min)		24.3	00:24:18
2do Cuadrante	13	4.85	Tiempo total de rimados (Hrs)		02:49:20	
	14	4.88				
	15	4.77				
3er Cuadrante	16	4.71				
	17	4.86				
	18	4.57				
4to Cuadrante	19	4.42				
	20	4.47				
	21	4.58				
5to Cuadrante	22	4.76				
	23	4.57				
	24	4.85				
6to Cuadrante	25	4.46				
	26	4.75				
	27	4.83				
Hastiales	28	4.76				
	29	4.62				
	30	4.65				
	31	4.6				
	32	4.72				
	33	4.79				
Corona	34	4.59				
	35	4.74				
	36	4.83				
	37	4.84				
	38	4.78				
	39	4.53				
Ayuda de Arranque	40	4.96				
	41	4.57				
	42	4.73				
	43	4.55				
	44	4.49				
	45	4.76				
Ayuda de hastiales	46	4.9				
	47	4.5				
	48	4.49				
Ayuda de hastiales	49	4.43				
	50	4.58				
	51	4.75				
	52	4.74				
	53	4.49				
	54	4.44				
	55	4.51				
	56	4.72				
	57	4.87				

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.6 COSTO DE PERFORACION DEL FRENTE.

Tabla 24 Costo de Perforación de Rampa

Perforación Rampa (-) 4.50 x 4.50 mecanizado (16 pies)					
Mano de Obra					
Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso		Costo Real S./
Operador de Boomer M	1.3	0.75	190.63	S/	185.87
Ayudante Operador Boomer M	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
Maestro de Servicios Auxiliares	1.3	0.75	180.36	S/	175.85
Ayudante de Servicios Auxiliares	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
Bodeguero Mina	1.3	0.75	149.56	S/	145.82
Bombero Mina	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
	1.3	4.5		S/	1,190.94
Equipos					
Descripción	Vida Util	Consumo por guardia.	Costo Unit. Del recurso		Costo Real
Boomer M	hr.	3.00	574.01	S/	1,722.03
Suministros/Herramientas:					
Aceros de Perforacion y Materiales		Consumo por guardia.	Costo Unit. Del recurso		Costo Real
Barra de perforación 16'	pp	744.64	0.74	S/	547.31
Broca de boton R28 x 51mm	pp	744.64	0.74	S/	550.79
Shank adapter T38	pp	744.64	0.36	S/	265.84
Coupling T38 R38	pp	744.64	0.09	S/	65.16
Broca escareadora (REAMING BIT) R32 102mm	pp	57.28	3.99	S/	228.55
Copas de Afilado	pp	744.64	0.25	S/	182.44
Afilador de brocas	pp	744.64	0.05	S/	37.35
Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	und	9.00	3.30	S/	29.70
Tubería de polietileno HDPE 8"	mt	3.67	49.50	S/	181.49
Tubería de polietileno HDPE 4"	mt	7.33	22.00	S/	161.32
Reduccion campana de FG 8" A 4"	und	0.05	48.40	S/	2.42
Reduccion campana de FG 4" A 2"	und	0.05	24.20	S/	1.21
Reduccion campana de FG 2" A 1"	und	0.05	8.80	S/	0.44
Abrazadera Mullenbach de 8"	und	0.05	59.40	S/	2.97
Abrazadera Mullenbach de 4"	und	0.05	40.70	S/	2.04
Abrazadera Mullenbach de 2"	und	0.05	13.20	S/	0.66
Valvula esferica de 8"	und	0.05	616.00	S/	30.80
Valvula esferica de 4"	und	0.05	528.00	S/	26.40
Valvula esferica de 2"	und	0.05	88.00	S/	4.40
Valvula esferica de 1"	und	0.05	26.40	S/	1.32
Niple con rosca de 2" fierro negro	und	0.05	8.80	S/	0.44
Niple con rosca de 4" fierro negro	und	0.05	15.40	S/	0.77
Tacos de arcilla	und	78.00	0.77	S/	60.06
Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	kg	0.10	6.60	S/	0.66
Guiador de aluminio 45mm	und	1.00	84.70	S/	84.70
Aislante electrico	und	0.10	1.32	S/	0.13
Manguera de 1" diámetro 30 mts	m	3.67	14.30	S/	52.43
Manguera de 2" diámetro 30 mts	m	3.67	24.93	S/	91.42
Manguera de jebe y lona de bombeo de 4"	m	3.67	57.20	S/	209.72
Mangas de Ventilacion 36"	m	3.67	12.00	S/	44.00
Reflector 500 w	pza	0.10	117.70	S/	11.77
Equipo fluorescente recto, 40 w 440 v	pza	0.07	83.60	S/	5.84
Combustible	gl	16.00	8.30	S/	132.80
Herramientas:					
Instalacion de alcaiyatas (cable y tuberías)	1.00	1.00	27.13	S/	27.13
Implementos de seguridad Operación	4.50	1.00	6.82	S/	30.70
Herramientas	1.00	1.00	12.36	S/	12.36
Lamparas mineras Operación	4.50	1.00	3.03	S/	13.61
				S/	<b>3,101.11</b>
Sub Total Costos				S/	<b>6,014.08</b>
Utilidad			10%	S/	601.41
G.G			0%	S/	-
Costo de Disparo				S/	<b>6,615.49</b>
Costo por Disparo				S/	6,615.49
Factor de Avance (MT)				S/	4.40
Costo por Metro S./m				S/	<b>1,503.52</b>
Costo por Metro \$/m				\$	<b>455.61</b>

Fuente: Área Planeamiento Proyecto Yumpag.

## 4.6 DISEÑO DE VOLADURA.

Según la malla de perforación calculada se realiza la distribución de carga.

### 4.6.1 EXPLOSIVO Y ACCESORIOS FAMESA. (EMULNOR Y FANELES)

#### 4.6.1.1 EMULNOR.

El EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

(FAMESA, 2019)

Estos explosivos, son de reciente aparición en el mercado, tienen las propiedades de los hidrogeles, pero también mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua.

El interés de estos productos surgió a comienzos de la década de los 60, cuando se investigaban las necesidades básicas de un explosivo para que se produjera el proceso de detonación combinando una sustancia oxidante con un aceite mineral.

Estos constituyentes han permanecido químicamente invariables durante muchos años (nitrato amónico + gas-oil).

*Ilustración 58 Emulnor 5000,3000,1000,500*



Fuente: (FAMESA, 2019)

#### **4.6.1.2 INICIADOR (FULMINANTE FANEL).**

La iniciación con fanel es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, nos ofrece los beneficios de sincronizar en la voladura con la facilidad de eliminar toda posibilidad de conexiones erróneas.

La carga de polvo de ignición se inicia con la llama del cordón detonante, la carga primaria convierte el calor en detonación e inicia el explosivo de alta densidad. Ya que el polvo de ignición está expuesto al final de la cápsula en la parte abierta.

*Ilustración 59 Faneles(retardantes)*



Fuente: (FAMESA, 2019)

#### **4.6.1.3 CORDON DETOMANTE (PENTACORD).**

El pentacord es un accesorio de voladura, que posee las siguientes características: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción, tiene una velocidad de detonación de 7000 m/s.

*Ilustración 60 Rollo de Pentacord*



Fuente: (FAMESA, 2019)

#### **4.6.1.4 MECHA DE SEGURIDAD (CARMEX)**

El Carmex es un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras. El Carmex está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida, tiene una velocidad de combustión de 160 s/m

*Ilustración 61 Carmex (Mecha de seguridad)*



Fuente: (FAMESA, 2019)

#### **4.6.1.5 MECHA RAPIDA**

Está compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a

su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad tiene una velocidad de combustión de 35 s/m.

Ilustración 62 Mecha Rápida



Fuente: (FAMESA, 2019)

Ilustración 63

Características Técnicas Emulnor 500,1000,3000,5000

### Características técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)	confinado * 3 500 ± 300	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 500 ± 300
	s/confinar **	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

\* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

\*\* Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

\*\*\* Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Fuente: Revista Famesa Explosivos 2019

Ilustración 64  
Peso y dimensiones de Emulnor

<b>Presentación</b>	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 30,0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

Fuente: Revista Famesa Explosivos 2019

## 4.6.2 CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR DISPARO.

### 4.6.2.1 CÁLCULO DE TACO

El Taco en todos los taladros de producción deben de ser 10 veces el diámetro del taladro de producción.

$$T = 10 \times d$$

$$T = 10 \times 0.045$$

$$T = 0.45 \text{ m}$$

Donde:

$T = \text{Taco (m)}$

$d = \text{Diámetro de taladro de producción (0.045m)}$

#### 4.6.2.2 NUMERO DE CARTUCHOS PRIMER CUADRANTE.

Calculamos la cantidad de cartuchos por taladro

$$C_T = \frac{H - T}{L_c}$$

$$C_T = \frac{4.63296 - 0.45}{0.3048}$$

$$C_T = 13.72622 \approx 14$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$H =$  Longitud de perforacion (m)

$T =$  Taco (m)

$L_c =$  Longitud de cartucho 12" (0.3048m)

Calculamos la cantidad de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 14 \times 1$$

$$N_c = 14$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$N_T =$  Numero de taladros por cuadrante (m)

#### **4.6.2.3 NUMERO DE CARTUCHOS SEGUNDO, TERCER Y CUARTO CUADRANTE.**

Los cartuchos usados en todos los cuadrantes tienen una longitud de 12" (0.3048m), tienen 4 taladros de producción cada cuadrante y la malla se calculó en función a la carga lineal del EMULNOR 3000 1 1/4" X 12".

Sabemos que la cantidad de cartuchos por taladro son 14.

Entonces realizamos en cálculo de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 14 \times 4$$

$$N_c = 56$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$N_T =$  Numero de taladros por cuadrante (m)

Numero de cartuchos en los 3 cuadrantes utilizaremos

$$N_c = 56 \times 3$$

$$N_c = 168$$

Utilizaremos 168 Cartuchos de EMULNOR 3000 1 1/4" X 12".

#### **4.6.2.4 NUMERO DE CARTUCHOS QUINTO CUADRANTE.**

Los cartuchos usados en este cuadrante tienen una longitud de 12" (0.3048m), tiene 4 taladros de producción y la malla se calculó en función a la carga lineal del EMULNOR 3000 1 1/2" X 12".

Sabemos que la cantidad de cartuchos por taladro son 14.

Entonces realizamos en cálculo de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 14 \times 4$$

$$N_c = 56$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$N_T =$  Numero de taladros por cuadrante (m)

Se utilizan 56 cartuchos de EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" para el 5to cuadrante.

#### **4.6.2.5 NUMERO DE CARTUCHOS SEXTO CUADRANTE.**

Los cartuchos usados en este cuadrante tienen una longitud de 12" (0.3048m), tiene 4 taladros de producción y la malla se calculó en función a la carga lineal del EMULNOR 5000 1 1/2" X 12".

Sabemos que la cantidad de cartuchos por taladro son 14.

Entonces realizamos en cálculo de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 14 \times 4$$

$$N_c = 56$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$N_T =$  Numero de taladros por cuadrante (m)

Se utilizan 56 cartuchos de EMULNOR 5000 1 1/2" X 12" para el 6to cuadrante.

#### **4.6.2.6 NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE ARRASTRE.**

##### **a) CALCULO DE LA LONGITUD DE CARGA EN EL FONDO.**

$$H_f = 1.25 \times B_{pz}$$

$$H_f = 1.25 \times 0.93688979$$

$$H_f = 1.17111224 \text{ m}$$

Donde:

$H_f =$  Longitud de carga en el fondo(m)

$B_{pz} =$  Burden practico de taladros de arrastre (m)

##### **b) CALCULO DE LA LONGITUD DE CARGA.**

$$H_c = H - H_f - T$$

$$H_c = 4.63296 - 1.17111224 - 0.45$$

$$H_c = 3.01184776$$

Donde:

$H_c =$  Longitud de carga (m)

$H_f =$  Longitud de carga en el fondo(m)

$T =$  taco (m)

$H =$  Longitud de taladro (m)

##### **c) CALCULO DEL NÚMERO DE TALADROS POR CARTUCHO.**

$$C_T = \frac{H_c}{L_{car}}$$

$$C_T = \frac{3.01184776}{0.3048}$$

$$C_T = 9.88139028 \approx 10$$

Donde:

$H_f =$  Longitud de carga en el fondo(m)

$L_{car} =$  Longitud de cartuchos (m)

**d) NUMERO DE CARTUCHOS EN LOS TALADROS DE ARRASTRE**

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 10 \times 6$$

$$N_c = 60$$

Donde:

$C_T =$  Cartuchos por taladro

$N_T =$  Numero de taladros por cuadrante (m)

**4.6.2.7 NUMERO DE CARTUCHOS EN TALADROS DE CORONA.**

Para calcular el numero de taladros en corona debemos calcular la concentracion de carga minima por taladro que esta en funcion de diametro de produccion.

$$q_c = 90 \times d^2$$

$$q_c = 90 \times 0.045^2$$

$$q_c = 0.18225 \left(\frac{kg}{m}\right)$$

Donde:

$q_c =$  concentración de carga minima  $\left(\frac{kg}{m}\right)$

$d =$  diametro de taladro de produccion (m)

Calculamos la longitud de carga en el fondo.

$$H_{ft} = 1.25 \times B_{Tp}$$

$$H_{ft} = 1.25 \times 0.5226076$$

$$H_{ft} = 0.6532595 \text{ m}$$

Donde:

$H_{ft}$  = Longitud de carga en el fondo (m)

$B_{Tp}$  = Burden practico en taladros de corona (m)

Cálculo de longitud de carga

$$H_{CT} = H - H_{ft} - T$$

$$H_{CT} = 4.63296 - 0.6532595 - 0.45$$

$$H_{CT} = 3.5297005 \text{ m}$$

Donde:

$H_{CT}$  = Longitud de carga (m)

$H_{ft}$  = Longitud de carga en el fondo(m)

$T$  = taco (m)

$H$  = Longitud de taladro (m)

Cantidad de carga en los taladros de corona.

$$Q_{tc} = q_c \times H_{CT}$$

$$Q_{tc} = 0.18225 \times 3.5297005$$

$$Q_{tc} = 0.643228792 \left(\frac{kg}{m}\right)$$

Donde:

$Q_{tc}$  = concentración de carga en taladro (Kg)

$q_c$  = concentración de carga minima  $\left(\frac{kg}{m}\right)$

$H_{CT}$  = Longitud de carga (m)

Para los taladros de corona utilizaremos cartuchos de EMULNOR 500 1" x 8" que tiene un peso de 0.085034 Kg/cartucho.

Calculamos la cantidad de cartuchos necesarios por taladro.

$$C_T = \frac{Q_{tc}}{q}$$

$$C_T = \frac{0.643228792}{0.085034}$$

$$C_T = 7.5650671 \approx 8$$

Donde:

$Q_{tc}$  = concentración de carga en taladro (Kg)

$q$  = Peso de cartucho de explosivo (Kg)

$C_T$  = Cantidad de cartuchos (m)

Calculamos en número de cartuchos utilizados en los taladros de corona.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 8 \times 7$$

$$N_c = 56$$

Donde:

$N_c$  = Numero de Cartuchos

$N_T$  = Numero de taladros en corona

$C_T$  = Cantidad de cartuchos (m)

#### **4.6.2.8 NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE HASTIALES.**

Calculamos la longitud de carga en el fondo.

$$L_{HF} = 1.25 \times B_{HP}$$

$$L_{HF} = 1.25 \times 0.60209588$$

$$L_{HF} = 0.75261986 \text{ m}$$

Donde:

$L_{HF}$  = Longitud de carga en el fondo(m)

$B_{HP}$  = Burden practico de taladros de Hastiales(m)

Calculamos la longitud de carga.

$$L_c = H - L_F - T$$

$$L_c = 4.63296 - 0.75261986 - 0.45$$

$$L_c = 3.43034014 \text{ m}$$

Donde:

$L_c$  = Longitud de carga (m)

$L_F$  = Longitud de carga en el fondo(m)

$T$  = taco (m)

$H$  = Longitud de taladro (m)

Calculamos en número de taladros por cartucho.

$$C_T = \frac{L_c}{L_{car}}$$

$$C_T = \frac{3.43034014}{0.3048}$$

$$C_T = 11.2543968 \approx 11$$

Donde:

$L_c$  = Longitud de carga (m)

$L_{Car} = \text{Longitud de cartuchos (m)}$

Numero de cartuchos en los taladros de Hastiales

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 11 \times 8$$

$$N_c = 88$$

Donde:

$C_T = \text{Cartuchos por taladro}$

$N_T = \text{Numero de taladros por cuadrante (m)}$

Ilustración 65  
Distribución de Carga en los taladros.

faneles	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
cantidad	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1	4	6	8	7	4	2	1	0

Explosivos /Accesorios	Unidad	Cantidad
Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	Cartuchos	70
Emulnor 3000 1 1/2" x 12"	Cartuchos	70
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	Cartuchos	387
Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	Cartuchos	88
Emulnor 500 1" x 8"	Cartuchos	56
Cordon detonante	Metros	60
Exanel	pieza	1
Camex 7'	Pieza	1

Parametros	Unidades	
Diam. Tal. Alivio	mm	102
Diam. Tal. Cargado	mm	45
# Tal. de Alivio	Cant.	4
# Tal. Cargado	Cant.	58
Long. de perforacion	m	4.87
Rend. de Avance	%	90
Avance por disparo	m	4.38
Factor Carga	Kg/m.	40.88

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO				
TIPO	# de Taladros	Nº de Cartuchos	Tipo de explosivo	Total
Arranque	1	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	14
2do Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
3er Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
4to Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
5to Cuadrante	4	14	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	56
6to Cuadrante	4	14	Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	56
Ayuda de hastial	6	12	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	72
Ayuda de arrastre	5	11	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	55
Ayuda de corona	4	9	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	36
Corona	7	8	Emulnor 500 1" x 8"	56
Hastial	8	11	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	88
Arrastre	6	10	Emulnor 3000 1 1/2" x 12"	60
Cuneta	1	10	Emulnor 3000 1 1/2" x 12"	10

Fuente: Elaboración Propia "Imagen Capturada del Software AutoCAD 2019".

#### 4.6.3 FACTOR POTENCIA.

Para el cálculo de Factor potencia realizamos una división entre los kilogramos de explosivo por disparo y el tonelaje roto en cada disparo.

Tabla 25  
Cálculo de factor potencia.

CALCULOS		
Toneladas por disparo	247.91	Tn
Kilogramos por disparo	188.86	Kg
Factor Carga	0.76181	Kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.6.4 EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE VOLADURA.

Se lleva un registro de los avances obtenidos por disparo, dándonos un promedio de eficiencia de disparo.

La estimación de eficiencia se realizó haciendo seguimiento al avance del disparo por 7 guardias.

Tabla 26 Calculo de eficiencia por disparo

GUARDIA	LONGITUD DE AVANCE (M)	LONGITUD DE TALADRO (M).	EFICIENCIA
1	4.55	4.63	98%
2	4.42	4.63	96%
3	4.3	4.63	93%
4	4.55	4.63	98%
5	4.1	4.63	89%
6	4.48	4.63	97%
7	4.45	4.63	96%
PROMEDIO	4.41		95%

Fuente: Elaboración propia

Se cumple la eficiencia de 95% de voladura

#### 4.6.5 COSTO DE VOLADURA.

El cálculo de los costos de voladura por disparo que se detalla en el Capítulo V, el costo de voladura se resume en el siguiente cuadro

Tabla 27 Costo de Ventilación por metro

CALCULOS			
COSTO DE VOLADURA POR DISPARO	S/	401.17	Soles
AVANCE		4.4	m
COSTO POR METRO	S/	91.18	Soles/Metro
COSTO POR METRO	\$	27.63	Dolares/Metro

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.7 CARGUIO- ACARREO.

##### 4.7.1 SCOOPTRAM CAT R1600 H SC.

Los Scooptrams son principalmente necesarios en labores de subsuelo, debido al tamaño limitado de las labores. Debido a la posición del asiento del operario, puede viajar en marcha adelante, así como en una marcha reversa. Un scooptrams es un vehículo trackless de bajo perfil, para carga y acarreo de minerales, diseñado sobre todo para realizar trabajos en minas de subsuelo, subterráneas, o en zonas con limitaciones de espacio. (GUERRA, 2011)

En minería subterránea, especialmente en la pequeña y mediana minería, los túneles se caracterizan por ser de baja altura y angostos, lo que impide el ingreso de vehículos mineros de grandes dimensiones. Son túneles estrechos, sin espacio lateral para realizar giros a 180°, del cual derivan galerías perpendiculares al eje del túnel, con cambios de dirección a 90° con cortos radios de curvatura que dificultan el desplazamiento aún para vehículos pequeños. Los scooptrams están diseñados para operar en estas condiciones por lo que tienen las siguientes características:

- Son de dimensiones pequeñas, de baja altura para poder ingresar a los túneles. Esta última característica es la que les da el nombre de “bajo perfil”.

- Tienen un cucharón articulado para recoger y cargar una cantidad relativamente grande de material.
- Pueden desplazarse en reversa con la misma facilidad con la que avanzan, lo que les permite ingresar y salir de túneles angostos o sin espacio para girar. Simplemente retroceden.
- Tienen ruedas con neumáticos, lo que les permite desplazarse en cualquier dirección, es decir no está limitado a recorridos de rieles o troles. Los scooptrams se utilizan para cargar una cantidad grande de material, transportar el material a un área específica, descargar la carga en un área específica o en un camión.

*Ilustración 66 Scoop R1600H*



Fuente: (CAT, 2015)

#### **4.7.2 VOLQUETE VOLVO FMX 6x4R.**

El camión de tecnología europea, Volvo FMX 6x4R, incluye un chasis con acero de alta resistencia y bajo peso, además de una cabina con suspensiones de resortes y amortiguadores. Las labores en mina requieren de unidades capaces de soportar largas horas de operación con exigencias al máximo. (Briceño, 2019)

En lo que refiere a las suspensiones, están conformadas por muelles parabólicos y semielípticos, así como por amortiguadores de doble acción. Por otro lado, la referida unidad de Volvo tiene una capacidad de carga en el eje delantero de 8 mil kgf. y de 26 mil kgf en el eje

posterior, con lo que acumula un peso bruto vehicular técnico de 34 mil kgf. El chasis es el mismo que el del modelo con tracción 8x4R, al estar compuesto por largueros en perfil “C”, con acero de alta resistencia y bajo peso. Las propiedades de aquel permiten su tránsito en zonas de difícil acceso y ha sido fabricado para soportar vibraciones y posibles choques que puedan ocurrir en ambientes de trabajo rudo. La cabina del camión Volvo FMX 6x4R, cuenta con suspensiones que equipan resortes y amortiguadores, brindando así mayor comodidad al operador. Además, con la apertura de puertas de 90 grados y los peldaños antideslizantes, el ingreso a la unidad pesada es más sencillo y seguro. La unidad de Volvo, potencia su uso en el sector minero con una tolva de volquete cuyas propiedades, le posibilitan resistir materiales de alta y baja densidad. (Briceño, 2019)

*Ilustración 67 Volvo FMX 6x4R*

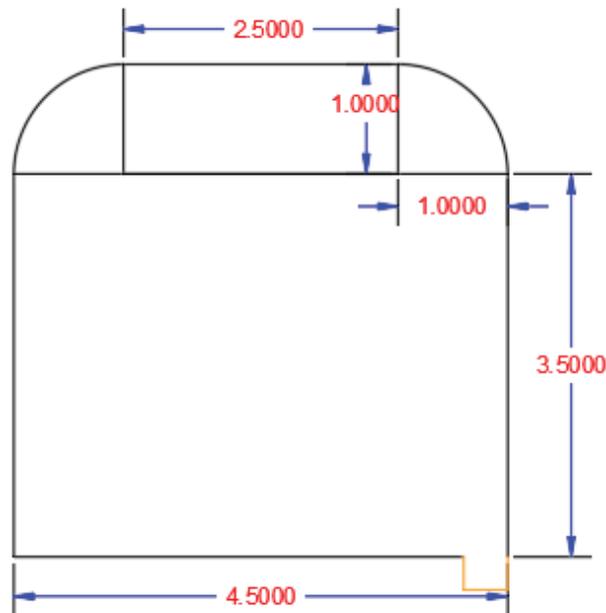


#### **4.7.3 TONELADAS ROTAS POR DISPARO.**

La sección de la rampa Yumpag se calculó en función a las siguientes secciones.

El cálculo de área de la rampa se realizó calculando 2 secciones rectangulares y 1 semicircunferencia.

Ilustración 68 Sección de Rampa 4.5 x 4.5



Fuente: Elaboración Propia

$$\text{Area 1 (m}^2\text{)} = \text{Ancho (m)} \times \text{Altura (m)}$$

$$\text{Area 2 (m}^2\text{)} = \text{Ancho (m)} \times \text{Altura (m)}$$

$$\text{Area Semicircunferencia (m}^2\text{)} = \pi \text{ (m)} \times \text{radio}^2 \text{ (m}^2\text{)}$$

Tabla 28  
Cálculo de Sección de Rampa

CALCULOS			
Sección de Rampa 4490			
Área 1	4.5	3.5	15.5
Área 2	3.5	1	3.5
Semicircunferencia	3.14	1	1.57
Área Total			20.8

Fuente: Elaboración propia.

El tonelaje se calcula según la siguiente fórmula.

$$\text{Toneladas (tn)} = \text{Sección total (m}^2\text{)} \times \text{Avance (m)} \times \text{Peso específico} \left( \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} \right)$$

A esta fórmula se le adiciona un 30% de esponjamiento.

Tabla 29  
Cálculo de toneladas por disparo

TONELADA POR DISPARO			
Área (m2)	Longitud de avance (m)	Volumen (m3)	Toneladas (Tn)
20.82	4.41	91.82	322.29

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.7.4 RENDIMIENTOS DE SCOOP.

Se realizó un estudio de rendimiento en función al tiempo y la distancia a la cámara de carguío que es donde se acumula la carga de los disparos.

Se realizó un estudio a los 100 metros, 60 metros y 20 metros de distancia del frente de la rampa a la cámara de carguío.

Resultados a los 100 metros.

Tabla 30  
Estimación de tiempos a los 100 metros.

CALCULOS				
DISTANCIA (M)	Viajes	Tiempo (MIN:SEG)	TONELADAS (M3)	TIEMPO PROMEDIO (MIN:SEG)
100	1	05:35	4.8	05:42
	2	05:20	4.8	
	3	05:34	4.8	
	4	05:37	4.8	
	5	05:50	4.8	
	6	05:41	4.8	
	7	05:32	4.8	
	8	05:22	4.8	
	9	05:35	4.8	
	10	05:39	4.8	
	11	05:42	4.8	
	12	05:40	4.8	
	13	05:58	4.8	
	14	06:05	4.8	
	15	06:20	4.8	
	16	05:52	4.8	
	17	05:32	4.8	
	18	05:40	4.8	
	19	05:44	4.8	

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Se estima el ciclo de acarreo mediante la toma de tiempos cuando la distancia de acarreo son 100 metros.

Resultados a los 60 metros.

Tabla 31  
Estimación de tiempo de acarreo a los 60 metros.

CALCULOS				
DISTANCIA (M)	Viajes	Tiempo (MIN:SEG)	TONELADAS (M3)	TIEMPO PROMEDIO (MIN:SEG)
60	1	04:15	4.8	04:31
	2	04:18	4.8	
	3	04:25	4.8	
	4	04:37	4.8	
	5	04:10	4.8	
	6	04:32	4.8	
	7	04:25	4.8	
	8	04:29	4.8	
	9	04:28	4.8	
	10	04:28	4.8	
	11	04:27	4.8	
	12	04:42	4.8	
	13	04:48	4.8	
	14	04:52	4.8	
	15	05:05	4.8	
	16	04:42	4.8	
	17	04:32	4.8	
	18	04:10	4.8	
	19	04:25	4.8	

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Se estima el ciclo de acarreo mediante la toma de tiempos cuando la distancia de acarreo son 60 metros.

Resultados a los 20 metros.

Tabla 32  
Estimación de tiempos a los 20 metros.

CALCULOS				
DISTANCIA (M)	Viajes	Tiempo (MIN:SEG)	TONELADAS (M3)	TIEMPO PROMEDIO (MIN:SEG)
20	1	02:50	4.8	02:50
	2	02:42	4.8	
	3	02:40	4.8	
	4	02:42	4.8	
	5	02:44	4.8	
	6	02:38	4.8	
	7	02:30	4.8	
	8	02:37	4.8	
	9	02:45	4.8	
	10	02:52	4.8	
	11	02:58	4.8	
	12	02:52	4.8	
	13	03:02	4.8	
	14	03:05	4.8	
	15	03:15	4.8	
	16	02:56	4.8	
	17	03:00	4.8	
	18	03:01	4.8	
	19	02:55	4.8	

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Se estima el ciclo de acarreo mediante la toma de tiempos cuando la distancia de acarreo son 20 metros.

El tiempo promedio de viaje considerando estas 3 distancias, Se calcula el tiempo promedio de ciclo de scoop de las distancias de 100 metros,60 metros,20 metros.

Tabla 33  
Estimación de tiempo promedio por ciclo de Scoop.

CALCULOS		
DISTANCIA (M)	TIEMPO PROMEDIO (MIN:SEG)	TIEMPO PROMEDIO TOTAL (MIN:SEG)
100	05:42	04:20
20	02:48	
60	04:32	
TOTAL		04:20

Fuente: Elaboración propia

Realizamos el cálculo de rendimiento por Hora.

Tabla 34  
Cálculo de rendimiento de Scooptrams.

RENDIMIENTO			
(M3)	TIEMPO PROMEDIO (MIN)	RENDIMIENTO (M3/MIN)	RENDIMIENTO (M3/Hr)
4.8	4.58	1.05	62.88

Fuente: Elaboración propia

El rendimiento del Scoop es de 62.88 metros cúbicos por Hora.

#### 4.7.5 COSTO DE LIMPIEZA.

Para los cálculos de precios de perforación, limpieza del frente y alquiler de ventilador, se realiza en función de precio unitario que cobra la empresa contratista.

Tabla 35 Costo de limpieza de Rampa

<b>Limpieza de Rampa (-) 4.50 x 4.50</b>				
<b>Mano de Obra</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Total por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>	<b>Costo Real S./</b>	
Operador de Scooptram	0.75	190.63	S/	185.87
<b>Equipos</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Consumo por guardia.</b>	<b>Costo Unit. Del recurso</b>	<b>Costo Real</b>	
Scooptram 6.0 Yd3	5.94	431.91	S/	2,566.10
<b>Suministros/Herramientas:</b>				
<b>Materiales</b>	<b>Consumo por guardia.</b>	<b>Costo Unit. Del recurso</b>	<b>Costo Real</b>	
Combustible	30.00	8.30	S/	381.36
<b>Herramientas:</b>				
Implementos de seguridad Operación	1.00	6.82	S/	35.82
Lamparas mineras Operación	1.00	3.03	S/	15.88
			S/	<b>433.06</b>
Sub Total Costos			S/	<b>3,185.02</b>
Utilidad		10%	S/	318.50
G.G		0%	S/	-
Costo de Limpieza			S/	<b>3,503.52</b>
Costo de Limpieza			S/	3,503.52
Factor de Avance (MT)			S/	4.40
Costo por Metro			S/m	<b>796.26</b>
Costo por Metro \$/m			\$/m	<b>241.29</b>

Fuente: Área de Planeamiento proyecto Yumpag

## 4.8 DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.

### 4.8.1 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.

La estructura del macizo comprende el conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y demás características geológicas propias de una determinada región. El índice que define la clasificación es el denominado RMR (Rock Mass Rating), que evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de los parámetros siguientes: Resistencia a compresión simple, RQD. Espaciado de las juntas. Naturaleza de las juntas (Apertura, Rugosidad, Relleno, Persistencia, Alteración), presencia de agua y orientación de discontinuidades,

Realizamos la clasificación de Bieniawski (1976) mediante el mapeo de celdas, cabe mencionar que esta clasificación se realizó los primeros 100 metros de perforación.

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R. M. R.)													
PARÁMETROS	RANGO DE VALORES										Valoración		
	VALOR ESTIMADO												
R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	> 250 (15)	X	100 - 250 (12)		50 - 100 (7)		25 - 50 (4)		<25 (2)	<5 (1)	<1 (0)	1	11
RQD (%)	90-100 (20)		75 - 90 (17)	X	50 - 75 (13)		25 - 50 (8)		< 25 (3)			2	13
ESPACIAMIENTO (m.)	>2 (20)		0.6 - 2 (16)	X	0.2 - 0.6 (10)		0.06 - 0.2 (8)		< 0.06 (5)			3	10
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long (6)		1-3 m long (4)	X	3-10 m (2)		10 - 20 (1)		>20 (0)		4A	2
	APERTURA	Cerrada (6)		<0.1 mm (5)	X	0.1 - 1.0 mm (4)		1 - 5 mm (1)		> 5 mm (0)		4B	4
	RUGOSIDAD	Muy Rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig. Rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)		4C	3
	RELLENO	Limpia (6)	X	Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave <5mm (1)		Suave >5mm (0)		4D	4
	ALTERACIÓN	Sana (6)		Lig. Alterada (5)	X	Mod Alterada (3)		Muy Alterada (2)		Descompuesta (0)		4E	3
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)		Húmedo (10)	X	Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)			5	7
VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoración 1 a 5)											57		
Ajuste por Orientación Estructuras	Muy Favorable (2)		Favorable (-2)	X	Moderada (-5)		Desfavorable (-10)		Desfavorable (-12)				-5
VALOR TOTAL RMR AJUSTADO											52		

Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.8.2 ANÁLISIS DE ESTADO TENSIONAL

Se analizó el comportamiento del macizo rocoso ante la ejecución de la Rampa Yumpag nivel 4490, considerando el campo de esfuerzos anisotrópicos sobre la excavación mediante el análisis de elementos finitos en el programa Phase 2.

Si consideramos una densidad constante de la roca de 0.027 Mpa/metro lineal, entonces estimaremos el esfuerzo vertical mediante la siguiente formula

$$\sigma_v = \varphi_{roca} \left( \frac{Mpa}{mt} \right) * H(mts)$$

Siendo el esfuerzo vertical:

$$0.027 \frac{Mpa}{M.L} * 270 m.l = 7.29 Mpa$$

Usando la tabla de reducción de esfuerzos de la clasificación geomecánica Q Barton determinamos el factor de roca.

$$Factor\ de\ Roca = \frac{Restistencia\ compresiva\ uniaxial\ de\ la\ roca\ intacta}{esfuerzo\ vertical} = \frac{125\ Mpa}{7.29\ Mpa} = 17.17$$

Ilustración 70  
Factores Tensionales SRF

NIVEL TENSIONAL	$\sigma_c/\sigma_1$	$\sigma_0/\sigma_c$	SRF(antiguo)	SRF(actual)
Tensiones pequeñas, cerca de la superficie, fracturas abiertas.	> 200	< 0,01	2,5	2,5
Tensiones medias, condiciones tensionales favorables.	200 - 10	0,01 - 0,3	1	1
Tensiones elevadas, estructura muy comprimida. Normalmente, favorable para la estabilidad, quizás desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10 - 5	0,3 - 0,4	0,5 - 2	0,5 - 2
Descostramiento moderado (Slabbing) después de 1 hora en rocas masivas.	5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 9	5 - 50
Descostramiento y estallidos de la roca (Rock burst) después de algunos minutos en rocas masivas.	3 - 2	0,65 - 1,0	9 - 15	50 - 200
Estallidos violentos de roca (tensión-estallido) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas.	< 2	> 1,0	15 - 20	200 - 400

Fuente: Clasificación Geomecánica y su aplicación, (Ing. Pedro Samane Tuni),( 9no Congreso Nacional de Ingeniería).

El factor de roca calculado es 17.17, el cual se encuentra en el intervalo < 200 – 10 >, lo cual indica Tensiones medias, es decir condiciones tensionales favorables a la excavación (Basado en el factor SRF, Q Barton). Sin embargo, podemos predecir que a una profundidad de 400 mts, estaremos bajo tensiones elevadas, con aumento de probabilidad de eventos sísmicos de baja intensidad, siempre y cuando la resistencia compresiva uniaxial de la roca sea la misma. En caso sea superior, la probabilidad de eventos sísmicos se incrementará y el sostenimiento deberá ser evaluado, en caso sea inferior, estaremos dentro de un laboreo minero con alta deformación.

#### 4.8.3 MODELAMIENTO CON PHASE 2D

Para el modelamiento con Phase 02D, es necesario calcular el esfuerzo horizontal, como también algunos parámetros relacionados al criterio de rotura de Hoek & Brown. En modelamiento resumiremos los datos inducidos mediante el uso de los softwares.

Cálculo del esfuerzo principal horizontal

Mediante la ecuación de Shorey, podemos estimar el valor del esfuerzo horizontal mediante la siguiente fórmula

$$Esf(h) = k * Esf(v)$$

$$Esf(h) = 0.73 * 7.56 \text{ Mpa}$$

$$Esf(h) = 4.76 \text{ Mpa}$$

Donde:

$Esf(h)$  = Esfuerzo horizontal (Mpa)

$Esf(v)$  = Esfuerzo Vertical (Mpa)

$k$  = Constante de Shorey (Adimensional) el cual deriva de la siguiente ecuación

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

$$k = \frac{100}{270} + 0.3$$

$$k = 0.73$$

Donde

$z$  = Encampane (mts)

De donde  $k = 0.73$  entonces el Esfuerzo horizontal es de 4.76 Mpa

Con relación a los parámetros de criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown

RCU = 125 Mpa

Gsi = 55

mi = 12

$D = 0$  (No asumimos daños en voladura debido a que solo deseamos ver el efecto de los esfuerzos en la Rampa.)

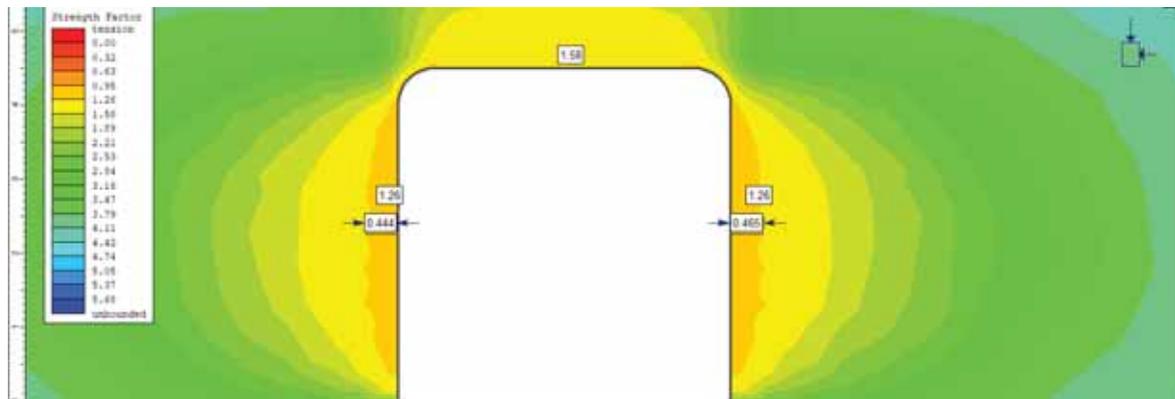
$$mb = 2.0$$

$$s = 0.0047$$

$$a = 0.504$$

A continuación, veremos el comportamiento del macizo rocoso a media que transcurre el tiempo, ya que la deformación no es inmediata luego de la voladura, es un proceso que se lleva con el tiempo y considerando que el sostenimiento se realiza 5 horas después del disparo.

*Ilustración 71*  
*Estimación de Factor de Seguridad inmediatamente después de Voladura.*



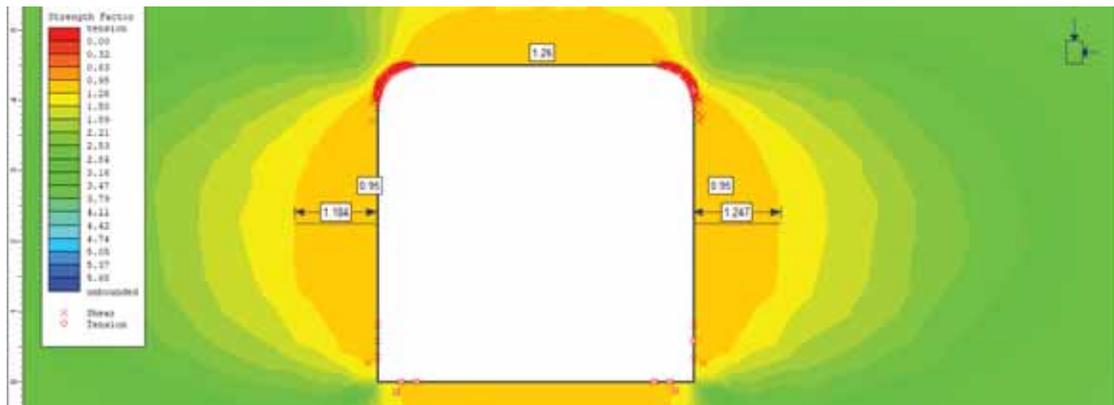
Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del Software Phase2”

Podemos observar, que inmediatamente después de la voladura, el factor de seguridad será de 1.58 en corona y 1.26 en hastiales, con una zona de plastificación de 0.46 mts en cada hastial.

No evidenciamos elementos que hayan plastificado aún.

Luego de un tiempo de la voladura

Ilustración 72  
Estimación de Factor de Seguridad 1hr después de Voladura.



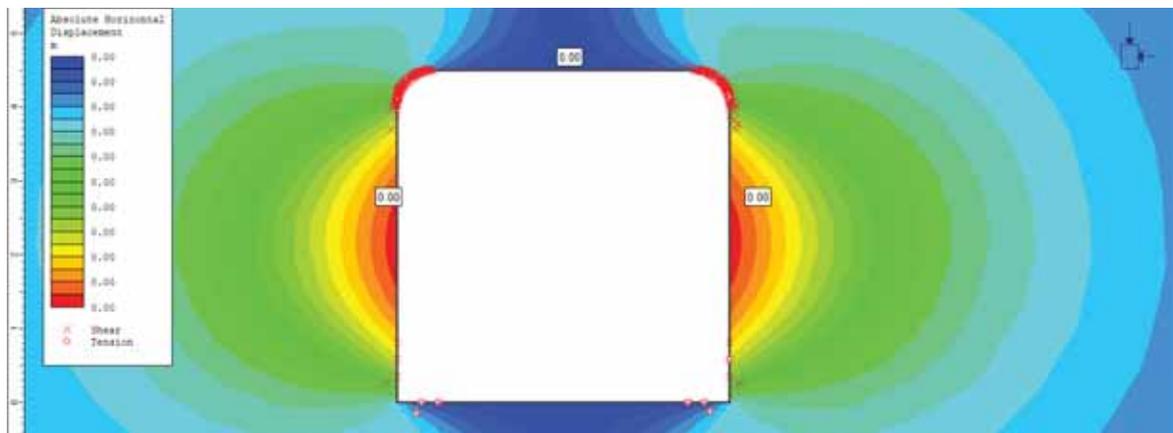
Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del Software Phase2”

Podemos observar, que luego de un periodo de tiempo, el factor de seguridad se reduce en un 20% es decir será es de 1.26 en corona y 0.95 en hastiales, con una zona de plastificación mayor en este caso de 1.247 mts en hastial, evidenciamos elementos plastificados en los “hombros” de la rampa.

Deducimos mediante esta simulación, que una zona vulnerable a inestabilidad sería los hastiales, debido a que, con el transcurso del tiempo, su factor de seguridad disminuye y su zona de plastificación aumenta.

Con respecto a los desplazamientos:

Ilustración 73  
Desplazamiento del macizo rocoso

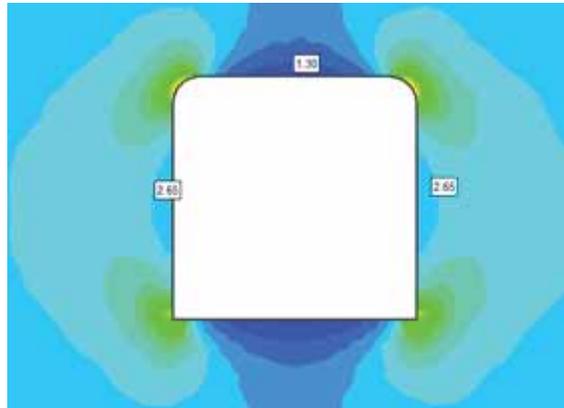


Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del Software Phase2”

No se evidencia desplazamientos (O serian mínimos), debido a que, por ser un material de alta resistencia, no presenta un comportamiento ductil.

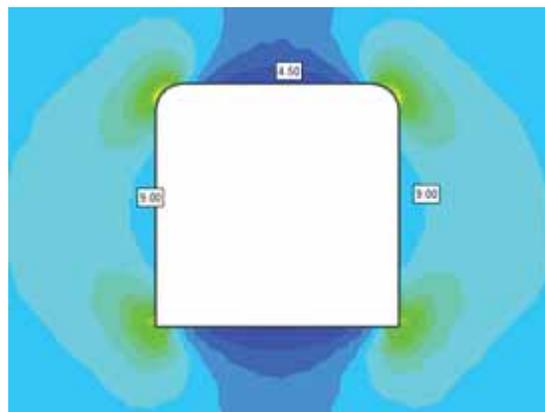
Con relación al esfuerzo principal

*Ilustración 74*  
*Desplazamiento con respecto al Esfuerzo Principal inmediatamente después de voladura*



Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del Software Phase2”

*Ilustración 75*  
*Desplazamiento con respecto al Esfuerzo Principal después de 1 hr de la voladura*



Fuente: Elaboración Propia “Imagen tomada del Software Phase2”

Evidenciamos que inmediatamente luego de la voladura, el esfuerzo sigma 1 en los hastiales es de 2.65, si calculamos el factor de roca, conociendo el valor de la RCU de la roca estimada, seria

$$125 \text{ Mpa} / 2.65 \text{ Mpa} = 47.17$$

el cual según el cuadro de reducción de esfuerzos de Q Barton nos indica un estado tensional estable, sin embargo, si calculamos el factor de roca luego de un periodo de tiempo (con un sigma 1 de 9.00 Mpa), el factor de roca seria:

$$125 \text{ Mpa} / 9.00 \text{ Mpa} = 13.88$$

el cual está dentro del rango de tensiones favorables, pero muy cerca al campo de tensiones elevadas, desfavorables para hastiales.

#### **4.8.4 ANÁLISIS DE ESTEREOGRÁFICA.**

Se realizó la toma de datos en campo del “DIP/DIP DIRECCION”. Se tomó 167 datos que fueron introducidos al software DIPS, cabe mencionar que esta toma de datos se realizó en los primeros 100 metros de perforación.

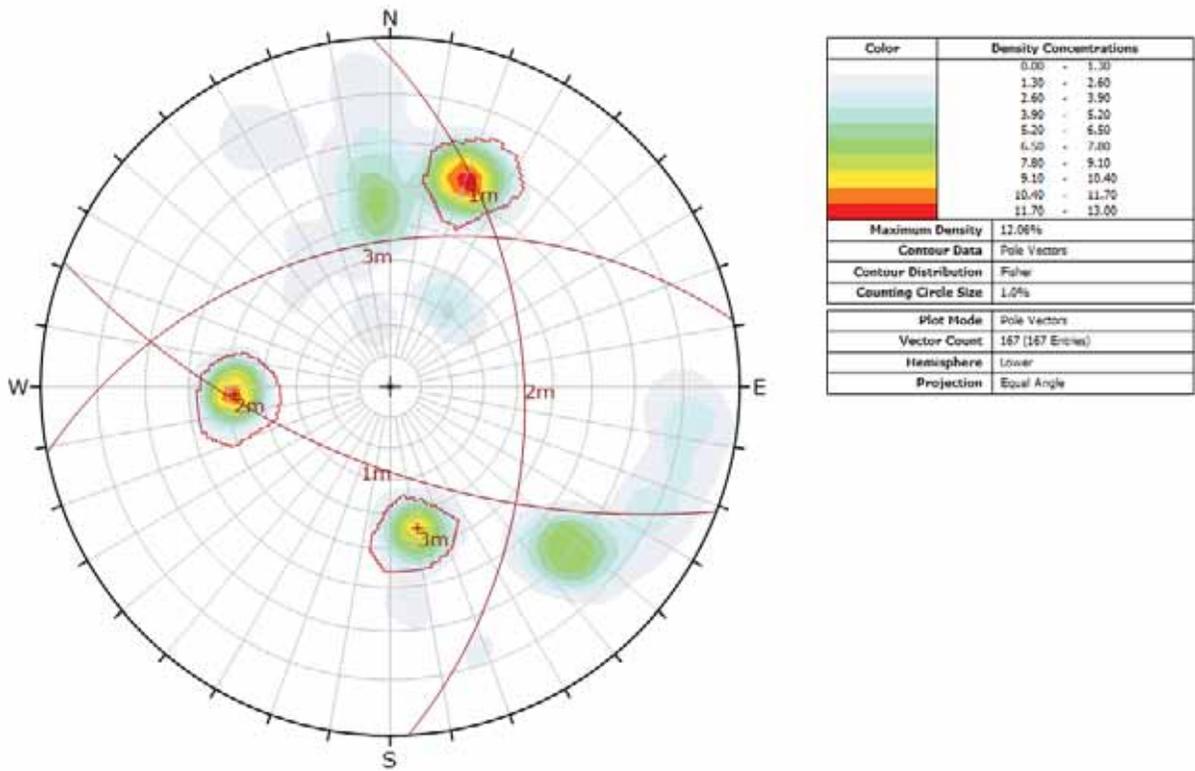
Ilustración 76  
Base de Datos de Dirección y Dirección de Buzamiento.

Labor	Tipo de Discontinuidad	Dip	Dip direccion
Rp 4490	Falla Local	60	196
Rp 4490	Falla Local	47	92
Rp 4490	Falla Local	41	359
Rp 4490	Falla Local	47	352
Rp 4490	Falla Local	63	196
Rp 4490	Falla Local	50	90
Rp 4490	Diaclasa	47	346
Rp 4490	Falla Principal	68	195
Rp 4490	Falla Local	46	90
Rp 4490	Diaclasa	50	351
Rp 4490	Falla Principal	66	200
Rp 4490	Falla Local	52	81
Rp 4490	Falla Principal	51	80
Rp 4490	Falla Local	41	341
Rp 4490	Falla Local	66	196
Rp 4490	Falla Local	47	89
Rp 4490	Diaclasa	48	353
Rp 4490	Diaclasa	63	204
Rp 4490	Diaclasa	46	91
Rp 4490	Diaclasa	40	348
Rp 4490	Falla Local	66	200
Rp 4490	Falla Local	46	88
Rp 4490	Diaclasa	42	354
Rp 4490	Diaclasa	63	195
Rp 4490	Falla Principal	46	87
Rp 4490	Diaclasa	47	349
Rp 4490	Falla Local	66	202
Rp 4490	Falla Principal	48	87
Rp 4490	Falla Local	49	350
Rp 4490	Falla Local	67	202
Rp 4490	Diaclasa	45	89

Fuente: Elaboración Propia

Los datos fueron analizados con el software donde se interpreta que existen 3 familias de discontinuidades principales.

Ilustración 77  
 Proyección estereográfica de discontinuidades.



Fuente: Elaboración "Propia Software Dips 6.0"

*Ilustración 78*  
Orientación de Familias principales de discontinuidades.

	<b>Color</b>	<b>Dip</b>	<b>Dip Direction</b>	<b>Label</b>
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	64	201	
2m	■	48	87	
3m	■	45	349	

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	167 (167 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Fuente: Elaboración "Propia Software Dips 6.0"

Se puede interpretar que existe presencia de cuñas que posteriormente serán analizadas en el software Unwedge.

#### 4.8.5 ANÁLISIS DE CUÑAS.

Al construir la Rampa Yumpag nivel 4490 se puede encontrar tres tipos de condiciones naturales que dan lugar a la pérdida de resistencia del macizo y, por tanto, a problemas de estabilidad:

Esto se realiza con la orientación de las discontinuidades, propiedades del macizo rocoso

Ilustración 79  
Propiedades Físicas del macizo rocoso.

**Hoek-Brown Classification**  
 intact uniaxial compressive strength = 125 MPa  
 GSI = 56  $m_i = 8$  Disturbance factor = 0.5

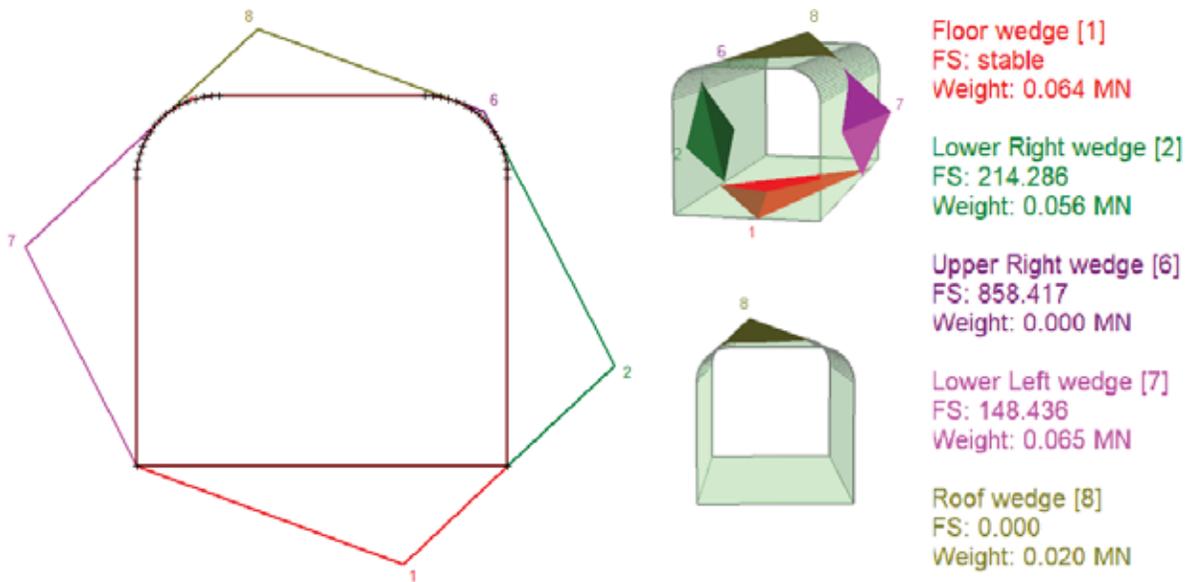
**Hoek-Brown Criterion**  
 $m_b = 0.984$   $s = 0.0028$   $a = 0.504$

**Mohr-Coulomb Fit**  
 cohesion = 1.551 MPa friction angle = 43.76 deg

**Rock Mass Parameters**  
 tensile strength = -0.360 MPa  
 uniaxial compressive strength = 6.507 MPa  
 global strength = 16.919 MPa  
 modulus of deformation = 10594.03 MPa

Fuente: Elaboración Propia “Software RocData”

Ilustración 80  
Simulación de Cuñas en Rampa Yumpag.



Fuente: Elaboración Propia “Software Unwedge”

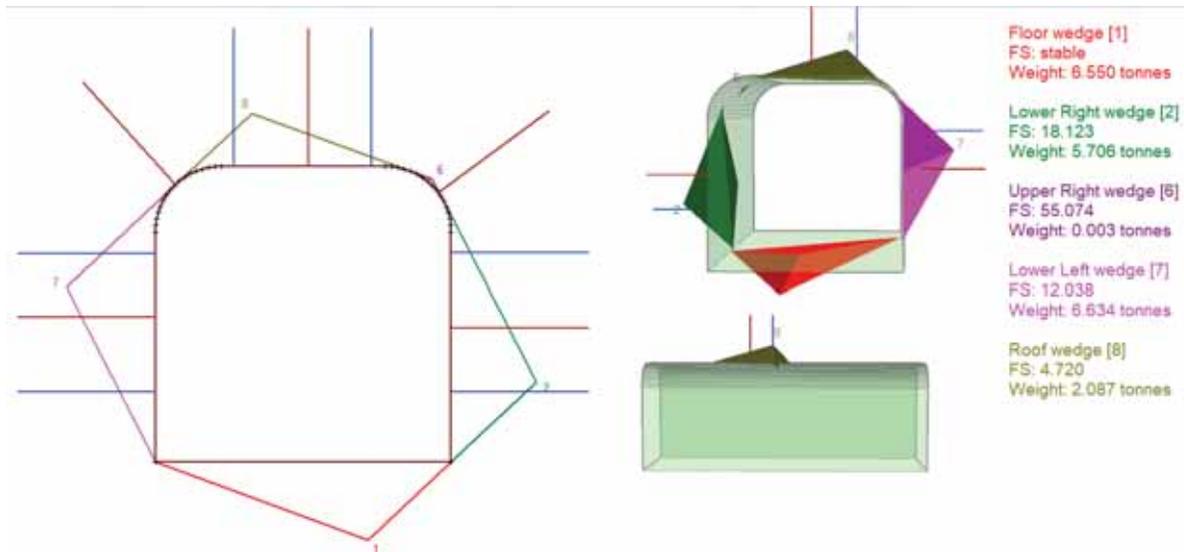
Al realizar el análisis de cuñas observamos que se tiene una cuña de 2.087 ton en la corona con un factor de seguridad de F.S=0.

#### 4.8.6 SIMULACIÓN DE SOSTENIMIENTO.

La Rp 4490 será una labor permanente por lo que se debe garantizar el sostenimiento de esta labor con un factor de seguridad superior a  $F.S > 1.5$ .

Realizamos la simulación con Pernos Helicoidales de 8' espaciados a 1.5.

Ilustración 81  
Simulación de Sostenimiento con pernos en Rampa Yumpag.

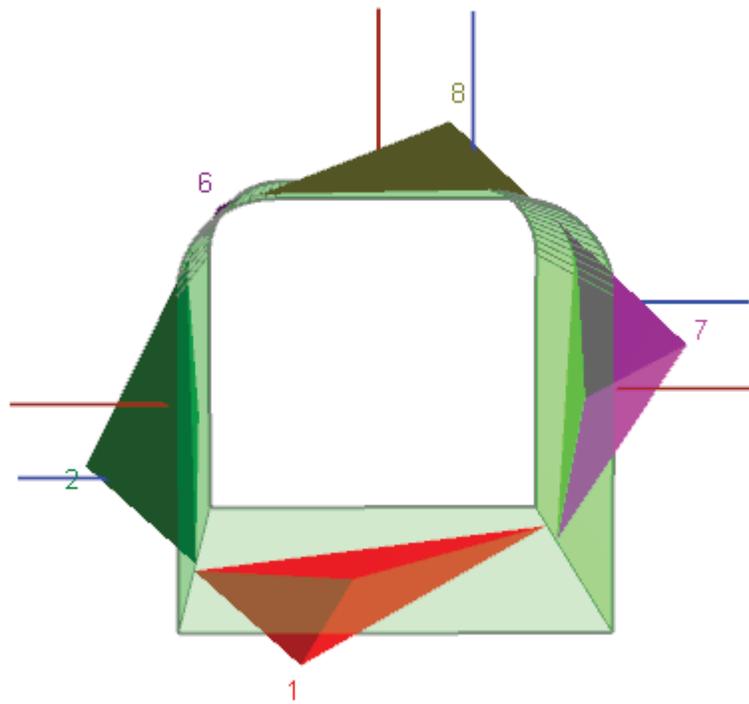


Fuente: Elaboración "Propia Software Unwedge 6.0"

Con la instalación de pernos helicoidales de 8 distribuidos sistemáticamente espaciados a 1.5 garantizamos el sostenimiento de la Rampa Yumpag en el nivel 4490, sin embargo, fenómenos como el relajamiento de roca, liberación de energía del macizo rocosa estamos bajo la posibilidad caída de fragmentos de roca y esto puede ocasionar accidentes al persona, equipo o proceso y retrasos en la operación, optamos por adicionar el lanzado de Shotcrete de 2 pulg de espesor para no tener estos inconvenientes.

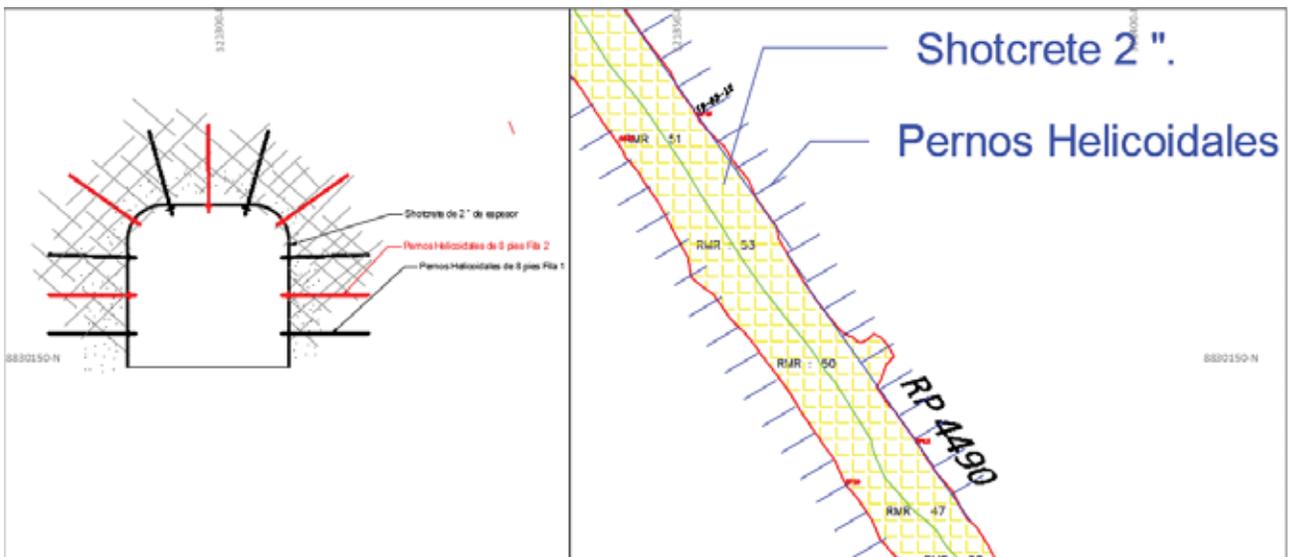
Ilustración 82

Simulación de Sostenimiento con pernos y Shotcrete en Rampa 4490.



Fuente: Elaboración "Propia Software Unwedge"

Ilustración 83 Sostenimiento Vista en planta y vista de Frente



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCad 2019"

Es sostenimiento seleccionado es el de sostenimiento con Shotcrete de 2" con pernos helicoidales de 8 pies espaciados a 1.5m

#### 4.8.7 SHOTCRETE:

Un sostenimiento pasivo que tienes como finalidad soportar la roca de forma rápida y efectiva, previniendo colapsos en el área ya excavada.

#### Dosificación:

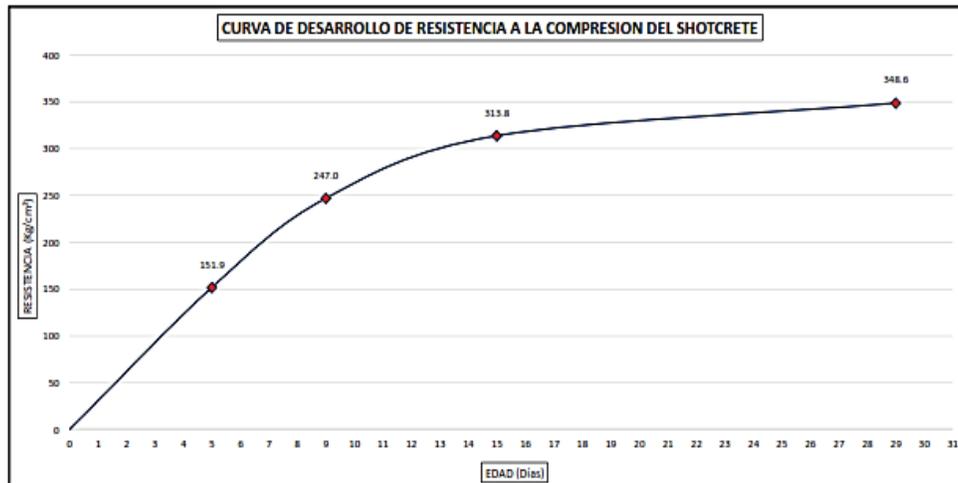
Tabla 36  
Diseño de Mezcla.

<b>Diseño de Mezcla 425 Cemento</b>		
<b>Proporcione de Peso Seco</b>	<b>Cantidades</b>	<b>Unidades</b>
Cemento Andino Tipo I	425	Kg/m <sup>3</sup>
Agua	170	L/m <sup>3</sup>
Agregado Global	1610	Kg/m <sup>3</sup>
Aditivo Neoplast 2000HP 1.1	4	L/m <sup>3</sup>
Fibra Metálica	20	Kg/m <sup>3</sup>
Aditivo Gunitoc L-33 Plus	21	L/m <sup>3</sup>

Fuente: Área Geomecánica Proyecto Yumpag

Con esta dosificación del shotcrete obtenemos una resistencia a la compresión del shotcrete mayor a 280 kg/cm<sup>2</sup>

Ilustración 84  
Evolución de resistencia.



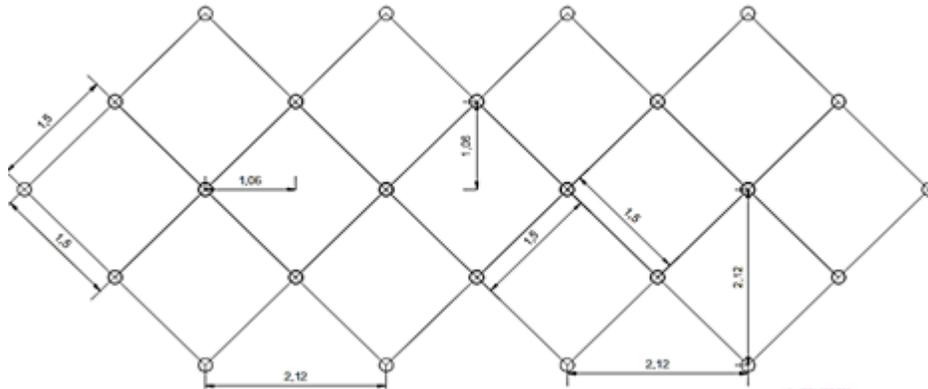
Fuente: Informe presentado por QUIMICASUIZA S.A.C

#### 4.8.8 PERNOS HELICOIDALES

Los pernos Helicoidales son utilizados como un tipo de sostenimiento activo, son utilizados en rocas con presencias de altos esfuerzos, tienen una gran capacidad de transferencia de carga en el macizo rocoso, son inyectados con resina y cemento en cartuchos, los pernos helicoidales soportan de 2.5 a 3 TN por pie.

La simulación se realizó con pernos de 8 pies espaciados a 1.5mts inyectados de forma sistemática.

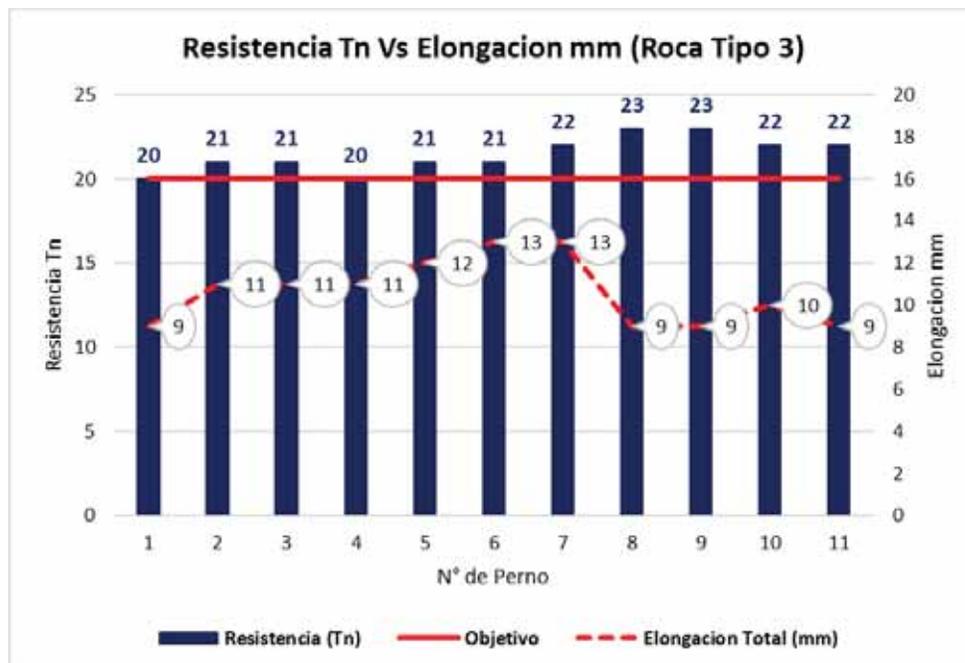
Ilustración 85  
Malla de Instalación de Pernos.



Fuente: Elaboración Propia.

Con la finalidad de tener un control de calidad de los pernos realizamos pruebas de arranque (Pull Test), con una relación resina/ cementante de 02 a 07. Cabe resaltar que estas pruebas se realizaron entre las 24 y 48 horas de instalación, dando tiempo al fraguado de cementante.

Ilustración 86  
Resistencia Vs Elongación de Pernos.



Fuente: Elaboración Propia.

Gráfico de pruebas Pull Test: Mínimo requerido por Buenaventura: 20 ton. El 100% de las pruebas superaron el mínimo requerido, teniendo en promedio 21.5 Mpa con un mínimo de 20 tn y un máximo de 23 tn

Se concluye mediante esta prueba el coeficiente de tracción (mm/Tn) de los pernos helicoidales instalados en sede Yumpag

$$\text{Coeficiente de traccion} \left( \frac{\text{Ton}}{\text{mm}} \right) = \frac{21.5}{10.63} = 2.02$$

Es decir, para elongar en 1.0 mm es necesario aplicar una fuerza de tracción de 2.02 Ton.

#### **4.8.9 COSTO DE SOSTENIMIENTO.**

La estimación del costo de sostenimiento en la Rampa se realizó en función a los precios unitarios de instalación de pernos y lanzado de Shotcrete de la empresa contratista.

Tabla 37 Costo de lanzado de Shotcrete

<b>Shotcrete 2" mecanizado con fibra</b>					
Rendimiento:		48.8		m2	
Gunitoc		14.5		kg	
Neoplast		4		lt	
Fibra metálica		4		Kg.	
Arena		1542		kg	
Cemento		425		kg	
Avance m		4.4		m	
Factor por rebote		10%			
Rugosidad		10%			
Compactacion		10%			
Perimetro		12.64		m	
Espesor		0.0508		m	
Volumen		3.76		m3	
<b>Mano de Obra</b>					
Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia		Costo Unit del recurso	Costo Real S./
Operador Alpha	1.3	1		190.63	S/ 247.82
Ayudante Alpha	1.3	1		170.1	S/ 221.13
Ayudante Mina	1.3	2		149.56	S/ 388.86
Operador Tornado	1.3	0		190.63	S/ -
Operador Autohormigonera	1.3	1		190.63	S/ 247.82
	1.3	6			S/ 1,105.63
<b>Equipos</b>					
Descripción	Vida Util	Consumo por Guardia		Costo Unit del recurso	Costo Real S./
Alpha	hr	8		296.44	S/ 2,371.49
Autohormigonera	hr	8		148.22	S/ 1,185.75
					S/ 3,557.24
<b>Suministros/Herramientas:</b>					
<u>Materiales</u>					
Sika/Gunitoc	kg	43.6		11	S/ 479.84
Neoplast	lt	12		11	S/ 132.37
Fibra metálica	kg	12		5.5	S/ 66.18
Arena	kg	4638.9		0.05	S/ 229.63
Cemento	kg	1278.6		0.52	S/ 661.84
Calibradores	und	44.5		2.2	S/ 97.88
Reflector 500 w	und	2		117.7	S/ 235.40
Combustible	gl	37.6		8.3	S/ 312.08
<u>Herramientas:</u>					
Implementos de seguridad Operación	5	1		6.82	S/ 34.11
Herramientas	1	1		12.36	S/ 12.36
Lámparas mineras Operación	5	1		3.03	S/ 15.13
<b>Sub total</b>				S/	<b>6,939.68</b>
Utilidad				10%	S/ 662.76
<b>Costo por Instalación</b>					<b>S/ 7,602.44</b>
Costo por Instalación				S/	7,602.44
rendimiento				S/	48.80
<b>Costo S./m2</b>				S./m2	<b>155.79</b>
<b>Costo \$/m2</b>				\$/m2	<b>47.21</b>
<b>Rendimiento de Shotcrete (m2/m)</b>				<b>m2/m</b>	<b>11.10</b>
<b>Costo \$/m</b>				\$/m	<b>524.01</b>

Fuente: Área planeamiento Proyecto Yumpag

Tabla 38 Costo de instalación de pernos Helicoidales de 8 pies

<b>Instalacion de Pernos Helicoidales 8 pies</b>					
<b>Mano de Obra</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Factor de Pago</b>	<b>Total por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>		<b>Costo Real S./</b>
Operador Jumbo Empernador	1.3	1	190.63	S/	247.82
Ayudante Jumbo Empernador	1.3	1	170.1	S/	221.13
Costo mano de Obra				S/	<b>468.95</b>
<b>Equipos</b>					
<b>Descripción</b>	<b>Vida Util</b>	<b>Consumo por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>		<b>Costo Real S./</b>
Jumbo Empernador	hr.	3.46	444.9	S/	1,537.59
				S/	<b>1,537.59</b>
<b>Suministros/Herramientas:</b>					
<b>Aceros de Perforación y Materiales</b>					
Barra de perforación 12'	pp	237.6	0.56	S/	133.06
Broca de botón R28 x 51mm	pp	237.6	0.74	S/	175.74
Shank adapter T38	pp	237.6	0.36	S/	84.82
Coupling T38 R38	pp	237.6	0.09	S/	20.79
Copas de Afilado	pp	237.6	0.25	S/	58.21
Afilador de brocas	pp	237.6	0.05	S/	11.92
Perno Anclaje Helicoidal 1" x 7' (Completo)	und	33	26.4	S/	871.20
Cembol	und	132	1.1	S/	145.20
Resina Rápida	und	99	2.2	S/	217.80
Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	kg	0.1	6.6	S/	0.66
Manguera de 1" diámetro 30 mts.	m	3	14.3	S/	42.90
Manguera de 2" diámetro 30 mts	m	3	24.93	S/	74.80
Combustible	gl	10.37	8.3	S/	86.06
<b>Herramientas:</b>					
Implementos de seguridad Operación	2	1	6.82	S/	13.65
Herramientas	1	1	12.36	S/	12.36
Lámparas mineras Operación	2	1	3.03	S/	6.05
				S/	<b>1,955.21</b>
<b>Costo Sub Total</b>				S/	<b>3,961.75</b>
Utilidad		10%		S/	387.57
<b>Costo por Instalación</b>				S/	<b>4,349.32</b>
Costo por Instalación				S/	4,349.32
rendimiento				S/	33.00
<b>Costo por unidad S/.</b>				S/	<b>131.80</b>
<b>Costo por unidad \$.</b>				\$	<b>39.94</b>
<b>Rendimiento de pernos por metro</b>				<b>Und</b>	<b>5.20</b>
<b>Costo de pernos por metro</b>				<b>\$/m</b>	<b>207.68</b>

Fuente: Área planeamiento Proyecto Yumpag

## **4.9 DISEÑO DE RED DE VENTILACION**

La ventilación en el la Rampa Yumpag es una ventilación mediante la cual se hace circular, distribuir y encausar la circulación de volúmenes de aire dentro de la Rampa Yumpag, se realiza por medio de inyección de caudal de aire con la ayuda de un ventilador, con la finalidad de cumplir con el caudal requerido de oxígeno del personal, de las máquinas y diluir, transportar los contaminantes sólidos y gaseosos para no afectar salud de trabajador y más bien mejoren las condiciones ambientales y termo ambientales de la mina a concentraciones y temperaturas aceptables.

### **4.9.1 REQUERIMIENTO DE AIRE.**

“El titular de actividad minera debe velar por el suministro de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a las necesidades del trabajador, de los equipos y para evacuar los gases, humos y polvo suspendido que pudieran afectar la salud del trabajador, así como para mantener condiciones termo-ambientales confortables” (MEM, 2017)

Se realiza el cálculo de caudal de aire necesario a fin de mantener un ambiente propicio para el trabajo del personal y equipos al interior de la mina.

Establecida la cantidad de aire necesaria, se deberá incorporar en la medida del avance, las características básicas de las labores y la infraestructura principal de la mina, para simular el sistema, a fin de que en la medida que vaya desarrollándose siempre cumpla con la condición de tener un ambiente propicio para el trabajo, caso contrario, se deberá reevaluar el sistema e instalar los dispositivos de ventilación necesarios para lograr este fin tales como ventiladores, chimeneas, etc.

#### 4.9.2 CAUDAL DE AIRE REQUERIDO PARA VENTILACION.

Cuando las minas se encuentren hasta un mil quinientos (1500) metros sobre el nivel del mar, en los lugares de trabajo la cantidad mínima de aire necesaria por hombre será de tres (03) metros cúbicos por minuto. En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo a la siguiente escala:

De 1500 a 3000 msnm, aumentará en 40% que será igual a 4 m<sup>3</sup>/minuto.

De 3000 a 4000 msnm, aumentará en 70% que será igual a 5 m<sup>3</sup>/minuto.

Sobre los 4000 msnm, aumentará en 100% que será igual a 6 m<sup>3</sup>/minuto.

En el caso de emplearse equipos diésel, la cantidad de aire circulante no será menor de 3 m<sup>3</sup>/min por cada HP que desarrollen los equipos. (MEM, 2017)

*Tabla 39  
Cuadro de caudal de aires según cota.*

<b>Datos</b>	
<b>Cota msnm</b>	<b>m<sup>3</sup>/min</b>
0 a 1,499	3
1,500 a 2,999	4
3,000 a 3,999	5
> 4000	6

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Art. 247 del D.S N°024-2016-EM que aprueba el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte (20) metros por minuto ni superior a doscientos cincuenta (250) metros por minuto en las labores de explotación, incluidos el desarrollo, preparación y en todo lugar donde haya personal trabajando. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco (25) metros por minuto. (MEM, 2017)

Tabla 40  
Cuadro de velocidades mínimas por agente de voladura.

Velocidades permitidas mínimas por el MEM, m/min		
Dinamita	Anfo	Emulsión
25	25	25

Fuente. Elaboración propia

Nota: Art.248 del D.S N°024-2016-EM que aprueba el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

#### 4.9.2.1 CAUDAL DE AIRE SEGÚN PERSONAL

El caudal requerido para el personal es de 5933 cfm.

Tabla 41  
Caudal requerido para personas.

PERSONAL (Q1)				
EMPRESA	PERSONAS	Caudal	m3/min	cfm
SUPERVICION CIA	3	$Q1 = N \times 6$ m3/min		
EMPRESA CONTRATISTA 1	13			
EMPRESA CONTRATISTA 2	12			
Caudal total	<b>28</b>			
		Caudal Q1	m3/min 168.0	cfm <b>5,933</b>

Fuente. Elaboración propia

Nota: El cálculo de caudal de aire requerido para las personas en interior mina está en función al D.S 0024-2016-EM para una cota mayor a 4000 msnm.

#### 4.9.2.2 CAUDAL DE AIRE SEGÚN EQUIPOS.

El caudal requerido para los equipos diésel es de 63645 cfm

Tabla 42  
Hp Efectivos de equipos Diesel.

OPERACION DE EQUIPOS DIESEL (Q2)					
Cant.	Equipo	Capacidad	HP	FS	HP efect.
1	JUMBO ROCKET BOOMER	16 FT	75	0.05	4
1	SCOOP R1600G	6 Yd3	270	0.8	216
1	TELE HANDER		85	0.6	51
1	SCALER		100	0.2	20
1	ROBOT LANZADOR ALPHA 2.0		145	0.2	29
1	MIXER		85	0.2	17
1	VOLQUETE	30 TM	440	0.6	264
			1,200.00		600.75

Fuente. Elaboración propia

Nota: Los Hp efectivos fueron calculados tomando en cuenta el Factor de Simultaneidad.

Tabla 43  
Caudal de aire para equipos diesel.

CALCULOS			
Q2 = HP X 3 m3/min	Caudal	m3/min	cfm
	Q2	1802	63645

Fuente. Elaboración propia

Nota: El caudal de aire requerido está en función a la suma de Hp Efectivos de los equipos y al caudal requerido por Hp.

#### 4.9.2.3 CAUDAL DE AIRE PARA DILUIR EXPLOSIVOS

El caudal de aire necesario para diluir explosivos es de 14705 cfm.

Tabla 44  
Caudal para dilución de explosivos

DILUCION DE EXPLOSIVOS (Q3)			
Q3 = V <sub>mín</sub> X A	Caudal	m3/min	cfm
	Q3	416	14,705

Fuente. Elaboración propia

Nota: El caudal requerido está en función a la velocidad mínima de aire para dilución de los gases producidos por las emulsiones según D.S 024-2016-EM.

#### 4.9.2.4 CAUDAL REQUERIDO

Tabla 45  
Caudal requerido para la Rampa.

PARAMETROS DE CALCULO			
	UNIDAD	SIMBOLOGIA	VALOR
SECCION PROMEDIO DE LABOR	m2	A	20.82
TIPO DE EXPLOSIVO		TE	Emulsiones
VELOCIDAD MINIMA DEL AIRE	m/min	V	20.00
KILOS DE EXPLOSIVO UTILIZADO/GDIA	kg	K	137.00
NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.	unid	N	28.00
POTENCIA TOTAL DE EQUIPOS DIESEL	hp	HP	600.75
TIEMPO DE VENTILACION MINIMA	min	T	60.00
COTA DE TRABAJO	msnm	c	4800.00
CAUDAL REQUERIDO/HOMBRE	m3/min	Qh	6.00
CAUDAL REQUERIDO/HP	m3/min	Qhp	3.00
CAUDAL REQUERIDO	cfm	Qr	69578.0

Fuente. Elaboración propia

Nota: El caudal de requerido se calcula median la suma del caudal para las personas, equipos. Ya que el caudal necesario para la dilución de gases de voladura es menor que la suma de los anteriores.

### 4.9.3 CIRCUITO DE VENTILACIÓN

En la práctica los circuitos de ventilación son complejos y la aplicación directa de las leyes de Kirchhoff nos darían como resultado varios cientos de ecuaciones que tienen que ser resueltas simultáneamente, esto requiere la ayuda de softwares que fueron desarrollados para facilitar estos cálculos.

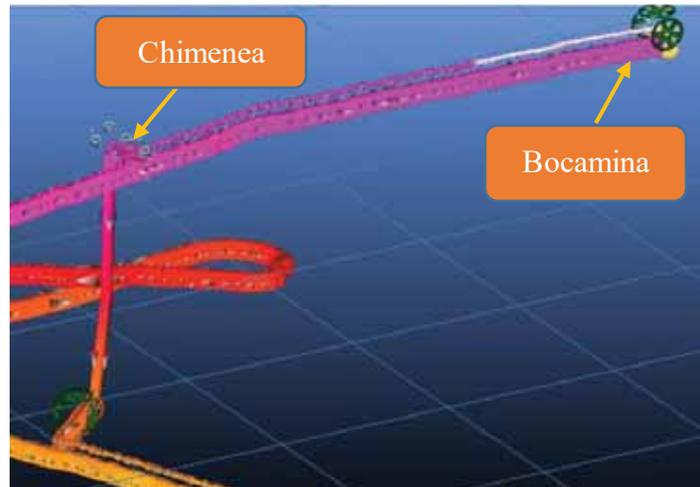
Ilustración 87 Circuito de Ventilación



Fuente: Elaboración Propia.

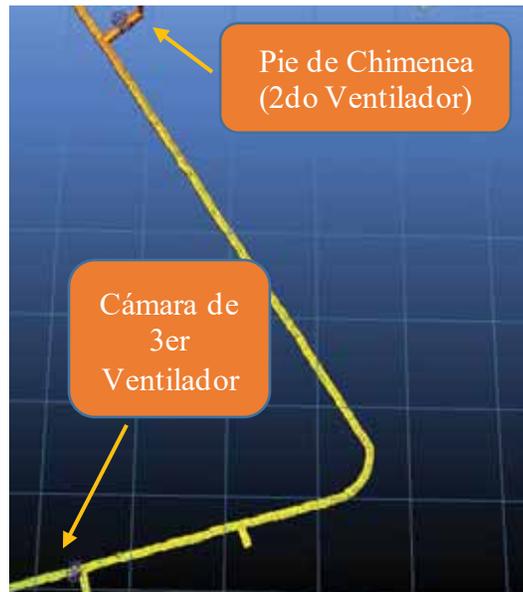
Para determinar el circuito de Ventilación de la Rampa Yumpag utilizamos el software Ventsim.

*Ilustración 88*  
*Flujo de Aire con ventiladores de bocamina a primera chimenea.*



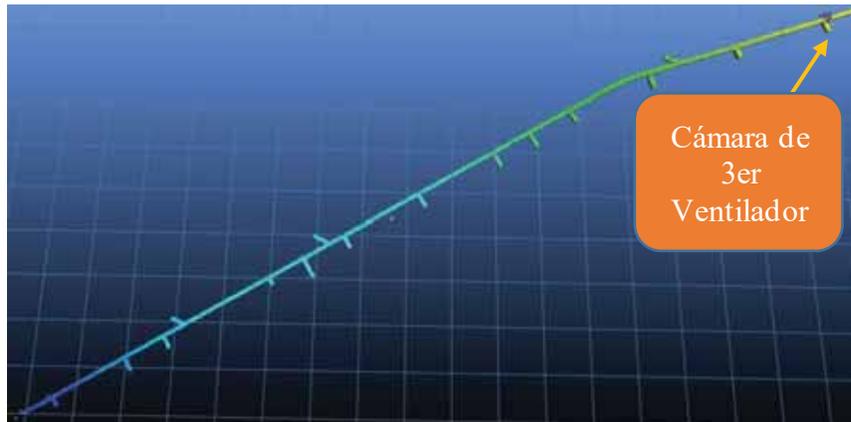
Fuente: Elaboración Propia "software Vetsim Visual"

*Ilustración 89*  
*Flujo de Aire del pie de la chimenea a Serie del 2do Ventilador.*



Fuente: Elaboración Propia "software Vetsim Visual"

Ilustración 90  
Flujo de aire de 2do ventilador a 3er Ventilador



Fuente: Elaboración Propia "software Vetsim VisuaI"

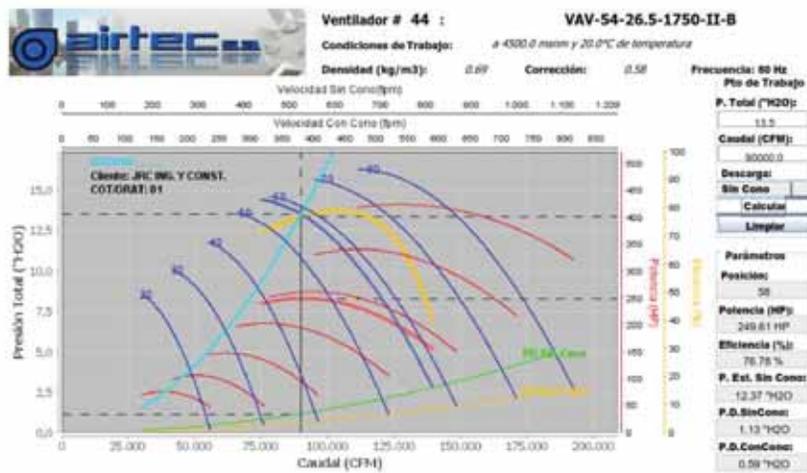
#### 4.9.4 SIMULACIÓN DE RED DE VENTILACIÓN.

La simulación en el software Ventsim nos indica que el requerimiento de aire para la Rampa Yumpag se logra con la implementación de los siguientes ventiladores.

##### 4.9.4.1 VENTILADOR 90 000 CFM

Es un ventilador de alabes variable de 90 000 cfm con una presión de 2835,4 Pa Equivalente a 12,37 pulg de H<sub>2</sub>O con una potencia de 249,61 Hp y con una eficiencia de 76.78 %.

Ilustración 91  
Especificaciones Técnicas de Ventilador de 90000 CFM.

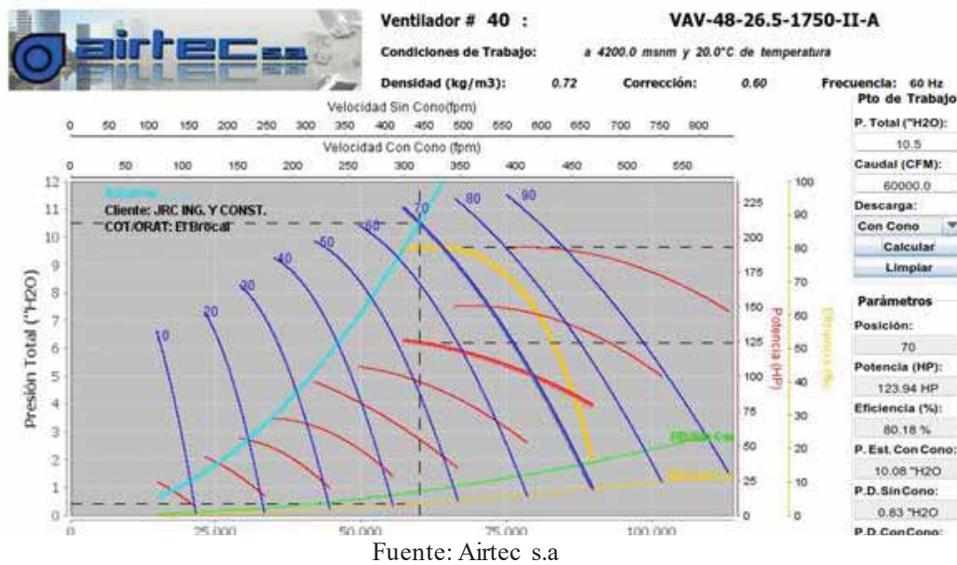


Fuente: Airtec s.a

#### 4.9.4.2 VENTILADOR DE 60 000 CFM

Se simulado ventiladores auxiliares de alabes variable de 60 000 cfm con una presión de 2511 pa. Equivalente a 10.08 pulg. de H2O con una potencia de 249.61 hp y con una eficiencia de 76.78 %.

Ilustración 92  
Especificaciones Técnicas de Ventilador de 60000 CFM



#### 4.9.5 RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN

La simulación con los 3 ventiladores (1 de 90000 CFM y 2 de 60000 CFM). Nos da como resultado un caudal de 35.54 m3/s equivalente a 75305.07 CFM

Ilustración 93  
Resultado de simulación en Software VENTSIM.

RESUMEN DE LA RED DEL SISTEMA	
Fujos de aire compresible	Si
La presión de ventilación natural	Si
Tipo de simulación de la presión del ventilador	Método de...
Etapas	0. Etapa 1
Conductos de aire	2457 y 51 ...
Longitud total	4.920.4 m
Caudal de aire total de admisión	35.56 m³/s
Caudal de aire total de escape	35.54 m³/s
Fujo de masa total	70.91 kg/s
Resistencia de la mina (sin tubo)	0.06744 N...
Resistencia de la mina (Incluyendo el conducto)	19.30379 ...
RESUMEN DE POTENCIA	
Potencia del AIRE (pérdida por fricción)	4.592.5 k...
	1.7 kW Ch...
	14.4 kW C...
	4.576.5 k...
Refrigeración Potencia de entrada	0.0 kW
Potencia eléctrica de ENTRADA	6,719.5 k...
Costo de energía anual de la red	\$ 5,886.2...
Eficiencia de la red	68.3 %

Fuente: Elaboración Propia "software Vetsim Visual"

#### 4.9.6 COSTO DE VENTILADOR.

Para el proyecto los ventiladores necesarios serán alquilados, los precios serán los siguientes.

Tabla 46  
Precio de los Ventiladores.

COSTO				
VENTILADOR		PRECIO(Soles/Mes)		PRECIO (Dolares/Mes)
ALQUILER VENTILADOR 90000 CFM	S/	15,200.00	\$	4,606.06
ALQUILER VENTILADOR 60000 CFM	S/	11,726.00	\$	3,553.33
ALQUILER VENTILADOR 30000 CFM	S/	6,350.00	\$	1,924.24

Fuente. Elaboración propia

Nota: Los precios mostrados son precios mensuales de alquiler de ventiladores.

Al realizar los cálculos de costos de ventilación para la rampa detallados en el capítulo V, se resumen en el siguiente cuadro

Tabla 47 Resumen costo de Ventilación por metro

CALCULOS		
Costo Total de Ventilacion	\$	82,903.27
Longitud a ejecutar(m)		2980
Costo por metro (\$/m)	\$/m	27.82

Fuente. Elaboración propia

#### 4.10 DISEÑO DE RED DE BOMBEO

Se considera un sistema de bombeo Global que consiste en la construcción de 4 pozas de bombeo para completar los 2350 metros de rampa.

Poza # 1 Vn 265 Bomba Sumergible de 140 Hp (Bombeo a superficie)

Poza # 2 Vn 057 Bomba sumergible de 140 Hp

Poza # 3 Vn 658 1 bombas sumergible de 58 HP

Poza # 4 Vn 486 01 Bomba de 30 HP

Tope de Rampa 01 bomba sumergible de 30 HP

Como se muestra en siguiente imagen.

Ilustración 94 Circuito de bombeo de Tope de Rampa a Vn 658



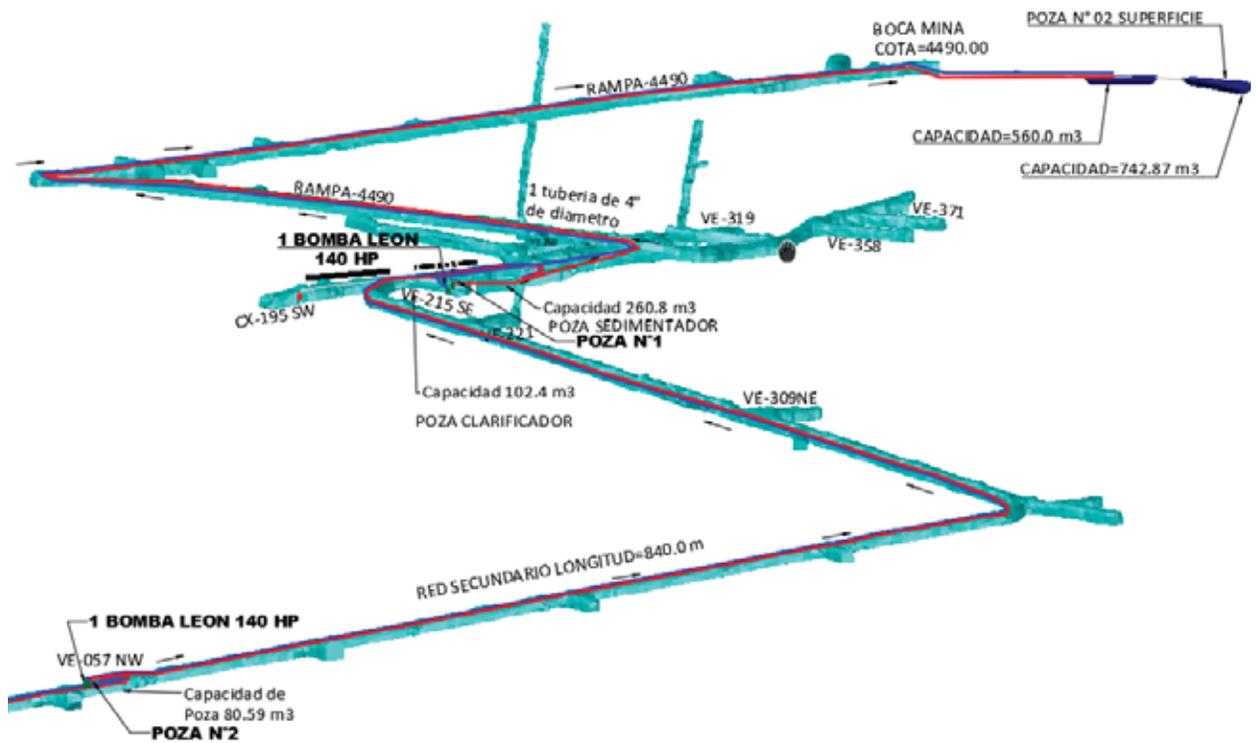
Fuente: Elaboración propia "Software AutoCAD 2019".

Ilustración 95 Circuito de Bombeo de Vn 658 a Vn 057



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"

Ilustración 96 Circuito de Bombeo de Vn 057 a Superficie



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"



#### 4.10.1 CAUDAL A EVACUAR

Para drenaje en la Rampa Yumpag del proyecto Yumpag se consideró un drenaje de 35.0 L/S de los cuales 23.0 L/S son del frente de labor, la diferencia por filtraciones en el transcurso de la rampa y de perforaciones diamantinas

Ingreso poza #1 Vn 265	=	5.0L/S
Ingreso poza #2 Vn. 057	=	1.0 L/S
Cabinas De Sondaje	=	6.00 L/S
Tope de la rampa	=	23.0 L/S



TOTAL, A EVACUAR CAUDAL = 35.00 L/S

#### 4.10.2 CALCULOS DE POTENCIA DE BOMBAS.

En la Rampa Yumpag la temperatura del agua se fluctúa entre 2 ° C - 6 ° C, esto le da las propiedades de Densidad de 999.9 Kg/m<sup>3</sup> y una viscosidad de 0.001463 Pa/s.

El bombeo se realizó con tuberías de polietileno de 4” según las especificaciones técnicas tiene un diámetro interno 108.72 mm estas tuberías tienen una rugosidad de 0.0015mm, estos datos serán utilizados en los siguientes cálculos

##### 4.10.2.1 CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE TOPE DE RAMPA A POZA 4.

a) *Velocidad de bombeo.*

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$V = \frac{4 \times 0.023}{\pi \times 0.10872^2}$$

$$V = 2.477525035$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$$

$$Q = \text{Caudal a evacuar } \left(\frac{m^3}{s}\right)$$



**b) Numero de Reynolds.**

Cálculo del número de Reynolds.

$$R_e = \frac{V \times D \times \rho}{\mu}$$

$$R_e = \frac{2.477525035 \times 0.10872 \times 999.9}{0.001463}$$

$$R_e = 184094.0438$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$$

$$\rho = \text{Densidad del agua } \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$$

$$\mu = \text{Viscosidad del agua } \left(\frac{Kg}{m.s}\right)$$

**c) Cálculo de coeficiente de fricción.**

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{\varepsilon}{3.7D} + \frac{5.74}{R_e^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{0.0015}{3.7 \times 108.72} + \frac{5.74}{184094.0438^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = 0.01629 \approx 0.016$$

Donde:

$R_e =$  Numero de Reynolds

$D =$  Diametro interno de tubería (mm)

$\varepsilon =$  Rugosidad del polietileno (mm)

**d) Cálculo de caída de presión.**

$$h_f = \frac{V^2}{2g} \left[ F \frac{L}{D} + \sum K_c + K_v \right]$$

$$h_f = \frac{2.47752503}{2 \times 9.8} \left[ 0.016 \frac{250}{0.10872} + 0.9 + 2.5 \right]$$

$$h_f = 12.5868496 \text{ m}$$

Donde:

$V =$  Velocidad de bombeo  $\left(\frac{m}{s}\right)$

$F =$  coeficiente de fricción

$L =$  Longitud de bombeo (m)

$K_c =$  Coeficiente de pérdida en accesorios

$K_c =$  Coeficiente de pérdida por válvula check

**e) Carga total en bomba.**

$$h_B = h + \frac{v^2}{2g} + h_f$$

$$h_B = 30 + \frac{2.47752503^2}{2 \times 9.8} + 12.5868496$$

$$h_B = 72.663688 \text{ m}$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$$

$$h = \text{Altura vertical de bombeo (m)}$$

$$g = \text{Gravedad } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right)$$

$$h_f = \text{Caida de presion (m)}$$

**f) Cálculo de potencia de bomba**

$$P_B = \frac{Q \times \rho \times g \times h_B}{746 \times e}$$

$$P_B = \frac{0.023 \times 999.9 \times 9.8 \times 72.663688}{746 \times 0.75}$$

$$P_B = 16.4645685 \text{ Hp}$$

Donde:

$$Q = \text{Caudal a bombear } \left(\frac{\text{m}^3}{\text{s}}\right)$$

$$\rho = \text{Densidad del agua (Kg/m}^3\text{)}$$

$$g = \text{Gravedad } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right)$$

$$h_B = \text{Carga de Bomba (m)}$$

#### **4.10.2.2 CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 4 A POZA 3.**

**a) Velocidad de bombeo.**

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$V = \frac{4 \times 0.0268}{\pi \times 0.10872^2}$$

$$V = 2.88685526 \left(\frac{m}{s}\right)$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo} \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$$

$$Q = \text{Caudal a evacuar} \left(\frac{m^3}{s}\right)$$

**b) Cálculo del número de Reynolds.**

$$R_e = \frac{V \times D \times \rho}{\mu}$$

$$R_e = \frac{2.886855258 \times 0.10872 \times 999.90}{0.001463}$$

$$R_e = 214509.5815$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo} \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$$

$$\rho = \text{Densidad del agua} \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$$

$$\mu = \text{Viscosidad del agua} \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$$

**c) Cálculo de coeficiente de fricción.**

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{\varepsilon}{3.7D} + \frac{5.74}{R_e^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\ln\left(\frac{0.0015}{3.7 \times 0.10872} + \frac{5.74}{214509.5815^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = 0.01544 \approx 0.015$$

Donde:

$R_e$  = Numero de Reynolds

$D$  = Diametro interno de tuberia (mm)

$\varepsilon$  = Rugosidad del polietileno (mm)

**d) Cálculo de caída de presión.**

$$h_f = \frac{V^2}{2g} \left[ F \frac{L}{D} + \sum K_c + K_v \right]$$

$$h_f = \frac{2.88685526^2}{2 \times 9.8} \left[ 0.015 \frac{250}{0.10872} + 0.9 + 2.5 \right]$$

$$h_f = 16.1118205 \text{ m}$$

Donde:

$V$  = Velocidad de bombeo ( $\frac{m}{s}$ )

$F$  = coeficiente de fricción

$L$  = Longitud de bombeo (m)

$K_c$  = Coeficiente de perdida en accesorios

$K_v$  = Coeficiente de perdida por valvula check

e) *Carga total en bomba.*

$$h_B = h + \frac{v^2}{2g} + h_f$$

$$h_B = 30 + \frac{2.88685526^2}{2 \times 9.8} + 16.1118205$$

$$h_B = 86.9480935 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$

$h = \text{Altura vertical de bombeo (m)}$

$g = \text{Gravedad } \left(\frac{m}{s^2}\right)$

$h_f = \text{Caida de presión (m)}$

f) *Cálculo de potencia de bomba*

$$P_B = \frac{Q \times \rho \times g \times h_B}{746 \times e}$$

$$P_B = \frac{0.0268 \times 999.90 \times 9.8 \times 86.9480935}{746 \times 0.75}$$

$$P_B = 22.9561967 \text{ hp}$$

Donde:

$Q = \text{Caudal a bombear } \left(\frac{m}{s}\right)$

$\rho = \text{Densidad del agua (Kg/m}^3\text{)}$

$g = \text{Gravedad } \left(\frac{m}{s^2}\right)$

$h_B = \text{Carga de Bomba (m)}$

#### 4.10.2.3 CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 3 A POZA 2.

a) *Velocidad de bombeo.*

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$V = \frac{4 \times 0.029}{\pi \times 0.10872}$$

$$V = 3.12383591 \left(\frac{m}{s}\right)$$

Donde:

$V =$  Velocidad de Bombeo  $\left(\frac{m}{s}\right)$

$D =$  Diametro interno de tuberia (m)

$Q =$  Caudal a evacuar  $\left(\frac{m^3}{s}\right)$

b) *Cálculo del número de Reynolds.*

$$R_e = \frac{V \times D \times \rho}{\mu}$$

$$R_e = \frac{3.123835914 \times 0.10872 \times 999.9}{0.001463}$$

$$R_e = 232118.577$$

Donde:

$V =$  Velocidad de Bombeo  $\left(\frac{m}{s}\right)$

$D =$  Diametro interno de tuberia (m)

$\rho =$  Densidad del agua  $\left(\frac{Kg}{m^3}\right)$

$\mu = \text{Viscosidad del agua } \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}\right)$

c) **Cálculo de coeficiente de fricción.**

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{\varepsilon}{3.7D} + \frac{5.74}{R_e^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{0.0015}{3.7 \times 108.72} + \frac{5.74}{232118.577^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = 0.01522 \approx 0.15$$

Donde:

$R_e = \text{Numero de Reynolds}$

$D = \text{Diametro interno de tuberia (mm)}$

$\varepsilon = \text{Rugosidad del polietileno (mm)}$

d) **Cálculo de caída de presión.**

$$h_f = \frac{V^2}{2g} \left[ F \frac{L}{D} + \sum K_c + K_v \right]$$

$$h_f = \frac{3.12383591^2}{2 \times 9.8} \left[ 0.015 \frac{467}{0.10872} + 0.9 + 2.5 \right]$$

$$h_f = 33.7716444 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$

$F = \text{coeficiente de fricción}$

$L = \text{Longitud de bombeo (m)}$

$K_c =$  Coeficiente de perdida en accesorios

$K_c =$  Coeficiente de perdida por valvula check

e) **Carga total en bomba.**

$$h_B = h + \frac{v^2}{2g} + h_f$$

$$h_B = 56.04 + \frac{3.12383591^2}{2 \times 9.8} + 33.7716444$$

$$h_B = 137.627563 \text{ m}$$

Donde:

$V =$  Velocidad de bombeo  $\left(\frac{m}{s}\right)$

$h =$  Altura vertical de bombeo (m)

$g =$  Gravedad  $\left(\frac{m}{s^2}\right)$

$h_f =$  Caida de presion (m)

f) **Cálculo de potencia de bomba**

$$P_B = \frac{Q \times \rho \times g \times h_B}{746 \times e}$$

$$P_B = \frac{0.029 \times 999.9 \times 9.8 \times 137.627563}{746 \times 0.75}$$

$$P_B = 39.3195464 \text{ Hp}$$

Donde:

$Q =$  Caudal a bombear  $\left(\frac{m}{s}\right)$

$\rho = \text{Densidad del agua (Kg/m}^3\text{)}$

$g = \text{Gravedad } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right)$

$h_B = \text{Carga de Bomba (m)}$

#### 4.10.2.4 CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 2 A POZA 1.

a) *Velocidad de bombeo.*

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$V = \frac{4 \times 0.03}{\pi \times 0.10872^2}$$

$$V = 3.23155439 \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$

$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$

$Q = \text{Caudal a evacuar } \left(\frac{\text{m}^3}{\text{s}}\right)$

b) *Cálculo del número de Reynolds.*

$$R_e = \frac{V \times D \times \rho}{\mu}$$

$$R_e = \frac{3.231554393 \times 0.10872 \times 999.9}{0.001463}$$

$$R_e = 240122.6659$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$

$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$

$\rho = \text{Densidad del agua } \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$

$\mu = \text{Viscosidad del agua } \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$

**c) Cálculo de coeficiente de fricción.**

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{\varepsilon}{3.7D} + \frac{5.74}{R_e^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{0.0015}{3.7 \times 108.72} + \frac{5.74}{240122.6659^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = 0.01512 \approx 0.15$$

Donde:

$R_e = \text{Numero de Reynolds}$

$D = \text{Diametro interno de tuberia (mm)}$

$\varepsilon = \text{Rugosidad del polietileno (mm)}$

**d) Cálculo de caída de presión.**

$$h_f = \frac{V^2}{2g} \left[ F \frac{L}{D} + \sum K_c + K_v \right]$$

$$h_f = \frac{3.23155439^2}{2 \times 9.8} \left[ 0.015 \frac{840}{0.10872} + 2.7 + 2.5 \right]$$

$$h_f = 64.5192985 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$

$F = \text{coeficiente de friccion}$

$L = \text{Longitud de bombeo (m)}$

$K_c = \text{Coeficiente de perdida en accesorios}$

$K_c = \text{Coeficiente de perdida por valvula check}$

**e) Carga total en bomba.**

$$h_B = h + \frac{v^2}{2g} + h_f$$

$$h_B = 100.8 + \frac{3.23155439^2}{2 \times 9.8} + 64.5192985$$

$$h_B = 216.489723 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$

$h = \text{Altura vertical de bombeo (m)}$

$g = \text{Gravedad } \left(\frac{m}{s^2}\right)$

$h_f = \text{Caida de presion (m)}$

**f) Cálculo de potencia de bomba**

$$P_B = \frac{Q \times \rho \times g \times h_B}{746 \times e}$$

$$P_B = \frac{0.03 \times 999.9 \times 9.8 \times 216.489723}{746 \times 0.75}$$

$$P_B = 63.9828557 \text{ Hp}$$

Donde:

$$Q = \text{Caudal a bombear } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$\rho = \text{Densidad del agua } (Kg/m^3)$$

$$g = \text{Gravedad } \left(\frac{m}{s^2}\right)$$

$$h_B = \text{Carga de Bomba } (m)$$

#### 4.10.2.5 CALCULO DE POTENCIA DE BOMBA DE POZA 1 A SUPERFICIE.

a) *Velocidad de bombeo.*

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$V = \frac{4 \times 0.035}{\pi \times 0.10872^2}$$

$$V = 3.77014679 \left(\frac{m}{s}\right)$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia } (m)$$

$$Q = \text{Caudal a evacuar } \left(\frac{m^3}{s}\right)$$

b) *Cálculo del número de Reynolds.*

$$R_e = \frac{V \times D \times \rho}{\mu}$$

$$R_e = \frac{3.770146792 \times 0.10872 \times 999.9}{0.001463}$$

$$R_e = 280143.1102$$

Donde:

$$V = \text{Velocidad de Bombeo } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (m)}$$

$$\rho = \text{Densidad del agua } \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$$

$$\mu = \text{Viscosidad del agua } \left(\frac{Kg}{m^3}\right)$$

**c) Cálculo de coeficiente de fricción.**

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{\varepsilon}{3.7D} + \frac{5.74}{R_e^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = \frac{1.325}{\left\{-\text{Ln}\left(\frac{0.0015}{3.7 \times 108.72} + \frac{5.74}{280143.1102^{0.9}}\right)\right\}^2}$$

$$F = 0.01471 \approx 0.015$$

Donde:

$$R_e = \text{Numero de Reynolds}$$

$$D = \text{Diametro interno de tuberia (mm)}$$

$$\varepsilon = \text{Rugosidad del polietileno (mm)}$$

**d) Cálculo de caída de presión.**

$$h_f = \frac{V^2}{2g} \left[ F \frac{L}{D} + \sum K_c + K_V \right]$$

$$h_f = \frac{3.770146792^2}{2 \times 9.8} \left[ 0.015 \frac{779}{0.10872} + 2.7 + 2.5 \right]$$

$$h_f = 81.71453037 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$

$F = \text{coeficiente de friccion}$

$L = \text{Longitud de bombeo (m)}$

$K_c = \text{Coeficiente de perdida en accesorios}$

$K_c = \text{Coeficiente de perdida por valvula check}$

**e) Carga total en bomba.**

$$h_B = h + \frac{v^2}{2g} + h_f$$

$$h_B = 93.36 + \frac{53.77014679^2}{2 \times 9.8} + 81.7145304$$

$$h_B = 244.723164 \text{ m}$$

Donde:

$V = \text{Velocidad de bombeo } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}}\right)$

$h = \text{Altura vertical de bombeo (m)}$

$g = \text{Gravedad } \left(\frac{\text{m}}{\text{s}^2}\right)$

$h_f = \text{Caida de presion (m)}$

**f) Cálculo de potencia de bomba**

$$P_B = \frac{Q \times \rho \times g \times h_B}{746 \times e}$$

$$P_B = \frac{0.035 \times 999.99 \times 9.8 \times 244.723164}{746 \times 0.75}$$

$$P_B = 84.3816869 \text{ Hp}$$

Donde:

$$Q = \text{Caudal a bombear } \left(\frac{m}{s}\right)$$

$$\rho = \text{Densidad del agua (Kg/m}^3\text{)}$$

$$g = \text{Gravedad } \left(\frac{m}{s^2}\right)$$

$$h_B = \text{Carga de Bomba (m)}$$

#### 4.10.3 RESUMEN

Resumen de los cálculos para obtención de las potencias de bombas para cada tramo

Tabla 48 Resumen de potencia de bombas requeridas.

Resumen	
Tramo	Potencia de Bomba (Hp)
Tope a poza 4	16.46
Poza 4 a poza 3	22.96
Poza 3 a poza 2	39.32
Poza 2 a poza 1	63.98
Poza 1 a poza superficie	84.38

Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.10.4 COSTO DE BOMBAS.

Para el proyecto se utilizarán bombas alquiladas mensualmente, con los siguientes precios.

Tabla 49  
Costos de alquiler de bombas.

COSTO				
BOMBA	Precio (Soles)		Precio (Dolares)	
Bomba de 30 HP	S/	7,150.00	\$	2,166.67
Bomba de 58 HP	S/	7,920.00	\$	2,400.00
Bomba de 140 HP	S/	14,850.00	\$	4,500.00

Fuente: Elaboración Propia.

El costo de bombeo total para la rampa se calcula en el capítulo V, en resumen, se tiene el siguiente cuadro.

*Tabla 50 Resumen de costo de Bombeo por metro de la Rampa*

<b>CALCULOS</b>		
Costo Total de Bombeo	\$	91,585.23
Longitud a ejecutar(m)		2980
Costo por metro (\$/m)	\$/m	30.73

Fuente: Elaboración Propia.

## **CAPITULO V:**

### **ANÁLISIS DE RESULTADOS**

#### **5.1.DATOS GENERALES**

La empresa cree que la aceptación o el rechazo de proyectos en los que invertir depende de los beneficios que brinde en el futuro y de la tasa de interés utilizada para evaluarlos.

Entre las principales herramientas y métodos utilizados para medir los pros y los contras en términos económicos de un proyecto, se encuentran algunos.

- VPN: Valor Presente Neto.
- TIR: Tasa Interna de Retorno.
- B/C: Relación Beneficio Costo.

Cada una de estas herramientas de análisis matemático financiero debe conducir a decisiones económicas, la única diferencia que se presenta es el método para alcanzar el valor final, por lo que es muy importante conocer los fundamentos matemáticos que sustentan su aplicación..

A veces, el uso de un método conducirá a un resultado a favor de una decisión, y cuando el resultado de usar otro método provocará una decisión, indica que el índice utilizado es incorrecto.

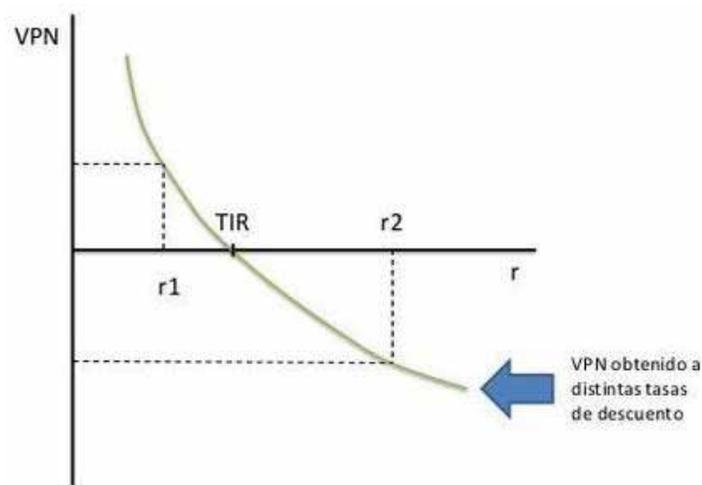
### 5.1.1 VALOR PRESENTE NETO

Un problema de inversión de capital es determinar si las entradas de efectivo esperadas de un proyecto propuesto son suficientes para atraer fondos para invertir en el proyecto.

El punto más conveniente para calcular la equivalencia suele ser cuando el tiempo inicial es cero y el criterio del valor actual neto se utiliza para comparar el valor presente de todas las entradas de efectivo con el valor presente de todas las salidas de efectivo relacionadas con el proyecto de inversión.

El valor presente neto (valor presente neto) es el modelo de valor presente más utilizado, que se refiere a la diferencia entre el valor presente de los beneficios y los costos. Generalmente, de acuerdo con el cuadro a continuación, el VPN disminuye a medida que aumentan las tasas de interés:

*Ilustración 98 Grafico de Valor Presente Neto*



Fuente: (Cerno, 2020)

Por lo tanto, para el mismo proyecto, se puede proponer que a una determinada tasa de interés, el valor presente neto cambiará tanto que existan razones suficientes para rechazar o aceptar el valor presente neto (según sea el caso).

### **5.1.2 TASA INTERNA DE RETORNO**

La tasa interna de rendimiento es la tasa de interés del saldo de inversión no recuperado que se genera en cualquier momento durante la duración del proyecto. De acuerdo con las condiciones y alcance del proyecto, se debe evaluar de acuerdo con las características del proyecto. El método consiste en encontrar una tasa de interés que cumpla con las condiciones deseadas al iniciar o aceptar un proyecto de inversión. Esto muestra que la empresa ha recibido un % de rendimiento de los fondos que aún se invierten en el proyecto.

### **5.1.3 RELACIÓN BENEFICIO COSTO**

La relación beneficio / costo está representada por la relación ingresos-gastos, donde los ingresos y los gastos deben calcularse en función del flujo de efectivo utilizando VPN o CAUE.

El análisis de la relación B/C, toma valores mayores, menores o iguales a 1, lo que implica que:  $B/C > 1$  implica que los ingresos son mayores que los egresos, entonces el proyecto es aconsejable.

$B/C = 1$  implica que los ingresos son iguales que los egresos, entonces el proyecto es indiferente.

$B/C < 1$  implica que los ingresos son menores que los egresos, entonces el proyecto no es aconsejable.

Al aplicar la relación beneficio / costo, es importante determinar la cantidad que constituye un ingreso se denomina "ingreso" y la cantidad que constituye un gasto se denomina "costo".

El cálculo de costos de ejecución de la Rampa Yumpag se realizará en función a los precios unitarios de las empresas contratistas. Debemos considerar que el metraje de la Rampa Yumpag no será el único metraje, también se realizan labores auxiliares como cámaras de carguío, pozas de bombeo, etc

Tabla 51 Metraje total de labores a ejecutar

LABORES A EJECUTAR			
Labor	Longitud	Cantidad	Longitud total
vestuario	25	1	25
almacen	25	1	25
camara de carguio	20	16	320
camaras para perforacion diamantina	15	5	75
camara de bombeo	20	6	120
ventanas para chimeneas	10	1	10
ventanas para chimeneas	25	1	25
ventanas para chimeneas	30	1	30
<b>RAMPA YUMPAG</b>	<b>2350</b>	<b>1</b>	<b>2350</b>
<b>TOTAL</b>			<b>2980</b>

Fuente: Elaboración propia

Es tiempo de construcción de la Rampa Yumpag considerando el avance de 8.8 metros por día.

Tabla 52 Cálculo de tiempo de ejecución de la Rampa Yumpag

CALCULOS	
longitud total (m)	2980
avance por día (m)	8.8
tiempo de ejecución (mes)	11.3

Fuente: Elaboración propia

## 5.2 COSTO DE PERFORACIÓN DE LA RAMPA.

El costo de perforación de la Rampa Yumpag lo calcularemos en función al P.U(precio unitario) de la empresa contratista.

Dentro del Costos Unitarios de perforación se consideran la mano de obra (Maestro de labor, ayudantes operador de Boomer, bombero, bodeguero), se considerara también el tiempo de

utilización de equipo Boomer M y su precio por hora, para la construcción de la rampa debemos considerar también el consumo de aceros de perforación (barras de perforación, brocas, shank, coupling, etc) y todos los materiales necesarios para el avance de la Rampa Yumpag (Mangas de Ventilación, Tuberías, combustible del Boomer M, Etc).

Tabla 53 P.U de Perforación de Rampa 4.5x4.5

Perforación Rampa (-) 4.50 x 4.50 mecanizado (16 pies)					
Mano de Obra					
Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso		Costo Real S./
Operador de Boomer M	1.3	0.75	190.63	S/	185.87
Ayudante Operador Boomer M	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
Maestro de Servicios Auxiliares	1.3	0.75	180.36	S/	175.85
Ayudante de Servicios Auxiliares	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
Bodeguero Mina	1.3	0.75	149.56	S/	145.82
Bombero Mina	1.3	0.75	170.10	S/	165.84
	1.3	4.5		S/	1,190.94
Equipos					
Descripción	Vida Util	Consumo por guardia.	Costo Unit. Del recurso		Costo Real
Boomer M	hr.	3.00	574.01	S/	1,722.03
Suministros/Herramientas:					
Aceros de Perforacion y Materiales		Consumo por guardia.	Costo Unit. Del recurso		Costo Real
Barra de perforación 16'	pp	744.64	0.74	S/	547.31
Broca de boton R28 x 51mm	pp	744.64	0.74	S/	550.79
Shank adapter T38	pp	744.64	0.36	S/	265.84
Coupling T38 R38	pp	744.64	0.09	S/	65.16
Broca escareadora (REAMING BIT) R32 102mm	pp	57.28	3.99	S/	228.55
Copas de Afilado	pp	744.64	0.25	S/	182.44
Afilador de brocas	pp	744.64	0.05	S/	37.35
Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	und	9.00	3.30	S/	29.70
Tubería de polietileno HDPE 8"	mt	3.67	49.50	S/	181.49
Tubería de polietileno HDPE 4"	mt	7.33	22.00	S/	161.32
Reduccion campana de FG 8" A 4"	und	0.05	48.40	S/	2.42
Reduccion campana de FG 4" A 2"	und	0.05	24.20	S/	1.21
Reduccion campana de FG 2" A 1"	und	0.05	8.80	S/	0.44
Abrazadera Mullenbach de 8"	und	0.05	59.40	S/	2.97
Abrazadera Mullenbach de 4"	und	0.05	40.70	S/	2.04
Abrazadera Mullenbach de 2"	und	0.05	13.20	S/	0.66
Valvula esferica de 8"	und	0.05	616.00	S/	30.80
Valvula esferica de 4"	und	0.05	528.00	S/	26.40
Valvula esferica de 2"	und	0.05	88.00	S/	4.40
Valvula esferica de 1"	und	0.05	26.40	S/	1.32
Niple con rosca de 2" fierro negro	und	0.05	8.80	S/	0.44
Niple con rosca de 4" fierro negro	und	0.05	15.40	S/	0.77
Tacos de arcilla	und	78.00	0.77	S/	60.06
Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	kg	0.10	6.60	S/	0.66
Guiador de aluminio 45mm	und	1.00	84.70	S/	84.70
Aislante electrico	und	0.10	1.32	S/	0.13
Manguera de 1" diámetro 30 mts	m	3.67	14.30	S/	52.43
Manguera de 2" diámetro 30 mts	m	3.67	24.93	S/	91.42
Manguera de jebe y lona de bombeo de 4"	m	3.67	57.20	S/	209.72
Mangas de Ventilacion 36"	m	3.67	12.00	S/	44.00
Reflector 500 w	pza	0.10	117.70	S/	11.77
Equipo fluorescente recto, 40 w 440 v	pza	0.07	83.60	S/	5.84
Combustible	gl	16.00	8.30	S/	132.80
Herramientas:					
Instalación de alcayatas (cable y tuberías)	1.00	1.00	27.13	S/	27.13
Implementos de seguridad Operación	4.50	1.00	6.82	S/	30.70
Herramientas	1.00	1.00	12.36	S/	12.36
Lamparas mineras Operación	4.50	1.00	3.03	S/	13.61
				S/	<b>3,101.11</b>
Sub Total Costos					
				S/	<b>6,014.08</b>
Utilidad			10%	S/	601.41
G.G			0%	S/	-
Costo de Disparo					
				S/	<b>6,615.49</b>
Costo por Disparo				S/	6,615.49
Factor de Avance (MT)				S/	4.40
Costo por Metro S./m					
				S/	<b>1,503.52</b>
Costo por Metro \$/m					
				\$	<b>455.61</b>

Fuente: Área Planeamiento proyecto Yumpag.

Una vez calculado el costo por metro de perforación de la rampa debemos calcular el costo total de la perforación de la Rampa

Tabla 54 Costo Total de perforación de la Rampa Yumpag

CALCULOS			
COSTO POR METRO DE AVANCE	\$	455.61	\$/metro
LONGITUD TOTAL A EJECUTAR		2980	Metros
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>1,357,724.80</b>	<b>Dolares (\$)</b>

Fuente: Elaboración Propia.

### 5.3 COSTO DE VOLADURA.

El cálculo del costo de explosivos por disparo se encuentra en función a la cantidad de explosivo y accesorios usados por frente de disparo.

Tabla 55  
Cálculo de costo de explosivos.

CALCULOS				
ACCESORIO	PRECIO(Soles)	CANTIDAD (Und)	PRECIO TOTAL(Soles)	
FANELES (Und)	S/ 0.99	58	S/ 57.42	
PENTACORD(M)	S/ 0.17	60	S/ 10.25	
MECHA RAPIDA (M)	S/ 0.36	0.2	S/ 0.07	
CARMEX (UND)	S/ 0.55	2	S/ 1.09	
EMULNOR 5000 1 1/2" x 12"	S/ 0.68	70	S/ 47.70	
EMULNOR 3000 1 1/2" x 12"	S/ 0.63	70	S/ 44.29	
EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	S/ 0.50	387	S/ 193.50	
EMULNOR 1000 1 1/4" x 12"	S/ 0.48	88	S/ 42.36	
EMULNOR 500 1" x 8"	S/ 0.08	56	S/ 4.48	
<b>TOTAL</b>			S/ 401.17	

Fuente: Elaboración Propia.

El costo de voladura por metro de avance.

Tabla 56  
Costo de Voladura por metro.

CALCULOS			
COSTO DE VOLADURA POR DISPARO	S/	401.17	Soles
AVANCE		4.4 m	
COSTO POR METRO	S/	91.18	Soles/Metro
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>\$</b>	<b>27.63</b>	<b>Dolares/Metro</b>

Fuente: Elaboración Propia.

#### 5.4 COSTO DE LIMPIEZA DE RAMPA.

El costo de limpieza está en función al P.U de la empresa contratista, el P.U de limpieza de Rampa considera el costo de operador, Tiempo de utilización de Scooptram de 6.0 Yd3, el precio por hora del equipo, combustible, etc.

Tabla 57 Costo Unitario Limpieza

<b>Limpieza de Rampa (-) 4.50 x 4.50</b>				
<b>Mano de Obra</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Factor de Pago</b>	<b>Total por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>	<b>Costo Real S./</b>
Operador de Scooptram	1.3	0.75	190.63	185.87
<b>Equipos</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Vida Util</b>	<b>Consumo por guardia.</b>	<b>Costo Unit. Del recurso</b>	<b>Costo Real</b>
Scooptram 6.0 Yd3	hr.	5.94	431.91	2,566.10
<b>Suministros/Herramientas:</b>				
<b>Materiales</b>		<b>Consumo por guardia.</b>	<b>Costo Unit. Del recurso</b>	<b>Costo Real</b>
Combustible	gl	30.00	8.30	381.36
<b>Herramientas:</b>				
Implementos de seguridad Operación	0.75	1.00	6.82	35.82
Lamparas mineras Operación	0.75	1.00	3.03	15.88
				<b>433.06</b>
<b>Sub Total Costos</b>				<b>3185.02</b>
Utilidad			10%	318.50
G.G			0%	0.00
<b>Costo de Limpieza</b>				<b>3503.52</b>
Costo de Limpieza				3,503.52
Factor de Avance (MT)				4.40
<b>Costo por Metro</b>				<b>796.26</b>
<b>Costo por Metro \$/m</b>				<b>\$ 241.29</b>

Fuente: Área planeamiento proyecto Yumpag.

Una vez tenemos el Costo de limpieza por metro de Rampa calculamos el precio total de limpieza.

## **5.5 COSTO DE SOSTENIMIENTO EN LA RAMPA.**

El sostenimiento seleccionado es el de shotcrete de 2 “de espesor con pernos Helicoidales de 8 pies distribuidos sistemáticamente.

### **5.5.1 COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES.**

Para realizar la instalación de pernos helicoidales de 8 pies debemos considerar al operador del equipo empernador (Boltec S), ayudante del empernador, tiempo de utilización del empernador y costo por hora del empernador, los aceros de perforación, suministros y herramientas necesarios para poder realizar la inyección de pernos dentro de estos suministros y herramientas consideramos el combustible cembolt, resina, etc.

El costo por unidad se calcula, considerando un rendimiento de 33 und por el tiempo de consumo por guardia.

Tabla 58 Costo Unitario de instalación de pernos Helicoidales de 8 pies.

<b>Instalacion de Pernos Helicoidales 8 pies</b>				
<b>Mano de Obra</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Factor de Pago</b>	<b>Total por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>	<b>Costo Real S./</b>
Operador Jumbo Empernador	1.3	1	190.63	S/ 247.82
Ayudante Jumbo Empernador	1.3	1	170.1	S/ 221.13
Costo mano de Obra				<b>S/ 468.95</b>
<b>Equipos</b>				
<b>Descripción</b>	<b>Vida Util</b>	<b>Consumo por Guardia</b>	<b>Costo Unit del recurso</b>	<b>Costo Real S./</b>
Jumbo Empernador	hr.	3.46	444.9	S/ 1,537.59
				<b>S/ 1,537.59</b>
<b>Suministros/Herramientas:</b>				
<b>Aceros de Perforación y Materiales</b>				
Barra de perforación 12'	pp	237.6	0.56	S/ 133.06
Broca de botón R28 x 51mm	pp	237.6	0.74	S/ 175.74
Shank adapter T38	pp	237.6	0.36	S/ 84.82
Coupling T38 R38	pp	237.6	0.09	S/ 20.79
Copas de Afilado	pp	237.6	0.25	S/ 58.21
Afilador de brocas	pp	237.6	0.05	S/ 11.92
Perno Anclaje Helicoidal 1" x 7' (Completo)	und	33	26.4	S/ 871.20
Cembol	und	132	1.1	S/ 145.20
Resina Rápida	und	99	2.2	S/ 217.80
Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	kg	0.1	6.6	S/ 0.66
Manguera de 1" diámetro 30 mts.	m	3	14.3	S/ 42.90
Manguera de 2" diámetro 30 mts	m	3	24.93	S/ 74.80
Combustible	gl	10.37	8.3	S/ 86.06
<b>Herramientas:</b>				
Implementos de seguridad Operación	2	1	6.82	S/ 13.65
Herramientas	1	1	12.36	S/ 12.36
Lámparas mineras Operación	2	1	3.03	S/ 6.05
				<b>S/ 1,955.21</b>
<b>Costo Sub Total</b>				<b>S/ 3,961.75</b>
Utilidad		10%		S/ 387.57
<b>Costo por Instalación</b>				<b>S/ 4,349.32</b>
Costo por Instalación				S/ 4,349.32
rendimiento				S/ 33.00
<b>Costo por unidad S./</b>				<b>S/ 131.80</b>
<b>Costo por unidad \$.</b>				<b>\$ 39.94</b>

Fuente: Área planeamiento proyecto Yumpag.

Según la malla de empernado “pernos helicoidales distribuidos sistemáticamente espaciados a 1.5m” se determina un rendimiento de 5.20 pernos por metro

*Tabla 59 Costo total de instalación de pernos Helicoidales en Proyecto Yumpag.*

<b>CALCULOS</b>		
Costo por unidad	\$	39.94
rendimiento de pernos por metro		5.2
<b>Costo de pernos por metro</b>	<b>\$/m</b>	<b>207.68103</b>

Fuente: Elaboración Propia.

### **5.5.2 COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE 2 PULG.**

Para realizar el lanzamiento de shotcrete 2” se necesita un operador de equipo lanzador (Alpha), operador de AutoHormigonera, Ayudante de equipo lanzador, costo de los equipos (lanzador y autohormigonera), también tenemos que considerar todos los suministros y herramientas necesarias para poder realizar el lanzamiento de Shotcrete dentro de estos suministros y herramientas consideramos el combustible, arena, cemento, fibra, acelerante de fragua, plastificante, etc. Calculamos el costo por unidad, considerando un rendimiento de 48.80 m<sup>2</sup> para el lanzamiento de shotcrete se usa una autohormigonera con una capacidad de 4m<sup>3</sup>.

Tabla 60 Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2".

<b>Shotcrete 2" mecanizado con fibra</b>				
Rendimiento:	48.8		m2	
Gunitoc	14.5		kg	
Neoplast	4		lt	
Fibra metalica	4		Kg.	
Arena	1542		kg	
Cemento	425		kg	
Avance m	4.4		m	
Factor por rebote	10%			
Rugosidad	10%			
Compactacion	10%			
Perimetro	12.64		m	
Espesor	0.0508		m	
Volumen	3.76		m3	
<b>Mano de Obra</b>				
Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S./
Operador Alpha	1.3	1	190.63	S/ 247.82
Ayudante Alpha	1.3	1	170.1	S/ 221.13
Ayudante Mina	1.3	2	149.56	S/ 388.86
Operador Tornado	1.3	0	190.63	S/ -
Operador Autohormigonera	1.3	1	190.63	S/ 247.82
	1.3	6		S/ 1,105.63
<b>Equipos</b>				
Descripción	Vida Util	Consumo por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S./
Alpha	hr	8	296.44	S/ 2,371.49
Autohormigonera	hr	8	148.22	S/ 1,185.75
				S/ 3,557.24
<b>Suministros/Herramientas:</b>				
<u>Materiales</u>				
Sika/Gunitoc	kg	43.6	11	S/ 479.84
Neoplast	lt	12	11	S/ 132.37
Fibra metálica	kg	12	5.5	S/ 66.18
Arena	kg	4638.9	0.05	S/ 229.63
Cemento	kg	1278.6	0.52	S/ 661.84
Calibradores	und	44.5	2.2	S/ 97.88
Reflector 500 w	und	2	117.7	S/ 235.40
Combustible	gl	37.6	8.3	S/ 312.08
<u>Herramientas:</u>				
Implementos de seguridad Operación	5	1	6.82	S/ 34.11
Herramientas	1	1	12.36	S/ 12.36
Lámparas mineras Operación	5	1	3.03	S/ 15.13
<b>Sub total</b>			S/	<b>6,939.68</b>
Utilidad			10%	S/ 662.76
<b>Costo por Instalación</b>				<b>S/ 7,602.44</b>
Costo por Instalación				S/ 7,602.44
rendimiento				S/ 48.80
<b>Costo S./m2</b>				<b>S/ 155.79</b>
<b>Costo \$/m2</b>				<b>\$ 47.21</b>

Fuente: Área planeamiento proyecto Yumpag.

Calculamos el rendimiento de lanzamiento de Shotcrete con respecto al avance de la Rampa

*Tabla 61 Rendimiento de Lanzado de Shotcrete.*

<b>CALCULOS</b>	
Rendimiento	48.8 m <sup>2</sup>
Longitud	4.4 m
<b>Rendimiento por metro</b>	<b>11.1 m<sup>2</sup>/m</b>

Fuente: Elaboración Propia

Una vez determinado el rendimiento de lanzamiento de Shotcrete (m<sup>2</sup>/m), calculamos el costo total de lanzamiento de Shotcrete en el Proyecto Yumpag.

*Tabla 62 Costo Total de lanzamiento de Shotcrete en Proyecto Yumpag.*

<b>CALCULOS</b>		
Costo \$/m <sup>2</sup>	\$/m <sup>2</sup>	47.21
Rendimiento de Shotcrete (m <sup>2</sup> /m)		11.10
<b>Costo \$/m</b>	<b>\$/m</b>	<b>524.01</b>

Fuente: Elaboración Propia

## 5.6 COSTO DE DRENAJE.

Para el cálculo de costo de drenaje tenemos que considerar que a medida que avance la Rampa Yumpag la distribución de bombas y capacidades variaran, en el capítulo IV realizamos el diseño de red de bombeo para los 2350 metros de Rampa Yumpag sin embargo el sistema de bombeo variara dependiendo del avance de la Rampa Yumpag y a consecuencia de esto los costos de bombeo variaran, para el cálculo de costo de bombeo se realizó 7 escenarios en función al avance de la Rampa Yumpag.

Tabla 63 Escenarios de Sistemas de Bombeo.

<b>CALCULOS</b>			
<b>Longitud de Rampa 4490 (m)</b>	<b>Longitud incluyente infraestructura (m)</b>	<b>Tiempo de ejecución (mes)</b>	
300	370	1.5	
650	420	1.7	
1000	435	1.9	
1450	565	2.1	
1900	450	2.1	
2250	505	1.6	
2350	235	0.5	
<b>Total</b>	<b>2980</b>	<b>11.3</b>	

Fuente: Elaboración Propia

Cada metraje tendrá su sistema de Bombeo, siendo los 2350 metros de rampa para los cuales se diseñó el sistema de bombeo en el capítulo IV.

Las bombas utilizadas serán alquiladas mensualmente mediante un costo Flat.

Tabla 64 Costo de bombas.

<b>COSTO</b>			
<b>BOMBA</b>	<b>Precio (Soles)</b>		<b>Precio (Dolares)</b>
Bomba de 30 HP	S/	7,150.00	\$ 2,166.67
Bomba de 58 HP	S/	7,920.00	\$ 2,400.00
Bomba de 140 HP	S/	14,850.00	\$ 4,500.00

Fuente: Elaboración Propia

Nota: Precio de alquiler mensual de las bombas, tipo de cambio 3.3

A continuación, se muestra la tabla con la distribución de bombas requeridas según el avance de la Rampa Yumpag.

Tabla 65  
Bombas necesarias.

CALCULOS					
Longitud de Rampa 4490	Bombas 30 hp	Bombas 60 hp	Bombas 140 hp	Tiempo de ejecución (mes)	Precio (Dolares)
300	1			1.4	\$ 3,036.62
650	1	1		1.6	\$ 7,265.15
1000	1		1	1.6	\$ 10,984.85
1450	2		1	2.1	\$ 18,904.67
1900	1	1	1	1.7	\$ 15,454.55
2250	1	2	1	1.9	\$ 21,934.34
2350	2	1	2	0.9	\$ 14,005.05
total				11.29	\$ 91,585.23

Fuente: Elaboración Propia

Nota: Cantidad y potencia de bombas necesarias según longitud de avance de Rampa.

Realizamos el cálculo del costo de bombeo por metro de avance.

Tabla 66 Costo de bombeo por metro

CALCULOS		
Costo Total de Bombeo	\$	91,585.23
Longitud a ejecutar(m)		2980
Costo por metro (\$/m)	\$/m	30.73

Fuente: Elaboración Propia

## 5.7 COSTO DE VENTILACIÓN.

Los ventiladores utilizados son alquilados los precios son.

Tabla 67  
Costo de alquiler de ventiladores.

COSTO				
VENTILADOR		PRECIO(Soles/Mes)		PRECIO (Dolares/Mes)
ALQUILER VENTILADOR 90000 CFM	S/	15,200.00	\$	4,606.06
ALQUILER VENTILADOR 60000 CFM	S/	11,726.00	\$	3,553.33
ALQUILER VENTILADOR 30000 CFM	S/	6,350.00	\$	1,924.24

Fuente: Elaboración Propia

El estudio realizado de requerimiento de aire en el capítulo IV contempla 1 ventilador de 90000 cfm y 2 ventiladores de 60000 cfm sin embargo a medida de la profundización de la rampa se hace uso de un ventilador de 30000 cfm.

Tabla 68  
Costo de ventilación.

CALCULOS					
Longitud de Rampa 4490	Ventilador 30000cfm	Ventilador 60000cfm	Ventilador 90000cfm	Tiempo de ejecución (mes)	Precio (soles)
150				0.8	\$ -
550	1			1.7	\$ 8,025.71
850	1	1		1.5	\$ 11,899.12
1350	1		1	2.3	\$ 14,841.60
1900	1	1	1	2.7	\$ 26,927.89
2350		2	1	2.3	\$ 21,208.95
<b>TOTAL</b>				<b>11.29</b>	<b>\$ 82,903.27</b>

Fuente: Elaboración Propia

Nota: Costo de ventilación según la distancia ejecutada de la Rampa.

Realizamos el cálculo de costo de ventilación por metro de la Rampa Yumpag

Tabla 69 Costo de Ventilación por metro

CALCULOS		
Costo Total de Ventilacion	\$	82,903.27
Longitud a ejecutar(m)		2980
Costo por metro (\$/m)	\$/m	27.82

Fuente: Elaboración Propia

## 5.8 COSTO DE ENERGÍA.

### 5.8.1 CÁLCULO DE COSTO DE GRUPOS ELECTRÓGENOS.

Según el cálculo de energía necesaria para la mina se dedujo que se necesitan 2 grupos electrógenos “Grupo Electrónico Caterpillar C-27 GE-02”, realizamos el cálculo de costo de los grupos electrógenos por metro de avance.

Tabla 70  
Costo de Grupos Electr6genos.

CALCULOS		
Grupo		Precio
GRUPO ELEC. C-27-1	S/	49,335.00
GRUPO ELEC. C-27-2	S/	49,335.00
Tiempo de ejecucion de Rampa		12 meses
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>S/</b>	<b>1,184,040.00</b>
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>358,800.00</b>
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$/m</b>	<b>120.40</b>

Fuente: Elaboraci3n Propia

Nota: Calculo de costo de alquiler de grupos electr6genos durante el tiempo de ejecuci3n de la Rampa, tipo de cambio 3.3

### 5.8.2 COSTO DE COMBUSTIBLE.

Los grupos electr6genos tienen un consumo diario de 240 Galones de combustible, realizamos el c3lculo de costo de combustible para los grupos electr6genos por metro de avance de la rampa.

Tabla 71  
Consumo de combustible (Grupos Electr6genos).

CALCULOS		
GRUPO ELEC. C-27-1		240 Gl/Dia
GRUPO ELEC. C-27-2		240 Gl/Dia
Precio Combustible		8.3 S/./Gl
Costo Mensual		14400 Gl/Mes
<b>COSTO POR MES</b>	<b>S/</b>	<b>119,520.00</b>
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>S/</b>	<b>1,434,240.00</b>
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>434,618.18</b>
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>\$/m</b>	<b>145.85</b>

Fuente: Elaboraci3n Propia

### 5.9 COSTO DE AIRE COMPRIMIDO.

El compresor es alquilado con un precio Flat por mes, Costo por metro de alquiler de compresor de la Rampa.

Tabla 72  
Costo de Compresor.

<b>CALCULOS</b>		
COMPRESOR GA-250		22440 S./Mes
Tiempo de ejecucion de Rampa		12 Mes
<b>COSTO POR MES</b>	<b>\$</b>	<b>269,280.00</b>
<b>COSTO POR MES</b>	<b>\$</b>	<b>81,600.00</b>
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>\$/m</b>	<b>27.38</b>

Fuente: Elaboración Propia

## 5.10 GASTOS GENERALES

Los gastos generales son todos los costos como sueldos de ingenieros, sueldos administrativos, costos de vehículos, costos de internet, etc., todos los costos que no están en función al avance de la Rampa.

Tabla 73 Gastos Generales

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	INCIDENCIA	US\$	S/.	LEVES SOCIALES	COSTO UNITARIO (S/.)	COSTO TOTAL (S/.)
1	<b>PERSONAL ADMINISTRATIVO LIMA</b>								S/ 40,000.00
2	<b>GASTOS OPERATIVOS LIMA</b>								S/ 20,000.00
3	<b>PERSONAL OPERATIVO MINA</b>								S/ 374,908.42
	<b>Personal de Operación</b>								
3.01	Gerente de Obra	Persona	1	1	S/ 16,000.00		1 S/	27,385.50	
3.02	Jefe de Operación	Persona	1	1	S/ 11,000.00		1 S/	18,827.53	
3.03	Jefe de Turno	Persona	3	1	S/ 7,000.00		1 S/	35,943.47	
	<b>Personal de Soporte Operativo</b>								
3.04	Jefe de Costos	Persona	1	1	S/ 6,500.00		1 S/	11,125.36	
3.05	Geomecánico	Persona	1	1	S/ 6,500.00		1 S/	11,125.36	
3.06	Supervisor de Sostentamiento	Persona	1	1	S/ 3,000.00		1 S/	5,134.78	
3.07	Topógrafos	Persona	2	1	S/ 4,000.00		1 S/	13,692.75	
3.08	Ayudante Topógrafo	Persona	2	1	S/ 3,000.00		1 S/	10,269.56	
	<b>Personal de Seguridad, Ambiente y Salud</b>								
3.09	Jefe SSMA	Persona	1	1	S/ 9,000.00		1 S/	15,404.34	
3.1	Asistente de Seguridad	Persona	1	1	S/ 6,500.00		1 S/	11,125.36	
	<b>Personal de Mantenimiento</b>								
3.11	Jefe de Mantenimiento	Persona	1	1	S/ 9,000.00		1 S/	15,404.34	
3.12	Planeamiento Senior de Mantenimiento	Persona	1	1	S/ 6,000.00		1 S/	10,269.56	
3.13	Mantenedor de Equipo Pesado 01	Persona	6	1	S/ 3,600.00		1 S/	36,970.42	
3.14	Mantenedor de Equipo Pesado 02	Persona	3	1	S/ 2,700.00		1 S/	13,863.91	
3.15	Electricista de Equipo Pesado 01	Persona	6	1	S/ 3,500.00		1 S/	35,943.47	
3.16	Electricista de Equipo Pesado 02	Persona	3	1	S/ 3,300.00		1 S/	16,944.78	
3.17	Electricista Mina 01	Persona	2	1	S/ 3,000.00		1 S/	10,269.56	
3.18	Soldador Mina	Persona	1	1	S/ 1,650.00		1 S/	2,824.13	
	<b>Personal Administrativo</b>								
3.19	Administrador de Obra	Persona	1	1	S/ 6,000.00		1 S/	10,269.56	
3.2	Asistenta Social	Persona	1	1	S/ 4,000.00		1 S/	6,846.37	
3.21	Jefe de Almacén	Persona	1	1	S/ 5,000.00		1 S/	8,557.97	
3.22	Asistente Almacén	Persona	1	1	S/ 4,000.00		1 S/	6,846.37	
3.23	Chóferes Camioneta Operaciones	Persona	6	1	S/ 1,800.00		1 S/	21,743.98	
3.24	Chóferes Camión Servicios	Persona	3	1	S/ 1,800.00		1 S/	10,871.99	
3.25	Chóferes Camión lubricador	Persona	2	1	S/ 1,800.00		1 S/	7,247.99	
4	<b>GASTOS OPERATIVOS MINA</b>		52						S/ 116,902.34
4.01	Alimentación Empleado	Mes	41	21	S/ 30.00		S/	25,830.00	
4.02	Alimentación Obreros	Mes	60	21	S/ 30.00		S/	37,800.00	
4.03	Refrigerio Nocturno	Mes	20	30	S/ 6.62		S/	3,972.00	
4.04	Transp. Personal Externo Lima / Yumpag / Lima	Mes	40	3	S/ 50.00		S/	6,060.00	
4.05	Transp. Personal Externo C.Pasco / Yumpag / C. Pasco	Mes	61	3	S/ 36.30		S/	6,599.34	
4.06	Transp. Personal Interno Campamento-Mina	Mes	1	1	S/ 13,200.00		S/	13,200.00	
4.07	Viviendas	Mes	1	1	S/ 5,000.00		S/	5,000.00	
4.08	Baños Químicos	Mes	1	1	S/ 6,000.00		S/	6,000.00	
4.09	Mantenimiento Campamentos-Oficinas	Mes	1	1	S/ 5,000.00		S/	5,000.00	
4.1	Exámenes Ingreso	Mes	101	0	S/ 250.00		S/	2,104.17	
4.11	Examen Anual, salida	Mes	101	0	S/ 134.00		S/	1,127.83	
4.12	Examen de Trabajo en altura (personal reemplazo)	Mes	12	0	S/ 209.00		S/	209.00	
4.13	Lavandería	Mes	1	1	S/ 4,000.00		S/	4,000.00	
5	<b>Movilidad Sede</b>								S/ 42,286.00
5.01	Camioneta de Operaciones	Mes	1	1	2700 S/	8,910.00	S/	8,910.00	
5.02	Camioneta de Mantenimiento	Mes	1	1	2700 S/	8,910.00	S/	8,910.00	
5.03	Camión de Servicios (personal,material)	Mes	1	1	2550 S/	8,415.00	S/	8,415.00	
5.04	Camión Lubricador-Combustible	Mes	1	1	2550 S/	8,415.00	S/	8,415.00	
5.05	Camioneta de Operaciones (combustible)	Mes	1	200	S/	8.30	S/	1,660.00	
5.06	Camioneta de Mantenimiento (combustible)	Mes	1	200	S/	8.30	S/	1,660.00	
5.07	Camión de Servicios (combustible)	Mes	2	230	S/	8.30	S/	3,818.00	
5.08	Camión Lubricador (combustible)	Mes	1	60	S/	8.30	S/	498.00	
6	<b>Tributos</b>								S/ 273.64
6.01	Licencias de SUCAMEC	Mes	60	1	S/ 35.00		S/	175.00	
6.02	Contratos de Trabajo	Mes	101	1	S/ 11.72		S/	98.64	
7	<b>Equipos de Oficina y Mobiliario</b>								S/ 35,931.75
7.01	Herramientas de Gestión de Seguridad	Mes	1	1	S/ 1,500.00		S/	1,500.00	
7.02	EPP para Personal Gtos Grales	Mes	37	1	S/ 6.82		S/	5,299.14	
7.03	Lampara Minera	Mes	49	1	S/ 1.53		S/	1,574.37	
7.04	Detector de Gases	Mes	12	1	S/ 165.00		S/	1,980.00	
7.05	Picota para Supervisión y portapicotas	Mes	12	1	S/ 5.26		S/	63.15	
7.06	Equipo Topografía (estación total)	Mes	1	1	S/ 1,200.00		S/	1,200.00	
7.07	Eventos Clientes	Mes	1	1	S/ 1,500.00		S/	1,500.00	
7.08	Sistema Comunicación-Internet (enlace satelital)	Mes	1	1	2100 S/	6,930.00	S/	6,930.00	
7.09	Teclés 2Ton ( Operación de Bombeo)	Mes	12	1	S/ 71.98		S/	863.78	
7.1	Entretención televisión y cable + 2 TV	Mes	1	1	S/ 109.00		S/	109.00	
7.11	Telefonía Celular	Mes	5	1	S/ 504.98		S/	2,524.90	
7.12	Telefonía Fijo	Mes	1	1	S/ 950.00		S/	950.00	
7.13	Radios de comunicación motorola	Mes	19	1	S/ 125.00		S/	2,375.00	
7.14	Computadora Personal	Mes	3	1	S/ 50.00		S/	450.00	
7.15	Computadora Escritorio	Mes	9	1	S/ 75.00		S/	75.00	
7.16	Impresora	Mes	1	1	S/ 58.33		S/	58.33	
7.17	DS 024, Art 74 Capacitación anual de 156 hrs	Mes	101	1	S/ 49.00		S/	4,124.42	
7.18	Cámara Digital	Mes	1	1	S/ 66.67		S/	66.67	
7.19	Fletes	Viajes	2	1	S/ 4,000.00		S/	8,000.00	
	<b>TOTAL GASTOS GENERALES</b>								S/ 630,302.16
	<b>TOTAL GASTOS GENERALES</b>								S 191,000.65

Fuente: Área Planeamiento Proyecto Yumpag.

Realizamos el cálculo de costos de gastos generales por metro de avance

Tabla 74 Costo de gastos generales por metro

<b>CALCULOS</b>		
Costo Gastos Generales	\$	191,000.65
Tiempo de ejecución (meses)		12
<b>Costo Total de Gastos generales</b>	<b>\$</b>	<b>2,292,007.85</b>
<b>Total de Gastos generales por metro</b>	<b>\$/m</b>	<b>769</b>

Fuente: Elaboración Propia

### 5.11 RESUMEN DE COSTO TOTAL.

Se realizó el cálculo de costos del avance, sostenimiento, bombeo, ventilación, energía y aire comprimido.

Tabla 75  
Costo Total de ejecución de la Rampa.

<b>CALCULOS</b>		
<b>Resumen de Costos (\$/m)</b>		
Perforación	\$/m	455.61
Voladura	\$/m	27.63
Limpieza	\$/m	241.29
Sostenimiento Pernos	\$/m	207.68
Sostenimiento Shotcrete	\$/m	524.01
Drenaje	\$/m	30.73
Ventilación	\$/m	27.82
Costo de energía Eléctrica (alquiler de Grupos y Combustible para los grupos)	\$/m	266.25
Costo de aire comprimido	\$/m	27.38
Gastos Generales	\$/m	769.00
<b>COSTO TOTAL POR METRO DE RAMPA</b>	<b>\$/m</b>	<b>2,577.41</b>
<b>LONGITUD DE RAMPA</b>	<b>m</b>	<b>2,980.00</b>
<b>COSTO DE CONSTRUCCION DE RAMPA</b>	<b>\$</b>	<b>7,680,676.90</b>
<b>IMPREVISTOS</b>	<b>\$</b>	<b>768,067.69</b>
<b>COSTO TOTAL DE CONSTRUCCION DE RAMPA</b>	<b>\$</b>	<b>8,448,744.59</b>

Fuente: Elaboración Propia

El costo total de la construcción de la Rampa \$ 8,448,774.59

## 5.12 EVALUACIÓN ECONÓMICA.

Para la evaluación económica tomaremos como referencia el cuerpo Camila que tiene un tonelaje inferido de 1257587 TM con una ley de Ag 24.9, Pb 0.6%, Zn 1.2%, Mn 21.4%, en total tiene 31.4 millones de onzas de plata.

Tabla 76  
Valor de cuerpo Camila

CALCULOS	
Toneladas del Cuerpo Camila	1257587 Tn
Ley de Ag	25 Oz/Tn
Contenido de Plata	31439675 Oz
Precio de Ag	18 \$/Oz
<b>Valor del Cuerpo</b>	<b>\$ 565,914,150.00 Dolares</b>

Fuente: Elaboración Propia

Nota: Valor del cuerpo Camila calculado a un precio de 18\$/Oz.

El cuerpo Camila tiene en Valor de \$ 565,914,150.00 Dólares.

La Rampa tiene un valor de construcción de \$8,448,774.59.

La relación de Beneficio/Costo es calculada en función al costo de construcción de la Rampa Yumpag y el valor económico del Cuerpo Camila, cabe recalcar que para la explotación del yacimiento aún falta realizar las labores de preparación (Rampas, Accesos, Galerías, Sub niveles) lo cual disminuirá el valor de B/C, sin embargo, para fines de la tesis usaremos solo el valor de la construcción de la Rampa Yumpag.

$$B/C = \frac{CM.}{CR} = \frac{\$ 565,914,150.00}{\$8448774.59} = 66.98 > 1 \therefore \text{ES RENTABLE EL PROYECTO}$$

## CONCLUSIONES

1. El diseño de la malla de perforación utilizando el algoritmo de Holmberg optimiza el avance de la Rampa Yumpag del nivel obteniéndose un avance promedio por disparo de 4.4 metros con el Bommer M de 2 brazos con 16 pies de barra, obteniéndose también hastiales y corona uniformes por sobre excavación, esto optimiza también los tiempos de desate y sostenimiento, mediante el método excavación a sección completa.
2. El diseño de sostenimiento se realizó basado en un análisis de esfuerzo tensión y un análisis de cuñas de la Rampa Yumpag, del análisis se obtuvo que la zona de plastificación mayor al momento de la instalación de los elementos de sostenimiento es de 1.247 metros en el hastial derecho y un factor de seguridad 0.95 en los hastiales, del análisis de cuñas se obtuvo que existe la presencia de un bloque de roca de 2.0394 ton en la corona con un factor de seguridad de 0, se concluye que el sostenimiento activo “Pernos Helicoidales” tienen que tener una longitud mayor a 1.247, después de la instalación de los pernos y shotcrete 2” se obtiene un factor de seguridad de 4.72.
3. El Caudal de agua en la Rampa Yumpag que es evacuada es de 35 Lt/seg. Que es un caudal considerable, sin embargo, con la infraestructura adecuada y las bombas seleccionadas es posible la evacuación del agua sin que interfiera en las operaciones.
4. Al evaluar el costo de construcción de la Rampa Yumpag, determinamos que el costo por metro de la rampa es de \$ 2,577.11, el costo total de construcción de la Rampa Yumpag será de \$ 8,448,774.59 sin embargo solo el cuerpo Camila tiene un Valor en Ag de \$ 565,914,150.00, la relación de Beneficio/Costo es de 66.98, lo que nos indica la factibilidad del proyecto.

## RECOMENDACIONES.

1. Al hacer una evaluación de costos de la Rampa Yumpag se debe tomar en cuenta diversos factores que van a afectar al costo de las actividades desde el método de cálculo que puede considerar subtareas individuales hasta un cálculo analítico por naturaleza de costo (Suministros, Implementos de seguridad, Mano de obra). Cabe resaltar que para el cálculo analítico se debe considerar de vital importancia el cálculo de incidencia en el tareaje por parte del personal involucrado, el cual se optimizará con un estudio de tiempos.
2. Para evaluar la ejecución de los parámetros técnicos del ciclo de minado, es necesaria una constante supervisión para cumplir con los parámetros de diseño de las mallas de perforación y voladura en el campo. Esto asegurará que los costos se mantengan en un margen justificado, que los índices de producción mejoren y que los resultados de la voladura sea el óptimo para mejorar los demás subprocesos (sostenimiento, ventilación, carguío, acarreo)
3. Para la construcción de este tipo de trabajos Rampa Yumpag es preciso seleccionar personal calificado que cuente con aptitudes adecuadas y con amplia experiencia, ya que el logro de los objetivos depende mucho de ello, debido a la exactitud y complejidad donde se desarrollan las operaciones.

## BIBLIOGRAFIA

- Briceño, H. V. (2019). *Tesis "EVALUACION DE RENDIMIENTO DE VOLQUETES MARCA IVECO VS MARCA VOLVO PARA LA RENOVACION DE EQUIPOS DE ACARREO DE MINERAL"*. HUANCAYO: UNIVERSIDAD CONTINENTAL.
- CAT. (2015). Cargador para Minería Subterránea R1600G. *CAT*, 15.
- Cerno, L. (23 de Junio de 2020). *es.slideshare.net*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/Leo71/evaluacin-financiera-de-proyectos-de-inversin>
- COPCO, A. (8 de Diciembre de 2011). <http://revistamakinariapesada.com/>. Obtenido de <http://revistamakinariapesada.com/>: <http://revistamakinariapesada.com/el-boomer-s1-d-de-atlas-copco/>
- Cubillas, M. P. (2017). *SOSTENIMIENTO EN MINERIA*. Tacna: UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHAMANN.
- DAVID, R. (2012). *TESIS "MINERIA SIN RIELES APLICADO EN LA UNIDAD MINERA ARCATA"*. HUAMANGA: UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA.
- EXSA. (2009). *MANUEAL PRACTICO DE VOLADURA*. LIMA: EXSA.
- FAMESA. (2019). EMULSIÓN / HIDROGEL ENCARTUCHADA. *ALTOS EXPLOSIVOS*, 29.
- GUERRA, A. J. (30 de AGOSTO de 2011). *MECADOTECNIA*. Obtenido de [www.mecanotecnia.blogspot.com](http://www.mecanotecnia.blogspot.com): <http://mecanotecnia.blogspot.com/2011/08/maquinaria-pesada-minera-primera-parte.html>
- Guía de criterios geomecánicos para diseño, c. s. (2017). *Osinergmin*. Lima: OSINERGMIN.
- GUTIÉRREZ VALERO, W. A. (2017). *Tesis "PROFUNDIZACIÓN MEDIANTE RAMPA 550 ZIGZAG CON SISTEMA"*. AREQUIPA: UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA.

- Hoek, E. (2000). *The development of rock engineering* . Toronto: University of Toronto.
- Hugo Mendieta Espinoza, F. A. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCIÓN, SUPERVISIÓN Y CIERRE DE LABORES SUBTERRÁNEAS*. Lima, Perú : NVERSIONES IAKOB S.A.C.
- LONGYEAR, B. (2018). HERRAMIENTAS DE PERFORACIÓN DE MARTILLO SUPERIOR. *HERRAMIENTAS DE PERFORACIÓN*, 12.
- MEM. (2017). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Lima: Diario el Peruano.
- MENDOZA MUÑOZ, N. (2014). *Tesis “OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA APLICANDO UN MODELO MATEMÁTICO APLICANDO UN MODELO MATEMÁTICO*. HUANCAYO: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU.
- Pedro Ramírez Oyanguren, L. A. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Madrid.
- putzmeister. (13 de Agosto de 2020). *putzmeister*. Obtenido de <http://bestsupportunderground.com/logistica-del-shotcrete/>
- revistaseguridadminera. (20 de Agosto de 2019). *www.revistaseguridadminera.com*. Obtenido de <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/caracteristicas-de-los-pernos-de-roca/>
- rock-tool. (13 de setiembre de 2020). <http://www.rock-tool.cn/>. Obtenido de <http://www.rock-tool.cn/broca-de-botones-retr%C3%A1ctil-4.html>
- Roger Holmberg, P.-A. P. (1994). *Rock Blasting and Explosives*. United States of America: Library of Congress Cataloging-in-Publication Data.

SUAREZ, E. A. (2016). *Tesis "OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS MEDIANTE LA PROFUNDIZACION DE LA RAMPA NEGATIVA ENTRE LOS NIVELES 2900-2650 VANKAR EIRL SAC"*. AREQUIPA: UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA.

TORRES, R. W. (2016). *Tesis "DISEÑO Y SIMULACIÓN DE RED DE VENTILACIÓN CON EL SOFTWARE VENTSIM VISUAL EN LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL MINSUR S.A."*. Puno: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO.

venturedrillingsupply. (Lunes de Junio de 2020). *venturedrillingsupply.com*. Obtenido de

venturedrillingsupply.com:

<https://venturedrillingsupply.com/showrooms/Atlas+Copco/Boring+and+Drilling+Machines/Drilling+Machines/Boomer+M/5c1b7a2cd7457476cb030866/>

zitrón. (2012). *VENTILACIÓN DE MINAS*. Gijón, España.

ZUÑIGA, C. L. (2008). *SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE VÍA HÚMEDA EN LA MINA*. Lima: UNIVERSIDAD RICARDO PALMA.

## INDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1 Operacionalización de Variables</i> .....	6
<i>Tabla 2 Guía para la estimación del grado de perturbación D de un macizo rocoso. Según Hoek et al. (2002)</i> .....	13
<i>Tabla 3 Rango de resistencia</i> .....	25
<i>Tabla 4 Cuadro valoración y nomenclatura para el espaciamiento</i> .....	26
<i>Tabla 5 Cuadro valoración y nomenclatura para la persistencia</i> .....	26
<i>Tabla 6 Cuadro valoración y nomenclatura para la Apertura</i> .....	26
<i>Tabla 7 Cuadro valoración y nomenclatura para el relleno</i> .....	27
<i>Tabla 8 Cuadro valoración y nomenclatura para la Rugosidad</i> .....	27
<i>Tabla 9 Cuadro valoración y nomenclatura para la Meteorización</i> .....	27
<i>Tabla 10 Cuadro valoración y nomenclatura para número de familias</i> .....	28
<i>Tabla 11 Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de Rugosidad</i> .....	29
<i>Tabla 12 Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de alteración</i> .....	30
<i>Tabla 13 Cuadro nomenclatura para discontinuidades</i> .....	31
<i>Tabla 14 Cuadro de resistencia de la Caliza y Marmol</i> .....	35
<i>Tabla 15 Clasificación para agregados combinados.</i> .....	38
<i>Tabla 16 Diseño de mezcla de Shotcrete</i> .....	42
<i>Tabla 17 Reservas Minerales Proyecto Yumpag.</i> .....	81
<i>Tabla 18 Dimensiones de Labores Mineras.</i> .....	87
<i>Tabla 19 Carga lineal por cartucho según explosivo</i> .....	101
<i>Tabla 20 Tabla de resumen de resultados de Burden y Espaciamiento y numero de taladros.</i> .....	122
<i>Tabla 21 Malla de Perforación Rp Yumpag 4490</i> .....	123
<i>Tabla 22 Estimación de Velocidad de perforación</i> .....	124
<i>Tabla 23 Estimación de tiempo de perforación de frente.</i> .....	125
<i>Tabla 24 Costo de Perforación de Rampa</i> .....	126
<i>Tabla 25 Cálculo de factor potencia.</i> .....	141
<i>Tabla 26 Calculo de eficiencia por disparo</i> .....	141

<i>Tabla 27 Costo de Ventilación por metro .....</i>	<i>142</i>
<i>Tabla 28 Cálculo de Sección de Rampa .....</i>	<i>145</i>
<i>Tabla 29 Cálculo de toneladas por disparo .....</i>	<i>146</i>
<i>Tabla 30 Estimación de tiempos a los 100 metros.....</i>	<i>146</i>
<i>Tabla 31 Estimación de tiempo de acarreo a los 60 metros. ....</i>	<i>147</i>
<i>Tabla 32 Estimación de tiempos a los 20 metros. ....</i>	<i>148</i>
<i>Tabla 33 Estimación de tiempo promedio por ciclo de Scoop.....</i>	<i>149</i>
<i>Tabla 34 Cálculo de rendimiento de Scooptra ms. ....</i>	<i>149</i>
<i>Tabla 35 Costo de limpieza de Rampa .....</i>	<i>150</i>
<i>Tabla 36 Diseño de Mezcla.....</i>	<i>164</i>
<i>Tabla 37 Costo de lanzamiento de Shotcrete.....</i>	<i>168</i>
<i>Tabla 38 Costo de instalación de pernos Helicoidales de 8 pies .....</i>	<i>169</i>
<i>Tabla 39 Cuadro de caudal de aires según cota.....</i>	<i>171</i>
<i>Tabla 40 Cuadro de velocidades mínimas por agente de voladura. ....</i>	<i>172</i>
<i>Tabla 41 Caudal requerido para personas. ....</i>	<i>172</i>
<i>Tabla 42 Hp Efectivos de equipos Diesel.....</i>	<i>172</i>
<i>Tabla 43 Caudal de aire para equipos diesel. ....</i>	<i>173</i>
<i>Tabla 44 Caudal para dilución de explosivos .....</i>	<i>173</i>
<i>Tabla 45 Caudal requerido para la Rampa.....</i>	<i>173</i>
<i>Tabla 46 Precio de los Ventiladores.....</i>	<i>178</i>
<i>Tabla 47 Resumen costo de Ventilación por metro .....</i>	<i>179</i>
<i>Tabla 48 Resumen de potencia de bombas requeridas. ....</i>	<i>198</i>
<i>Tabla 49 Costos de alquiler de bombas. ....</i>	<i>198</i>
<i>Tabla 50 Resumen de costo de Bombeo por metro de la Rampa .....</i>	<i>199</i>
<i>Tabla 51 Metraje total de labores a ejecutar .....</i>	<i>203</i>
<i>Tabla 52 Cálculo de tiempo de ejecución de la Rampa Yumpag .....</i>	<i>203</i>
<i>Tabla 53 P.U de Perforación de Rampa 4.5x4.5 .....</i>	<i>205</i>

<i>Tabla 54 Costo Total de perforación de la Rampa Yumpag</i> .....	206
<i>Tabla 55 Cálculo de costo de explosivos.</i> .....	206
<i>Tabla 56 Costo de Voladura por metro.</i> .....	206
<i>Tabla 57 Costo Unitario Limpieza</i> .....	207
<i>Tabla 58 Costo Unitario de instalación de pernos Helicoidales de 8 pies.</i> .....	209
<i>Tabla 59 Costo total de instalación de pernos Helicoidales en Proyecto Yumpag.</i> .....	210
<i>Tabla 60 Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2".</i> .....	211
<i>Tabla 61 Rendimiento de Lanzado de Shotcrete.</i> .....	212
<i>Tabla 62 Costo Total de lanzado de Shotcrete en Proyecto Yumpag.</i> .....	212
<i>Tabla 63 Escenarios de Sistemas de Bombeo.</i> .....	213
<i>Tabla 64 Costo de bombas.</i> .....	213
<i>Tabla 65 Bombas necesarias.</i> .....	214
<i>Tabla 66 Costo de bombeo por metro</i> .....	214
<i>Tabla 67 Costo de alquiler de ventiladores.</i> .....	214
<i>Tabla 68 Costo de ventilación.</i> .....	215
<i>Tabla 69 Costo de Ventilación por metro</i> .....	215
<i>Tabla 70 Costo de Grupos Electrógenos.</i> .....	216
<i>Tabla 71 Consumo de combustible (Grupos Electrógenos).</i> .....	216
<i>Tabla 72 Costo de Compresor.</i> .....	217
<i>Tabla 73 Gastos Generales</i> .....	218
<i>Tabla 74 Costo de gastos generales por metro</i> .....	219
<i>Tabla 75 Costo Total de ejecución de la Rampa.</i> .....	219
<i>Tabla 76 Valor de cuerpo Camila</i> .....	220