

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL
CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE INCLINADO 223 PARA EL INCREMENTO DE
RESERVAS MINERALES EN LA VETA PAOLA, MINERA YANAQUIHUA S.A.C. –
AREQUIPA”**

Para optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas

Presentado por:

Bach. CÉSAR FEDERICO VELARDE CAMPANA.

Asesor:

MAGISTER FÉLIX ARELLANO CHOQUE

CUSCO – 2019

DEDICATORIA

Sin duda, mi esfuerzo es gracias al apoyo de Dios; que a través de su palabra supo guiarme por el camino tortuoso que es la vida. Enseñándome el valor del esfuerzo y el sacrificio ante un reto personal como fue esta investigación. Por lo cual, dedico esta investigación a él.

A la primera mujer de mi vida que es mi madre, por su apoyo incondicional y por darme el regalo de formarme como soy ahora. Así mismo, a mis familiares que son el fin y el medio para ser feliz.

CESAR FEDERICO VELARDE CAMPANA

AGRADECIMIENTO

A DIOS, por darme el aliento de vida, el don del conocimiento y la capacidad de discernir. Y darme la lucidez para emprender esta investigación.

A mi madre, familiares, enamorada, amigos y compañeros; quienes a través de los puntos diversos de cada uno me dieron muchas maneras de ver un mismo problema. Así mismo, les doy las gracias a todas las personas que estuvieron en esas largas conversaciones sobre la ingeniería y su aplicación en las minas retroalimentándome y acompañando en esa vida académica que hoy rinde sus frutos.

Por ultimo y menos importante, quiero dar las gracias a todos los profesores del campus de la Universidad San Antonio Abad de Cusco, específicamente de la carrera de Ingeniería de Minas, por darme no solo conocimientos teóricos y académicos sino también el perfil profesional necesario para el servicio a la sociedad.

RESUMEN

Se sabe que los piques tienen la función principal de ser un objeto comunicador; entre la parte interna de una mina subterránea y el exterior. Sin embargo, su función no se limita al traslado de los recursos mineros, si no también; al traslado del personal entre los distintos niveles de una mina; así también, del traslado de servicios y materiales que ayuden a cumplir los objetivos de esta empresa. Por tanto, la elección de la ubicación más óptima junto con los recursos más adecuados y el mejor método de profundización para este proyecto adquieren una importancia preeminente.

Para el correcto análisis de la mejor alternativa en la instalación del pique propuesto se describió cada etapa en la instalación como son: bombeo, sostenimiento, ventilación, limpieza, voladura y perforación. De cada una de estas etapas, se realizó un proceso de evaluación costo- beneficio para determinar las mejores alternativas. Además, se hizo uso de información secundaria (uso de papers y libros relacionados con el tema) como teorías o leyes físicas y de ingeniería, así como de información primaria como trabajo de campo y consulta directa con los dueños de los recursos, materiales y capital físico. Específicamente, para la implementación de piques, se opta por el análisis de eficiencia en los procesos y disminución de los costos de operación.

Por tanto, la presente investigación intenta demostrar y plasmar la mejor alternativa para la implementación de un pique inclinado en la veta Paola (minera Yanaquihua) en la unidad de producción de Alpacay; específicamente en la zona Esperanza I. Se consideró, la eficiencia y la reducción de los costes como consecuencia de su implementación. Así mismo, también se evaluó que estas alternativas no tengan impacto nocivo en la explotación del mineral en las zonas de la superficie (su implementación no genere externalidades graves)

ÍNDICE GENERAL

I.	PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	18
1.1	Planteamiento del problema.....	18
1.2	Formulación del problema	18
1.2.1	Problema General.....	18
1.2.2	Problemas Específicos	18
1.3	Objetivos de la investigación.....	19
1.3.1	Objetivo General.....	19
1.3.2	Objetivos Específicos.....	19
1.4	Justificación y delimitación de la investigación	19
1.4.1	Justificación de la investigación	19
1.4.2	Alcances y limitaciones de la investigación	20
1.5	Variables e indicadores	20
1.5.1	Variable dependiente	20
1.5.2	Variables independientes	20
1.5.3	Universo/población y muestra	21
1.5.3.1.	Población.....	21
1.5.3.2.	Muestra	21
1.6	Hipótesis de la Investigación	22
1.6.1	Hipótesis general.....	22
1.6.2	Hipótesis específicas.....	22
1.7	Diseño metodológico de la investigación	24
1.7.1	Método de la investigación	24
1.7.1.1.	Método general.	24

1.7.1.2. Metodología específica	24
1.7.2 Nivel de investigación.....	24
II. MARCO TEÓRICO	26
2.1 Antecedentes.....	26
2.1.1 Antecedentes a nivel internacional	26
2.1.2 Antecedentes a nivel nacional.....	26
2.2 Bases teóricas.....	28
2.2.1 Operaciones unitarias del ciclo de minado	28
2.2.1.1. Perforación.....	28
2.2.1.2. Voladura.....	28
2.2.1.3. Ventilación.....	28
2.2.1.4. Limpieza	29
2.2.1.5. Acarreo.....	29
2.2.1.6. Sostenimiento.....	30
2.2.1.7. Transporte.....	31
2.2.1.8. Drenaje	31
2.2.1.9. Izaje	32
2.3 Pique minero.....	32
2.3.1.1. Pique vertical.....	33
2.3.1.2. Pique inclinado	33
2.3.2 Factores de diseño de un pique minero	33
2.3.2.1. Factores económicos	33
2.3.2.2. Factores operacionales	33
2.3.2.3. Factores geológicos	34
2.3.3 Parámetros de perforación.....	34

2.3.3.1. Dirección de la perforación	34
2.3.3.2. Diámetro y longitud de perforación	34
2.3.4 Parámetros de voladura	34
2.3.4.1. Parámetros en la voladura de rocas	34
2.3.4.2. Parámetros Controlables.....	35
2.3.4.3. Factor de carga (Kg/m3).....	37
2.3.5 Sistema de izaje y componentes	37
2.4 Equipos y máquinas de perforación	37
2.4.1 Perforadora neumática.....	37
2.4.2 Accesorios de Perforación.....	38
2.4.3 Compresor eléctrico	40
2.5 Diseño de perforación	41
2.5.1 Malla de perforación	41
2.5.2 Distribución y denominación de taladros	42
2.5.3 Métodos de arranque:.....	42
2.5.3.1. Corte Quemado O Paralelo (BURT CUT)	42
2.5.3.2. Corte en cuña o en “V” (WEDGE CUT)	42
2.5.3.3. Corte en pirámide o diamante (CENTE CUT).....	43
2.5.3.4. Corte en cuña de arrastre (DRAG O DRAW CUT).....	43
2.5.3.5. Corte en abanico (FAN CUT)	43
2.5.3.6. Trazos de tanda.....	43
2.6 Clasificación geomecánica	43
2.6.1 Índice de Calidad de la Roca (RQD).....	43
2.6.2 Clasificación de Bieniawski (RMR).....	44
2.6.3 Clasificación de Barton (Q).....	46

2.7	Método de explotación	50
2.7.1	Definición del Método de Explotación	50
2.7.2	Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente	51
2.8	Evaluación técnica.....	51
2.9	Evaluación económica.....	51
2.10	Estándares operacionales.....	54
2.11	Rendimiento y productividad	54
2.11.1	Rendimiento	54
2.11.2	Productividad.....	54
III.	INFORMACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO.....	55
3.1	Ubicación.....	55
3.2	Accesibilidad.....	55
3.3	Reseña histórica.....	56
3.4	Clima y vegetación.....	57
3.5	Hidrografía	58
3.6	Geología	58
3.6.1	Geología regional	58
3.6.1.1.	Complejo Basal de la Costa (Pe-gn).....	60
3.6.1.2.	Formación Caraveli (Ti-ca).....	61
3.6.1.3.	Grupo Tacaza (Tm-ta).....	62
3.6.1.4.	Formación Huaylillas (Tm-hu).....	62
3.6.1.5.	Formación Sencca (Tp-vse).....	63
3.6.1.6.	Grupo Barroso Inferior (TQp-ba).....	64
3.6.1.7.	Cuaternario (Q-al)	64
3.6.2	Geología local.....	67

3.6.2.1. Yacimiento mineral.....	67
3.6.2.2. Alteración hidrotermal.....	67
3.6.3 Geología económica.....	68
3.6.3.1. Mineralogía.....	71
3.6.3.2. Veta Paola.....	71
3.7 Operaciones unitarias mina.....	72
3.7.1 Características.....	72
3.7.2 Método de explotación corte y relleno ascendente.....	72
3.7.2.1. Preparación.....	72
3.7.2.2. Ciclo de minado.....	73
3.8 Servicios Generales.....	75
3.8.1 Talleres de mantenimiento.....	75
3.8.2 Aire comprimido.....	76
3.8.3 Ventilación.....	77
3.8.4 Drenaje.....	80
IV. DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE INCLINADO.....	81
4.1 Criterios de clasificación del macizo rocoso.....	81
4.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	82
4.1.2 Factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso excavado.....	84
4.1.2.1. Hidrológicos.....	84
4.1.2.2. Tensionales.....	84
4.1.2.3. Constructivos.....	85
4.2 Caracterización del macizo rocoso del pique inclinado 223.....	85
4.2.1 Distribución de discontinuidades.....	85
4.3 Profundización del pique.....	85

4.3.1 Consideraciones generales	86
4.3.2 Objetivos de la profundización del pique.....	86
4.3.3 Características del pique inclinado.....	86
4.3.4 Descripción del método de construcción.....	86
4.3.4.1. Método de banqueo	87
4.3.5 Cronograma de actividades del turno de trabajo.....	87
4.4 Parámetros de perforación y voladura.....	88
4.4.1 Perforación.....	88
4.4.1.1. Dirección de perforación.....	88
4.4.1.2. Diámetro de perforación	89
4.4.1.3. Profundidad mínima del taladro.....	89
4.4.1.4. Equipo de perforación.....	89
4.4.1.5. Diseño de malla	90
4.4.1.6. Tiempo de perforación por disparo).....	90
4.4.2 Voladura.....	91
4.4.2.1. Explosivos y accesorios utilizados.....	95
4.4.2.2. Sistemas de iniciación.....	95
4.4.2.3. Tiempo de cargado.....	95
4.4.3 Sistema de izaje para material roto	96
4.4.3.1. Balde o Skip.....	96
4.4.3.2. Capacidad del balde	96
4.4.3.3. Peso del Balde Cargado	97
4.4.3.4. Peso del balde	97
4.4.3.5. Calculo del peso que el cable deberá soportar	97
4.4.3.6. Resistencia a la ruptura del cable.....	98

4.4.3.7. Longitud del Cable	98
4.4.3.8. Tipo de cable	98
4.4.3.9. Diámetro del Tambor	99
4.4.3.10. Diámetro de la polea.....	100
4.4.3.11. Longitud total del cable necesario.....	101
4.4.3.12. Peso del Cable	101
4.4.3.13. Sistema de soporte de la polea	102
4.4.3.14. Peso de la estructura de soporte de la polea	102
4.4.3.15. Peso total a soportar.....	102
4.4.3.16. Selección del winche	103
4.4.3.17. Tipo de winche auxiliar	104
4.4.3.18. Código de timbrado para el Winche.....	104
4.4.4 Ventilación	105
4.4.4.1. Tipo de ventilación	105
4.4.4.2. Cantidad de aire necesario por el número de personas	105
4.4.4.3. Cantidad de aire necesario por la cantidad de sustancia explosiva	106
4.4.4.4. Cantidad de aire necesario por la máquina perforadora utilizada	106
4.4.5 Sostenimiento del pique inclinado	106
4.4.5.1. Sostenimiento definitivo.....	106
4.4.5.2. Sostenimiento con cuadros de madera	110
4.4.5.3. Sostenimiento con madera ventajas y desventajas	112
4.5 Parámetros económicos financieros	114
4.5.1 Costos	114
V. RESULTADOS DEL PROYECTO	119
5.1 Estimación técnica, económica	119

5.1.1 Estimación técnica.....	119
5.1.2 Estimación económica.....	119
5.1.2.1. Financiamiento	119
5.1.2.2. Costo OPEX	120
5.1.2.3. Resultado de producción de concentrado	120
5.1.2.4. Cálculo de flujos.....	120
5.1.2.5. Resultados económicos VAN, TIR, B/C y Pay Back.....	121

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Variables e Indicadores	21
Tabla 2: Matriz de consistencia.....	23
Tabla 3: Tabla de Calidad de Roca.	44
Tabla 4: Tabla de valorización para la caracterización del macizo rocoso.....	45
Tabla 5: Corrección por la orientación de discontinuidades	45
Tabla 6: Clasificación del macizo rocoso.....	46
Tabla 7: Clasificación RQD.	47
Tabla 8: Numero de sistemas de juntas J_n	47
Tabla 9: Número de la rugosidad de las fisuras J_r	47
Tabla 10: Numero de alteraciones de las fisuras J_a	48
Tabla 11: Factor de reducción por la presencia de agua en las juntas J_w	48
Tabla 12: Factor de reducción por esfuerzos SRF	49
Tabla 13: Dimensión equivalente del túnel ESR.....	50
Tabla 14: Ábaco de RQD.	50
Tabla 15: Accesibilidad a la Unidad Minera Yanaquihua	55
Tabla 16: Tabla litológica.....	71
Tabla 17: Criterios de clasificación del macizo rocoso.....	81
Tabla 18: Tabla Geomecánica.	83
Tabla 19: Actividades del turno.	87
Tabla 20: Perforación y voladura.	88
Tabla 21: Características de la perforadora	89
Tabla 22: Perforación con barreno de 4 pies y broca de 38mm.....	91
Tabla 23: Características y accesorios de voladura.....	92
Tabla 24: Distancia entre taladros	92
Tabla 25: Coeficiente o factor de roca	93
Tabla 26: Tiempos de cargado de taladros.....	95
Tabla 27: Características del balde.....	96
Tabla 28: Características Técnicas del Cable de Acero	99
Tabla 29: Longitud total del cable necesario.....	101
Tabla 30: Características del winche auxiliar.....	104

Tabla 31: Tipo de Roca	107
Tabla 32: Tabla de G.S.I	108
Tabla 33: Formato del área de geomecanica	109
Tabla 34: División del pique inclinado 223	110
Tabla 35: Sostenimiento con cuadro en caja piso	110
Tabla 36: Escalera y descansos cada 2.40m	111
Tabla 37: Presupuesto para el PQ 223 para los 50m del proyecto	111
Tabla 38: Propiedades mecánicas del eucalipto	112
Tabla 39: Esfuerzos admisibles del eucalipto	113
Tabla 40: Datos de campo	113
Tabla 41: Tabla de costos pique-223	114
Tabla 43: Tabla de costos equipos, maquinaria y iluminación	116
Tabla 44: Costos de Explosivos, muebles y enseres	117
Tabla 45: Costos de Ingeniero residente	118
Tabla 46: Costos OPEX	118
Tabla 47: Financiamiento Bancario	119
Tabla 48: Costos Opex	120
Tabla 49: Flujo de caja	120
Tabla 50: Resultados	121

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Grados de sostenimiento.....	30
Figura 2: Jack Leg.....	38
Figura 3: Barrenos Cónicos.....	39
Figura 4: Partes del barreno.....	39
Figura 5: Brocas.....	40
Figura 6: Compresor Eléctrico.....	40
Figura 7: Diseño de corte.....	41
Figura 8: Tipo de Cortes.....	42
Figura 9: Accesibilidad a MYSAC.....	56
Figura 10: Geología regional de Yanaquihua.....	60
Figura 11: Columna estratigráfica de la Unidad Minera Yanaquihua.....	65
Figura 12: Plano geológico superficial.....	66
Figura 13: Alteración Hidrotermal y Afloramiento de Estructuras Mineralizadas.....	68
Figura 14: Mina Alpacay franjas mineralizadas.....	70
Figura 15: Veta Paola.....	72
Figura 16: Método de explotación corte y relleno ascendente.....	73
Figura 17: Máquina perforadora Jack Leg YT - 29A.....	74
Figura 18: Talleres de mantenimiento.....	76
Figura 19: Compresora estacionaria de marca Sullair.....	77
Figura 20: Tanques de aire comprimido.....	77
Figura 21: Sistema de ventilación.....	78
Figura 22: Plano topográfico subterráneo.....	79
Figura 23: Método de banqueo.....	87
Figura 24: Diseño de malla.....	90
Figura 25: Cable de acero Cascabel.....	99
Figura 26: Relación entre diámetro del cable y el diámetro de la polea.....	100
Figura 27: Winche auxiliar.....	104
Figura 28: Código de timbrado.....	104
Figura 29: Destaje o mortero para cuadros de madera.....	111

INTRODUCCIÓN

La finalidad fundamental de esta investigación fue determinar la opción más viable en la instalación de un pique 223 en la proyección de la veta Paola. En otras palabras, el objetivo de esta tesis fue determinar la factibilidad en la instalación de un pique que servirá como nexo de comunicación con el exterior para la mayor explotación minera de los niveles inferiores y la mejora en la eficiencia de extracción actual.

Acorde a las proyecciones hechas y el estudio geológico realizado, el pique 223 programado deberá acceder hasta la cota de 2000 con posibilidad de extender esta capacidad al realizar futuros estudios. Es así, se consideró las futuras extensiones en el pique a realizar. Por tanto, el proyecto con proyección a futuro se dividirá en dos etapas: la primera será desde la superficie hasta el nivel 2000, aclarando se anticipó la elaboración del pique inicial de 01 niveles de 50 metros, en la segunda etapa se evaluó una profundidad desde el nivel 1500.

Aclarado el plan a seguir para la construcción del pique, el tiempo de duración de la profundización del mismo fue de seis meses. Es así que el capital físico o recurso necesario para llevar a cabo la obra fue una tambora con un winche de 15 HP, considerando todos las herramientas, controles y recursos de trabajo para su implementación. Los recursos específicos necesarios para la instalación y sostenimiento del pique junto con sus accesos fueron una malla electrosoldada, unos anillos de madera, cuadro de madera, etc.

Para la correcta ejecución del pique inclinado y según las normas de seguridad en el trabajo dadas por el Ministerio de Trabajo y Promoción del Empleo, es necesario un ingeniero de seguridad con conocimientos y capacitación en trabajos de alto riesgo y en zonas de altura que observe y controle la correcta realización del mismo. Aclarando, el potencial minero considerado fue el oro (Au) cuya ubicación para corroborar está por debajo del Nv de 6,200 TM.

La presente investigación se divide en V capítulos de la siguiente manera:

CAPITULO I: Planteamiento del problema, formulación del problema, objetivo general y específicos, justificación; donde se plasma el hilo conductor de la investigación, así como su origen y cuestión del mismo para luego plasmar las finalidades de esta investigación. Considerando por qué fue importante realizar este trabajo. El proceso de definición del problema objeto de investigación se dio a través de una matriz de consistencia, la cual resume los

problemas, objetivos y definiciones de las variables consideradas. Además, dentro de esta matriz se considera a la población y muestra.

CAPITULO II: Marco teórico, bases teóricas, hipótesis, definición operativa de las variables e indicadores. En este apartado, definimos el armazón teórico de nuestras variables y dimensiones. Así también, se describe los antecedentes o trabajos similares en otras universidades. Así también se considera las definiciones de los conceptos más importantes. Esto dará paso a la formulación de las hipótesis, ya sean generales o específicas.

CAPITULO III: Información del área de estudio, accesibilidad, reseña histórica, geología local, geología regional. En este apartado, se describe el diagnóstico temporal y espacial de Pique inclinado considerando el contexto local y regional. Así también el aspecto geológico. Así mismo se hace un resumen de la parte metodológica de la investigación.

CAPITULO IV: Diseño y construcción del pique inclinado. Este apartado se caracteriza por dar valor al aspecto técnico a través de la descripción de los recursos necesarios para la construcción del pique inclinado y sus respectivos costos y evaluación económica financiera. Considerando el sistema izaje y su dimensionamiento.

CAPITULO V: Resultados del proyecto, presentación de resultados y discusión. Por último, se tiene la presentación de los resultados y las conclusiones correspondientes para dar paso a la discusión.

CAPITULO I

I. PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento del problema

La empresa encargada de la explotación aurífera en la zona Esperanza II de 2050 en la veta Paola es la empresa Yanaquihua S.A.C. De los cuales, se evidencia que las reservas de mineral se agotan con cada año de aprovechamiento esto se traduce en que la vida media de la mina se va agotando. Sin embargo, los nuevos estudios geológicos demuestran indicios de mineralización en zonas más profundas de la mina, específicamente en los niveles inferiores al 2050. Esto vuelve la planeación de un pique más atractivo junto con el hecho de la disponibilidad de recursos para su construcción.

Por tanto, la implementación del proyecto de investigación adquiere preguntas importantes cómo, cuándo, dónde y cuanto será el costo con una proyección de extensión de la veta Paola. La importancia de la construcción de un pique inclinado va de la mano con la proyección que se desea hacer en los niveles interiores con la finalidad de incrementar la producción, ya que la producción actual se ha visto menguada gracias a que la vida útil de la mina se está agotando, sobre todo del nivel principal. Entonces, la construcción del pique inclinado se vuelve una necesidad si se quiere prolongar la exploración y por ende la explotación de la mina de los niveles inferiores.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema General

¿La construcción del pique inclinado 223, permitirá incrementar las reservas minerales en la veta Paola, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.?

1.2.2 Problemas Específicos

- ¿Qué parámetros se necesitarán para las operaciones unitarias, en la construcción del pique inclinado 223?
- ¿Qué condiciones serán necesarias para cumplir y establecer un sistema de izaje adecuado, en la construcción del pique inclinado 223?

- ¿Qué factores afectaran directamente en el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo General

Proyectar la construcción del pique inclinado 223, para incrementar las reservas minerales, en el área de la veta Paola, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Especificar los parámetros necesarios para las operaciones unitarias de perforación y voladura para la construcción del pique inclinado 223.
- Diseñar un sistema de izaje de acuerdo a las condiciones establecidas para la extracción del material excavado del pique inclinado 223.
- Calcular el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223.

1.4 Justificación y delimitación de la investigación

1.4.1 Justificación de la investigación

Esta investigación es importante porque brindará un mayor conocimiento sobre la construcción de piques en zonas de altura y en proyectos mineros. Evaluando y utilizando los mejores métodos para optimizar su construcción. Así mismo, esta investigación se encargará de dar mayor conocimiento sobre la optimización; está relacionada con la minimización de los costos operativos, el ahorro de tiempo y la posibilidad de trasladar la mayor cantidad de material.

Así mismo, el desarrollo de este trabajo contribuirá a que la empresa Yanaquihua tenga herramientas de consulta para conocer la importancia de la construcción de un pique en la ubicación conexas analizadas; y así, la misma, pueda acceder a los minerales que se encuentran por debajo de la superficie posibilitando la expansión de la mina. Concluyendo en una mayor extracción y el incremento de utilidades.

1.4.2 Alcances y limitaciones de la investigación

El alcance de la investigación está circunscrito en el distrito de Yanaquihua provincia de Condesuyos en el departamento de Arequipa. Específicamente en la unidad de producción minera Alpacay. El lugar donde se decidió instalar el pique está ubicado en la zona Esperanza II en el nivel 2050.

1.5 Variables e indicadores

1.5.1 Variable dependiente

Construcción del pique inclinado 223.

1.5.2 Variables independientes

Condiciones geomecánicas, forma, dimensiones, profundidad, inclinación, perforación, voladura, izaje de mineral/desmante, ventilación, horas hombre efectivas de trabajo, costos.

Tabla 1: Variables e Indicadores.

VARIABLES	INDICADORES
VARIABLE DEPENDIENTE	
Construcción del pique 223	m
VARIABLES INDEPENDIENTES	
Condiciones geomecánicas	RMR
Dimensiones	m ²
Inclinación	Grados
Perforación	Tal/disp.
Voladura	Kg. explos/disp.
Izaje de mineral/desmonte	TM/hora
Ventilación	m ³
Drenaje	m ³
Acarreo	m ³
Horas Hombre efectivas de trabajo	HH/guardia
costos	S/.

1.5.3 Universo/población y muestra

1.5.3.1. Población

La población de esta investigación son aquellos trabajos, tanto de preparación como de desarrollo de la mina Yanaquihua en la primera etapa, específicamente en el nivel 2050.

1.5.3.2. Muestra

La muestra de esta investigación es la delineación, delimitación y diseño del plan de construcción del Pique inclinado 223.

1.6 Hipótesis de la Investigación

1.6.1 Hipótesis general

Con la construcción del pique inclinado 223, se logrará incrementar las reservas minerales y la rentabilidad para la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.

1.6.2 Hipótesis específicas

- Se logrará parametrizar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la construcción del pique inclinado 223.
- Se establecerá un sistema de izaje adecuado para una longitud de 50 metros, con la construcción del pique inclinado 223.
- Se determinará el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223.

Tabla 2: Matriz de consistencia

FORMULACION DEL PROBLEMA	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION	HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION	VARIABLES	INDICADORES
<p>1) PROBLEMA GENERAL ¿La construcción del pique inclinado 223, permitirá incrementar las reservas minerales en la veta Paola, operada por la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.?</p>	<p>1) OBJETIVO GENERAL Proyectar la construcción del pique inclinado 223 para incrementar las reservas minerales, en el área de la veta Paola, operada por la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p>	<p>1) HIPOTESIS GENERAL Con la construcción del pique inclinado 223, se logrará incrementar las reservas minerales y la rentabilidad para la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p>	<p>1) VARIABLE DEPENDIENTE Diseño y construcción del Pique inclinado 223.</p>	- m
<p>2) PROBLEMA ESPECIFICO ¿Qué parámetros se necesitarán para las operaciones unitarias, en la construcción del pique inclinado 223, operada por la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.?</p> <p>¿Qué condiciones serán necesarias cumplir para establecer un sistema de izaje adecuado, en la construcción del pique inclinado 223, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.?</p> <p>¿Qué factores afectarán directamente en el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p>	<p>2) OBJETIVO ESPECIFICO Especificar los parámetros necesarios para las operaciones unitarias de perforación y voladura con la construcción del pique inclinado 223, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p> <p>Diseñar un sistema de izaje de acuerdo a las condiciones establecidas para la extracción del material excavado, en el pique inclinado 223, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p> <p>Calcular el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223, operada por la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p>	<p>2) HIPOTESIS ESPECIFICO Se logrará parametrizar las operaciones unitarias de perforación y voladura con la construcción del pique inclinado 223, operada por la Minera Yanaquihua S.A.C.</p> <p>Se establecerá un sistema de izaje adecuado para una longitud de 50 metros, con la construcción del pique inclinado 223, operada por la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p> <p>Se determinará el costo total por tonelada métrica extraída en la construcción del pique inclinado 223, operada por la empresa Minera Yanaquihua S.A.C.</p>	<p>2) VARIABLE INDEPENDIENTE - Condiciones geomecánicas - Dimensiones - Inclinación - Perforación - Voladura - Izaje mineral/desmonte - Ventilación - Drenaje - Horas efectivas de trabajo - Costo</p>	- RMR - m ² - Grado - Tal/disp. - Vol/disp. - TM/hora - LMP - M ³ /minuto - HH/guardia - S/.

1.7 Diseño metodológico de la investigación

1.7.1 Método de la investigación

1.7.1.1. Método general.

Esta investigación tiene por método el científico, porque al ser la elaboración de un pique inclinado, se barajan distintas opciones para su implementación y todas estas deben reunir determinadas características o normas para ser consideradas como adecuadas para su elección. Por tanto, se hacen distintas simulaciones para conocer la elección adecuada.

El método científico se basa en la contrastación de una supuesta verdad a través de pasos y de falsaciones que corroboren su veracidad. Estas supuestas verdades deben reunir determinadas características (normas) para ser consideradas verdades. Kerlinger.F (2002, p124)

1.7.1.2. Metodología específica

Esta investigación tiene por metodología específica al enfoque cuantitativo. Es considerada así porque la correspondiente contrastación de las hipótesis se hará a través del manejo de datos en sus representaciones estadísticas y matemáticas. Es así, que para la implementación del pique se utilizaron distintos instrumentos de medición para saber su viabilidad.

El enfoque cuantitativo es la utilización de distintas herramientas estadísticas y matemáticas para probar la veracidad de ciertas hipótesis. En estudios experimentales estas hipótesis deben ser aplicadas a los distintos procesos del método científico. Y, por tanto, la causalidad de las de estos procesos deben ser secuenciales. (Hernández S., 2014, p4)

1.7.2 Nivel de investigación

Aplicativo: Por ser una investigación experimental, el objetivo principal de esta investigación es aplicar los conocimientos en la realidad para alcanzar un objetivo concreto. En este caso la viabilidad en la construcción de un pique.

Según Hernández Sampieri (2014, p110); las investigaciones aplicadas se encargan de emplear los conocimientos o herramientas teóricas para la obtención de un

resultado específico, es decir, se utilizan los conocimientos para mejorar la realidad o el medio donde se realiza la aplicación.

Descriptiva: Esta investigación es descriptiva porque se pretende desmenuzar los procesos más adecuados para la construcción de un pique en alturas. Por tanto, aquí se pretende observar cada variable a través de la consulta de información primaria y secundaria. Como su nombre indica este tipo de investigación se encarga de describir, analizar y resumir los procesos para la construcción de un pique en una zona altoandina.

Según Hernández Sampieri (2014, p98) “las investigaciones descriptivas se encargan de observar una o más variables y tratar de analizarlas sin considerar relaciones entre ellas. Este análisis es puramente característico, es decir el objetivo de estas investigaciones es obtener características generales de la población”

Experimental: Esta investigación es experimental porque se puede manipular las variables consideradas tanto como la variable dependiente: el diseño y construcción del Pique inclinado y las variables independientes. Y se pueden realizar distintas simulaciones para determinar relaciones causales.

Se dice de las investigaciones experimentales como aquellas que utilizan sus variables con disposición a manipularlas. Es decir, se pueden operar una y otra vez para conocer y determinar comportamientos y relaciones causales. (Sampieri, 2014)

CAPITULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes

2.1.1 Antecedentes a nivel internacional

En el ámbito internacional se tiene a los autores Hargraves & Martin (1993) cuyo título de investigación es “Sistema general de transporte en interior mina”. El cual tuvo como principal finalidad describir la extracción de mineral correcta, analizando los distintos pasos de excavación ya sea los más conocidos (vertical o inclinada). Considerando cuales son los mejores recursos y herramientas para esa tarea, donde la tecnología sea moderna y más eficiente para esa tarea.

2.1.2 Antecedentes a nivel nacional

En el ámbito nacional se tiene el estudio hecho por Arias, L.(2013). Cuyo título de investigación lleva el nombre de: “Planeamiento y diseño del sistema de extracción, proyecto de profundización de la U.O. San Braulio”. La finalidad principal de este estudio fue el de efectuar el mejor sistema de extracción de material minero en la mina de San Braulio Uno, cuya característica principal de esta mina es la de ser una mina con un método de profundización en los niveles inferiores. La característica metodológica de este trabajo es la de ser experimental, aplicado y descriptivo. La población y muestra de este trabajo son las distintas etapas del proyecto de instalación de un pique inclinado. Las conclusiones que se llegaron en este trabajo son las siguientes: Como primera etapa se tiene el de plantear las características de extracción. Como segunda etapa se tiene el planteamiento operativo del sistema de extracción del mineral para el pique deseado. Luego se tiene el planeamiento de la infraestructura de la mina para culminar con el análisis económico financiero del proyecto en su totalidad.

Como segundo antecedente se tiene el de la investigación de Jauregui, O. (2009). Cuyo título de trabajo es “Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”. La finalidad principal de esta investigación es la de proponer un sistema de reducción de costos operativos a través del manejo más óptimo de los

procesos de voladura y perforación. Para lo cual se hace uso de un método de evaluación financiera de todas las herramientas que están involucradas en este proceso. Las conclusiones que se tuvieron en esta investigación es la de poseer un sistema de control eficiente de la información para medir los distintos factores de éxito como son la mano de obra, el capital físico, la tecnología, etc. Esto con la finalidad de tener estándares de calidad para cada uno de los factores de éxito analizados. Entonces, el plan de reducción de costos consta de las siguientes etapas: Diagnóstico, propuesta de objetivos reales en función de la información disponible y condensación de los beneficios

La investigación de Zapata D. (2002) cuyo título de investigación es de “Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo”. Tuvo la finalidad principal de idear un método para aumentar la productividad en el sector minero extractivo, valiéndose la eficiencia en el sistema de extracción y operación. Así también, el de cumplir los objetivos en el plazo provisto (eficacia). Las conclusiones correspondientes fueron: el sistema de aumento de la productividad pasa por el campo económico financiero y la evolución permanente de los factores que intervienen en la extracción del mineral, el traslado y sus etapas anteriores. Los métodos de logística de las empresas constructoras tienen un alto potencial en ser aplicadas en el sector minero o por las empresas mineras.

Así mismo a nivel nacional, se tiene la investigación de Pimentel, V. (2013). Esta investigación posee el título de “Diseño y ejecución de un pique minero en roca blanca” El cual tuvo como principal objetivo de observar la viabilidad de la instalación de un pique de la empresa Cemento Pacasmayo S.A.A. en la región de Piura. Este con la intención de ser explorar futuras extracciones, consta de 4 años de vida útil, el proyecto consta de 4 etapas. Los diseños tuvieron cuatro etapas: La primera etapa consta de un soporte de madera, que están divididos en 3 etapas. La segunda etapa fue concebida en materiales de concreto prefabricado. La tercera etapa fue hecha a través de un baseado de cemento de 6 metros con placas de cemento prefabricados.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Operaciones unitarias del ciclo de minado

Las siguientes etapas tienen la facultad de ser integrales en el proyecto y la correcta implementación de estas logrará el éxito de una extracción minera en altura. Cabe resaltar que cada proyecto tiene sus propias características.

2.2.1.1. Perforación

Esta etapa del ciclo de minado se caracteriza por ser la más importante porque dependiendo del método y la eficiencia de la perforación; la estructura interna del proyecto será más sólida. Para cumplir esta tarea se necesita hacer un estudio de preevaluación de las rocas y de los suelos y de la técnica de perforación a emplear. Es un requisito indispensable conseguir un buen diseño de malla por lo que se quiere que los taladros sean paralelos y deben poseer la misma longitud. (Condori, 2017)

2.2.1.2. Voladura

Por ser una de las etapas más peligrosas, su ejecución debe ser controlada por un experto por lo que es considerada como la segunda etapa de minado más importante. Para conseguir una voladura excelente las rocas deben alcanzar un rango de fragmentación alto, además se necesita que las paredes y techos reciban un mínimo impacto, es decir que el nivel de fracturamiento sea mínimo. Así mismo, se debe tener un control total sobre los gases producidos por la voladura o explosión.

2.2.1.3. Ventilación

La ventilación es una etapa del minado muy importante porque brinda el soporte para que los trabajadores o empleados hagan su trabajo adecuadamente. La producción de la ventilación está íntimamente ligada con el servicio eléctrico que posee una mina tanto es así que su importancia hace que las empresas mineras adquieran altos costos eléctricos para que funcionen los aparatos de ventilación. Generalmente, estos costos representan un tercio del consumo eléctrico total de la mina

generalmente. El proceso de ventilación hace que los gases nocivos al momento de la extracción se condensen dentro del mina; así mismo, da una temperatura adecuada para el correcto desempeño de las actividades. Existen dos tipos de ventilación: la natural y la mecánica. A continuación, pasaremos a explicarlas

- **Ventilación natural (tiro natural).** – Como su nombre indica, esta ventilación no es debida a procesos mecánicos; si no se aprovecha de elementos naturales para su aplicación. Por ejemplo, se tiene: pequeñas estructuras como chimeneas, piques, compuertas de ventilación, etc.
- **Ventilación mecánica.-** Esta ventilacion es producida por máquinas y por tanto su termoregulacion es precisa y se adquiere el nivel deseado al poder configurarse. No existe un solo tipo de ventiladores mecanicos sino varios. Generalmente estos se diferencian por la potencia, eficiencia y volumen del aire. Los mas potentes cons conocidos como ventiladores axiales y los menos modernos son conocidos como centrifugas.

2.2.1.4. Limpieza

Continuamente, gracias a los procesos de minado sobre todo el de la voladura se generan residuos que dificultan el proceso de extracción del mineral. Por tanto, su inmediata limpieza es requerida. Ya sea de manera manual o mecánica, se requiere como mínimo 2 trabajadores un capataz y un personal de seguridad que vigila el proceso (Chugnas, 2019)

2.2.1.5. Acarreo

Comúnmente se conoce al acarreo como al proceso de transporte del material que fue volado a los centros de carga correspondientes; para luego ser trasladados al destino correspondiente. Esto proceso de traslado no solo involucra a los residuos o material de desecho, sino también al material que será transformado en las plantas. La empresa junto con el pleno administrativo debe conocer los objetivos del proceso de acarreo como por ejemplo el de distinguir los diferentes vehículos de traslado, el de determinar los costos de producción para elegir la mejor alternativa para el traslado.

2.2.1.6. Sostenimiento

El sostenimiento en el proceso de minado se encarga de dar un soporte temporal para el acceso a la mina, a este proceso se conoce comúnmente como el proceso de reforzamiento para que las masas rocosas no se reajusten. Este mecanismo sirve como un proceso de prevención y sostenimiento de los procesos de minado. Cabe aclarar que las actividades mineras de extracción se dan por procesos cortos por tanto las labores mineras generalmente no están siempre abiertos. Existen dos mecanismos para el sostenimiento, una es la pasiva, que su objetivo principal es el de brindar soporte a través de cerchas y cuadros de madera; la otra es activo que su finalidad principal es de reforzar a través de pernos de anclaje.

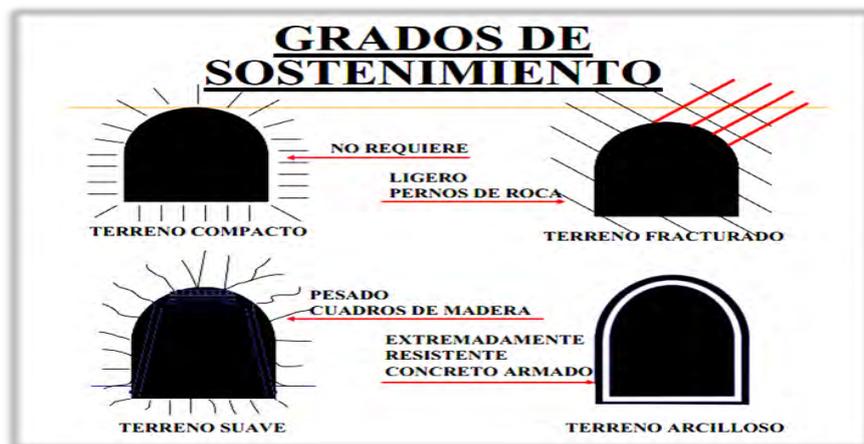


Figura 1: Grados de sostenimiento.

Fuente: Miguel Ángel Berrocal Mallqui

- **Sostenimiento según la clase de terreno**

Existen diferentes sostenimientos según el tipo de terreno. Así por ejemplo se tiene el sostenimiento en un terreno compacto; cuyo principal objetivo no es la formación de un sostenimiento en sí; sino más bien es de generar su propio auto sostenimiento de la bóveda con su propia fuerza. Por otra parte, también se tiene el sostenimiento de un terreno fracturado, que por su naturaleza se requiere de un sostenimiento ligero pensando en lo paralelo y perpendicular de las rajaduras. Así mismo, se tiene el sostenimiento de terreno suave; aquí

si se necesita un sostenimiento fuerte porque al existir mayor probabilidad que el terreno ceda; por precaución de la extracción minera se necesita tabiques permanentes. Por último, se tiene el sostenimiento en el terreno arcilloso, como el terreno en estas zonas es muy maleable y frágil, el sostenimiento de estas zonas para el proceso de minado requiere de materiales extremadamente resistentes.

- **Clases de sostenimiento**

Como dijimos anteriormente, dependiendo del material que se utiliza el sostenimiento adquirirá diferentes características. Por ejemplo, para aquellos que utilizan materiales como pernos helicoidales y Splitset se les clasifica como activos. Por otro lado, para aquellos que utilizan cuadros de madera, cimbras y shotcrete se les denomina pasivos.

2.2.1.7. **Transporte**

Puede existir cierta similitud con la etapa del acarreo y el transporte. Sin embargo, el acarreo se diferencia de la etapa del transporte en que solo se debe concentrarse en el movimiento del desecho del minado para luego si ser transportado a los lugares que corresponde. Es decir, el proceso de acarreo se caracteriza por el cambio del lugar de los desechos procedentes del minado. Generalmente el transporte de material procede de un lugar de almacenamiento previo. El proceso de transporte adecuado reúne ciertas características primordiales que deben ser seguida como: qué tipo de material se está trasladando y cuanta es la distancia que van a recorrer los vehículos que transportarán el material. Además, se debe elegir la capacidad adecuada de los vehículos de carga para el traslado de material. Por otro lado, existen diferencias en la clasificación en los vehículos que se utilizan; por un lado, se tiene los transportadores mecánicos y por el otro los transportadores neumáticos.

2.2.1.8. **Drenaje**

El objetivo principal de este proceso es el de separar el agua excedente del mineral adquirido y transportarlo a un lugar adecuado por medio de cunetas

2.2.1.9. Izaje

Esta etapa también está relacionada con el transporte, sin embargo, se diferencia del mismo porque este incluye no solamente al transporte de material sino también al transporte de recursos humanos, herramientas, maquinaria, etc. Para su proceso es necesario la construcción de piques, chimeneas o pozos; los cuales llevan una logística sistemática para su implementación con la intervención de personal que tengan conocimientos en las normas de seguridad para esos trabajos de alto riesgo. Se deben considerar tres aspectos importantes para su construcción: la tasa de transporte por unidad de tiempo, también denominado tasa de izaje promedio, el alcance o la profundidad que se desea alcanzar y por último la cantidad de niveles que se puedan alcanzar.

Tipos de izaje

Existen distintas clases de izaje; por ejemplo, se tiene el izaje por winche de tambora. Su funcionamiento se basa en el lazado continuo por motor de la cuerda que soporta la canasta de traslado. Por otro lado, se tiene el sistema de koepe que mediante las poleas el cable pasa por el medio de una rueda garantizando el traslado de materiales. (L., Hartman, & Mutmansky, 2002)

2.3 Pique minero

Son los lugares por donde se traslada el material, recursos humanos, herramientas, etc. del proceso de minado. Sus dimensiones están sumamente ligadas con el tipo de estructura que se desea, habiendo desde verticales hasta inclinados. En otras palabras, los piques son los lugares de accesos por donde se ingresan a las minas. Su forma puede ser cuadrática o circular dependiendo de cómo se quiera acceder a las minas.

Tipos de pique

2.3.1.1. Pique vertical

Son aquellos cuya característica es que la dirección y forma del pique es de manera erecta o de arriba a abajo. En estos tipos de pique son necesarios las estructuras resistentes con canastillas para el traslado de material.

2.3.1.2. Pique inclinado

Como su nombre indica el pique inclinado posee un grado de inclinación generalmente mayor a 30°. Esto hace que la fuerza de gravedad no esté concentrada en un punto vertical si no que armazón de transporte tenga la fuerza repartida perpendicularmente.

2.3.2 Factores de diseño de un pique minero

Al evaluar la construcción de un pique se consideran aspectos importantes para tomar en cuenta, y la capacidad de encontrar un equilibrio en estas opciones brindara la optimización necesaria en la elección de alternativas, cabe precisar que su elección va de la mano con los presupuestos o costos disponibles. Los factores a considerar son los siguientes: económicos, operacionales, y por último geológicos.

2.3.2.1. Factores económicos

La elección de los factores económicos está íntimamente ligada con la elección de recursos escasos y necesidades múltiples. El aspecto técnico de estas decisiones se basa en el costo beneficio de las mismas para conseguir los objetivos propuestos.

2.3.2.2. Factores operacionales

Los factores operacionales tienen que ver con el desenvolvimiento de las actividades de los trabajadores en el proceso de minado. El cumplimiento de las actividades de los mismos debe ser encaminada con la calidad y la eficacia. Es decir, las actividades que prestan los empleados deben ser orientadas al cumplimiento oportuno de los objetivos y en sus formas de cumplimiento se den evaluar la calidad de los mismos.

2.3.2.3. Factores geológicos

Si se quiere realizar un pique es una obligatoriedad considerar todas las características del terreno a través de un estudio geológico, la presencia de un estudio geológico determina la posibilidad y viabilidad de la mejor elección. No solo se valen en este aparatado de la superficie, sino también del subsuelo a través de estudio de perfil sísmico o como la datación de la era geológica de los distintos niveles del terreno.

2.3.3 Parámetros de perforación

2.3.3.1. Dirección de la perforación

Existe una relación fuerte y significativa entre el tipo de instrumento a utilizar y el tipo de roca a perforar. Así también, la proporción de instalación de las cargas de explosión deben ser equitativas en todas las zonas perforadas para el nivel de explosión no colapse toda la estructura. Así mismo, se debe considerar la rectitud en que se hacen las perforaciones para que no existan desviaciones y que generen una desviación de la explosión planificada.

2.3.3.2. Diámetro y longitud de perforación

Se debe considerar factores como el método de perforación a utilizar y la longitud y el diámetro del hoyo que se debe realizar. Por lo general siempre es preferible los aparatos que den el menor diámetro posible; pues no solo es el método más económico sino también es el más eficiente. Así mismo, el nivel de profundidad del hoyo está ligado al tipo de instrumento (taladro) que se tiene. Generalmente los equipos con mayor fuerza en la perforación también son los más costosos de adquirir.

2.3.4 Parámetros de voladura

2.3.4.1. Parámetros en la voladura de rocas

Como se dijo anteriormente los factores para tener el mejor proceso en la voladura están ligados con encontrar el sistema más eficiente, menos riesgoso y menos costoso a la hora de escoger el proceso de voladura. La voladura en si consiste en concentrar en un punto denso de toda la masa de rocas una fuerza tal que desplace y fragmente las rocas en las zonas proporcionales a la fuerza contenida en la explosión. El objetivo de este proceso es desplazar el material para su correspondiente extracción. En el proceso de voladura se desea que los tamaños de las rocas fragmentadas tengan el nivel adecuado para su traslado, así también se desea la cantidad de material que se extrae de este proceso sea el adecuado porque posibilitará que la apertura sea la adecuada. Generalmente se desea que el material minero resultante del proceso de explosión sea el más menudo posible pues su traslado es más fácil y su correspondiente análisis se hace menos engorroso. Caso contrario sucede en el proceso de fragmentación de las rocas donde se desea que su fragmentación sea en grandes bloques para que luego sean utilizados en otras actividades del minado ya sea como soportes. Claro evaluando el tipo de vehículo que se posee se determinara el nivel de fragmentación de las rocas.

2.3.4.2. Parámetros Controlables

Parámetros del explosivo

Los parámetros de los explosivos deben reunir ciertas características: como, por ejemplo; la densidad; este intervalo va de 0,7 a 1,6 gramos por centímetro cuadrado. La densidad es considerada como el peso del explosivo cuya masa crítica no tiene que ser excesiva ya que, a partir de un cierto nivel de detonación, valga la redundancia, no explota. Otro parámetro importante es la velocidad de detonación, como todo proceso físico existe un velocidad o tiempo que la onda de choque llega a las rocas, esta onda de choques se mide en metros por segundo. Cuanto mayor sea la onda de choque, mayor será el poder de fracturación de la detonación. La transmisión o simpatía y la resistencia al agua varían de nula a excelente, dependiendo del tiempo involucrado. Para saber la energía del explosivo se debe calcular

sobre la base de formulación y estas se puede medir en base a cal/g o J/g. Por otro lado, se tiene la sensibilización de iniciación, está relacionado con el nivel de iniciación con el detonador; cuya sensibilidad está en relación positiva con la potencia que sea desea alcanzar con la detonación. Existen otros parámetros importantes como son: la presión del taladro y las categorías de humo.

Condiciones de la carga

La carga del explosivo tiene como condiciones los siguientes parámetros como el diámetro de la carga, en otras palabras, indica el diámetro del taladro a utilizarse. Por lo general se sugiere que el diámetro sea mínimo, ya que a mayor nivel crítico el detonante no explota. También se tiene la geometría de la carga, para un correcto nivel de fracturación el largo de la carga debe tener relación el diámetro del hoyo. Se tiene también el grado de acoplamiento, este mide la relación entre el hoyo o fracturación con el explosivo; es decir mide el grado de integración con la roca y el explosivo. También se tiene el efecto de trituración, como todo objetivo del proceso de voladura está relacionado con el tipo de carga, cantidad, y nivel de rajadura o contacto con la roca. Por ejemplo, se tiene diámetros de 40mm en los taladros para cartuchos de 32mm, en ese orden también se tiene cargas de 50mm de diámetro para 42 milímetros de cartucho. Esto se resume en una proporción convencional de 1,2 a 1. La densidad del carguío por teoría se sugiere que sea de uno, es decir que el llenado del taladro sea sin dejar espacios o con la minimización del espacio disponible. El cebo detonante tiene que ir en cada columna de carga, se recomienda por lo general que sean uno o dos los detonantes por columna de carga (estos detonantes están hechos por cuerdas). Por último, se indica que el proceso de voladura debe ir sujeto a un plan específico; es decir se debe tener un orden para activar las cargas y para conseguir los objetivos propuestos. Generalmente se hace uso de mecanismos de retardo para lograr los niveles escalonados deseados.

2.3.4.3. Factor de carga (Kg/m³)

Esta proporción mide la cantidad de explosivo requerido para fragmentar un metro cúbico de roca. El símbolo utilizado es kg/m³ y la cantidad y tipo de carga va determinado al tipo de roca que se encuentra en la zona a profundizar. Además, luego del proceso del volado, se debe tomar en cuenta el recojo del material explotado por las detonaciones. Si el material posee un alto grado de fracturación será más fácil su izaje y su transportación, sin embargo, si las rocas alcanzan un nivel alto de fracturación su uso no será reiterativo. Por tanto, el factor de carga adecuado debe ir relacionado con estos parámetros.

2.3.5 Sistema de izaje y componentes

Los componentes del comúnmente conocido “izaje” son los cables y el aparato o winche eléctrico. Estos deben ser elegidos acorde al nivel de afluencia de trabajadores, recursos, herramientas, etc. La variable a considerar en este caso es el nivel de producción que se desea obtener pues nos brindará información aproximada del nivel de afluencia. Aclarando, que este nivel está determinado también por la vida útil de la empresa

Componentes

Como se describió anteriormente, el izaje tiene dos componentes primordiales. Por un lado, se tiene el winche, que es una herramienta mecánica que ayuda a trasladar carga, ya sea humana, recursos mineros o herramientas hacia y fuera de la mina. Estas deben cumplir con las normas de seguridad mínimas para su funcionamiento. Los componentes habituales del winche son las palancas de control, el balde de izaje, el sistema de seguridad más conocidos como frenos de pies y manos, poleas y cables.

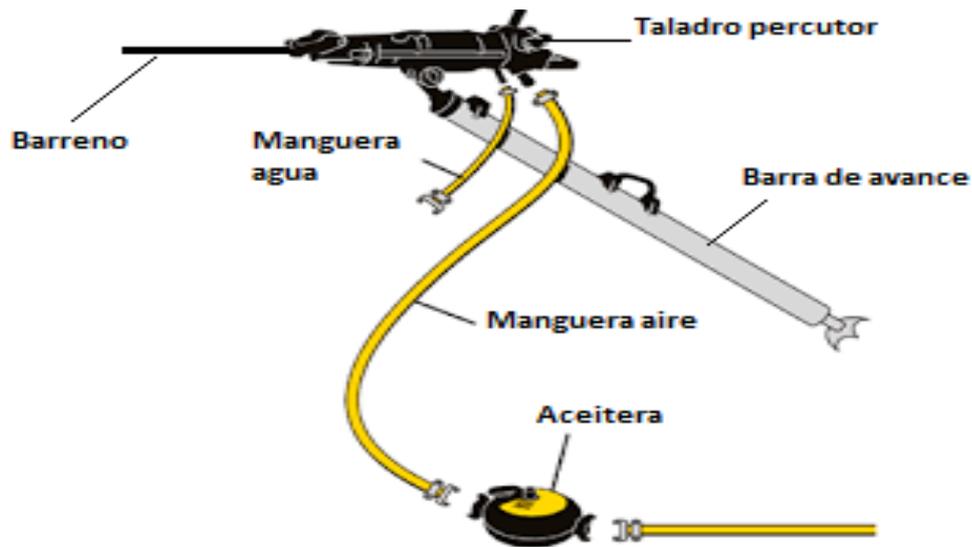
2.4 Equipos y máquinas de perforación

2.4.1 Perforadora neumática

Este tipo de perforadora, muy utilizado en la pequeña minería, está compuesto por un sistema de presión a través del aire comprimido. En la parte lateral, se coloca la

porta barrenos para dar paso a las varillas de perforación. La fuerza empuje entre la culata y varilla, hace que se genere una onda de choque, la eficiencia de este aparato está en el paso de aire y el paso de agua para la lubricación (López, López, & García, 2017)

Figura 2: Jack Leg.



Fuente: Manual de Atlas Copco.

2.4.2 Accesorios de Perforación

Existen múltiples accesorios para la perforación, entre barrenos, brocas y compresores eléctricos. Estas herramientas ya sean automáticas o manuales brindan el soporte al proceso de perforación eficiente. (Atlas Copco, 2015)

Barrenos – Los barrenos son las varillas de formas geométricas (circular o hexagonal) con las cuales se parte o fractura la roca; estos por su naturaleza exigen una flexibilidad y resistencia considerables. El material de los barrenos es el acero y su anchura va desde los 22mm hasta los 32mm. En cuanto a su longitud, este es muy variado (0.6, 1.2 y 1.3 metros) Su clasificación va desde integrales (toda una pieza integral) hasta cónicos.

Figura 3: Barrenos Cónicos.

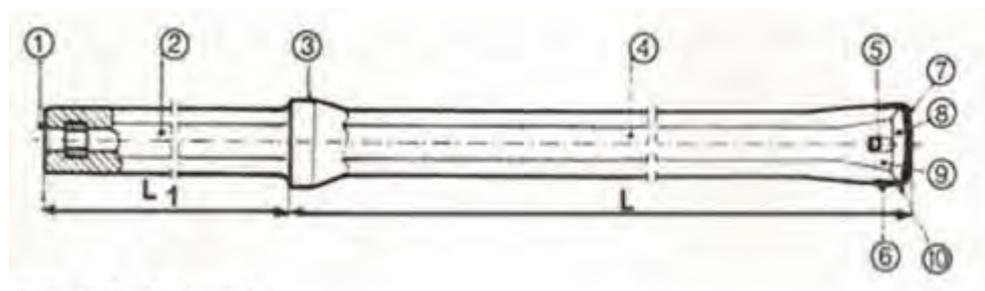


Fuente: Manual de Atlas Copco.

Función de los barrenos. – La principal función de los barrenos es la de recibir el impacto de la pistola o perforadora, ejerce una fuerza sobre la roca que llega a fracturarla y lubrica la parte de la fractura para sacar el material de desecho producido por el impacto.

Partes del barreno. – Las partes principales del barreno son: la cabeza de perforación, cuerpo o barra, culatín, collar o collarín.

Figura 4: Partes del barreno



1. Superficie de Impacto
2. Culata
3. Collar
4. Cuerpo
5. Canal de barrido
6. Inserto de metal duro
7. Filo de Corte
8. Flanco de la cabeza de perforación
9. Cabeza de perforación
10. Vértice

Fuente: Manual de Atlas Copco.

Brocas. – Las brocas son aquellas partes del barreno que se contactan directamente con la roca a través del impacto de la pistola; su posición se encuentra en el extremo del barreno. Por lo general estas piezas son intercambiables y al tener la forma de x o + hacen que la roca se fracture y pueda cavarse un hoyo ya que el material de estas brocas es el carburo de tungsteno.

Figura 5: Brocas



Fuente: Manual de Atlas Copco.

2.4.3 Compresor eléctrico

- Como las pistolas de barreno o taladros de barreno funcionan con energía eléctrica se es necesario de motores que brinden la presión necesaria para ejecutar el proceso de fractura. Existen múltiples compresores eléctricos: compresor de paletas, compresor lóbulos, compresor de pistón y compresor de tornillo y el compresor scroll. (Atlas Copco, 2015)

Figura 6: Compresor Eléctrico



Fuente: Manual de Atlas Copco.

2.5 Diseño de perforación

2.5.1 Malla de perforación

La malla de perforación está relacionada con la distribución de los puntos de perforación en una cara libre. Este orden de los taladros debe ir acorde a una distribución simétrica considerando la distancia entre cada punto de corte. Así también, se debe considerar el nivel de carga de cada explosivo a través de un cálculo previo llamado burden; el cual también considera el tiempo de encendido de las explosiones.

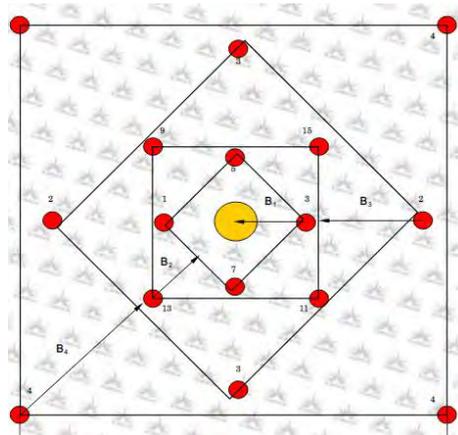
a) Burden (B)

Es la medida que nace en relación entre dos cargas; una es una carga normal y la otra una carga libre. También se le conoce como el parámetro crítico y su importancia en el proceso de minado es vital.

b) Espaciamento

Si el burden es un conjunto de puntos en un área, la distancia en cada punto de una misma fila es el espaciamento. Esta característica está determinada por el intervalo y el espesor. (Manual practico de voladura, 2016)

Figura 7: Diseño de corte.



Fuente: Manual de Exsa.

2.5.2 Distribución y denominación de taladros

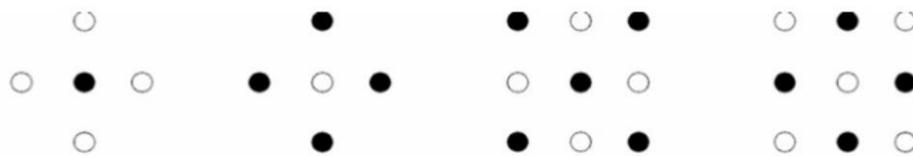
Los taladros y su distribución están organizados del centro para afuera (concéntrica) y la parte central es el punto central de voladura. Una de las denominaciones de este fenómeno es el arranque; iniciando en el punto concéntrico donde se perfora una mayor cantidad de veces. Otra denominación a una parte del proceso es las ayudas, como la malla tiene una distribución concéntrica, el siguiente círculo corresponde a las ayudas. Cuya forma se conecta con la cavidad inicial, hasta un orden tres; siendo el primero los contracueles (primera, segunda y tercero) y los terceros como taladros de destroce. En la parte lateral se tiene los cuadradores cuya función es flaquear y de servir de apoyo al túnel. Las alzas están compuestas por taladros que están comprendidos en la parte superior del túnel (techo). Por último, se tiene a los arrastres, cuyo valor se encuentra en el suelo del túnel o de la bóveda su correspondiente disparo se hace al final del proceso. (Manual practico de voladura, 2016)

2.5.3 Métodos de arranque:

2.5.3.1. Corte Quemado O Paralelo (BURT CUT)

Es la primera etapa en la distribución de los taladros, se concentra en un punto imaginario varios taladros a una distancia equitativa; pero que no se encuentren tan alejados; esta distribución debe ser perpendicular a la cara libre (axial) para formar una cavidad con forma de círculo. (Manual practico de voladura, 2016)

Figura 8: Tipo de Cortes.



Fuente: Manual Exsa.

2.5.3.2. Corte en cuña o en “V” (WEDGE CUT)

A diferencia del corte quemado el corte cuña V no tiene una convergencia hacia un punto en específico por lo que la forma del corte será acuñada.

Su distribución varía de 4 a 6 más taladros y su orientación va de 60 a 70 grados. (Manual practico de voladura, 2016)

2.5.3.3. Corte en pirámide o diamante (CENTE CUT)

Este tipo de corte si tiene un punto donde se concentran los demás puntos; su distribución va de cuatro a seis taladros. Su característica diferenciadora esta que al ser disparado el hoyo o rajadura tiene forma de diamante y piramidal.

2.5.3.4. Corte en cuña de arrastre (DRAG O DRAW CUT)

El método utilizado es el mismo que el corte cuña, pero su diferencia está en que se da al nivel del piso, esto posibilita que la voladura también tenga un efecto producto de la gravedad al desplomarse la estructura conformado por rocas.(Manual practico de voladura, 2016)

2.5.3.5. Corte en abanico (FAN CUT)

Como su nombre indica la forma utilizada para posicionar los taladros es en forma de abanico, comenzando por uno de los lados hasta que en el fondo adquieren una forma divergente en el fondo del túnel.

2.5.3.6. Trazos de tanda

El proceso de trazos en esta posición de los taladros se da en forma organizada y por niveles; donde no solo se utiliza un tipo de taladro sino varios complementarios como ayudas, cuadradores, alzas y arrastres. (Manual practico de voladura, 2016)

2.6 Clasificación geomecánica

2.6.1 Índice de Calidad de la Roca (RQD)

Este índice mide el nivel de calidad de la roca en base a un área determinada. Así mismo, también es un indicador para conocer si el lugar donde se realizara la profundización implementación del túnel es la adecuada o no. Sin embargo, los resultados a través de este método dan un esbozo general del nivel de calidad de las rocas y no tanto así, del nivel específico de cada suelo. (Jáuregui, 2009)

2.6.2 Clasificación de Bieniawski (RMR).

Uno de los instrumentos más conocidos para conocer el grado de calidad de la superficie rocosa es la clasificación de Bieniawski, el cual tuvo un mayor desarrollo en las minas de África en 1973. Con el pasar del tiempo este método se ha ido perfeccionando hasta adquirir categorías en 1989. Este método para su composición posee ciertos parámetros; como, por ejemplo: la orientación de las discontinuidades respecto el eje, si hay o no presencia de agua, resistencia a compresión simple de la roca matriz, el índice de calidad de la roca visto anteriormente. La escala de Bieniawski va desde 0 a 100. (Osinergmin, 2017)

Tabla 3: Tabla de Calidad de Roca.

RMR	CLASE	CALIDAD
100 a 81	I	Muy Buena
80 a 61	II	Buena
60 a 41	III	Mediana
40 a 21	IV	Mala
< 20	V	Muy Mala

Fuente: Bieniawski

Tabla 1: Tabla de valorización para la caracterización del macizo rocoso.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple (MPa)		
		Compresión simple	>250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25-5	5-1	<1
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06-0,2 m	<0,06 m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	>20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	>5 mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10-25 litros/min	25 - 125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación: Presión de agua/tensión principal mayor	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Fuente: Bieniawski

Tabla 2: Corrección por la orientación de discontinuidades

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Bieniawski

Tabla 3: Clasificación del macizo rocoso

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	BULONADO	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS METÁLICAS
I Muy Buena RMR 81-100	Sección completa Avances de 3 m.	Generalmente no requiere sostenimiento, a excepción de algún bulón ocasional		
II Buena RMR 61-80	Sección completa Avances de 1 a 1.5 m. Sostenimiento completo hasta 20 m del frente.	Bulonado local en bóveda. L= 2 - 3m. S=2 - 2.5 m. con malla ocasional.	0.05 m en bóveda. Cuando resulte necesario.	Ninguna.
III Media RMR 41-60	Avance y destroza. Avances de 1 a 3 m. Iniciar sostenimiento después de cada voladura. Sostenimiento completo hasta 10 m del frente.	Bulonado sistemático. L = 3 - 4m. S= 1.5 a 2 m. con malla en bóveda.	0.05 - 0.10 m en bóveda. 0.03 m en hastiales.	Ninguna.
IV Mala RMR 21-40	Avance y destroza. Avances de 1 a 1.5 m. Sostenimiento completo a medida que se excava.	Bulonado sistemático. L = 4 - 5 m. S= 1 - 1.5 m. con malla en bóveda y hastiales.	0.10 - 0.15 m en bóveda. 0.10 m en hastiales.	Ligeras S= 1.5 m
V Muy mala RMR < 20	Avance y destroza. Avances de 0 a 1.5 m. Sostenimiento completo a medida que se excava. Hormigón proyectado tan pronto como sea posible, después de la voladura.	Bulonado sistemático. (Incluso en solera) L = 5 - 6 m. S= 1 - 1.5 m. con malla en bóveda y hastiales.	0.15 - 0.20 m en bóveda. 0.15 m en hastiales. Y 0.05 m en frente.	Medias o pesadas S= 0.75 m. con chapa metálica y paraguas de ser necesario. Contraboveda.

Fuente: Bieniawski

2.6.3 Clasificación de Barton (Q).

Otro índice muy utilizado para conocer la calidad del área rocosa es el Índice de Barton. El desarrollo de este índice fue hecho en los años de 1974 pero su perfeccionamiento fue hecho en el 2000. A diferencia del anterior índice este tiene una oscilación entre 0,001 y 1000. Cuya fórmula la podemos ver en el siguiente apartado:

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

Q	= Índice de calidad del macizo
RQD	= Índice de calidad de roca
J _n	= Numero de sistemas de juntas
J _r	= Numero de la rugosidad de las fisuras
J _a	= Numero de la alteración de las fisuras
J _w	= Factor de reducción por la presencia de agua en las juntas
SRF	= Factor de reducción por esfuerzos

Clasificación RQD

Tabla 4: Clasificación RQD.

<i>Descripción</i>		
Índice de calidad de la roca	RQD Valor	
Muy mala	0—25	1. Donde el RQD es ≤ 10 , se le otorga el valor de 10
Mala	25—50	
Regular	50—75	2. Intervalos de 5 en 5 para el valor de RQD, 100, 95, 90, etc. Son suficientemente precisos
Buena	75—90	
Excelente	90 - 100	

Fuente: Bieniawski

Tabla 5: Numero de sistemas de juntas J_n

Descripción	Valor
Masivo, sin o con pocas fisuras	0.5 — 1.0
Un sistema de fisuras	2
Un sistema de fisuras + una aislada	3
Dos sistemas de fisuras	4
Dos sistemas de fisuras + una aislada	6
Tres sistemas de fisuras	9
Tres sistemas de fisuras + una aislada	12
Cuatro o más sistemas de fisuras, Roca fracturada	15
Roca triturada, terregal	20
1. Para intersecciones en túneles utilizar (3 x J _n) 2. Para portales o boquillas utilizar (2 x J _n)	

Fuente: Bieniawski

Tabla 6: Número de la rugosidad de las fisuras Jr

Descripción de las familias principales		Valor
Contacto entre las paredes.	<i>Juntas discontinuas</i>	4
Contacto en las paredes antes de que se produzca un cizallamiento de 10 cm.	<i>Ondulada, rugosa, irregular, corrugadas</i>	3
	<i>Suaves, onduladas ligeramente, espejo de falla discontinuo</i>	2
	<i>Espejo de falla ondulado</i>	1,5
	<i>Rugosa, irregular y superficie plana</i>	1,5
	<i>Superficie lisa y plana</i>	1
	<i>Plana con espejo de falla</i>	0,5
Sin contacto en las paredes después de que se produzca cizallamiento	<i>Con minerales arcillosos que impiden el contacto</i>	1
	<i>Relleno de arenas, gravas o roca triturada que impide el contacto entre paredes</i>	1
- Se debe de añadir 1,0 si el espaciamiento entre fisuras es mayor de 3m - Jr = 0,5 se puede usar en el caso de juntas de fricción planas y que tengan alineaciones con orientación favorable, que estas estén orientadas para resistencia mínima		

Fuente: Bieniawski

Tabla 7: Numero de alteraciones de las fisuras Ja

Descripción de las familias principales		Valor	Angulo de rozamiento Φ_r
Contacto en las paredes de roca	<i>Relleno soldado, duro, no blando, impermeable, con cuarzo o epidota.</i>	0,75	25 – 35°
	<i>Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie, sin relleno</i>	1	25 – 30°
	<i>Paredes ligeramente alteradas con recubrimiento de minerales no blandos, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla</i>	2	25 – 30°
	<i>Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con pocas partículas pequeñas de arcilla (inablandable)</i>	3	20 – 25°
	<i>Recubrimientos blandos o con arcilla de baja fricción; caolinita o mica, clorita, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2 mm de espesor o menos).</i>	4	8 – 16°
Contacto en las paredes antes de un cizalleo menor de 10 cm	<i>Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc</i>	4	25 – 30°
	<i>a). Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (no blandos) (continuos <5 mm de espesor)</i>	6	16 – 24°
	<i>b). Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuos < 5 mm de espesor)</i>	8	12 – 16°
	<i>c). Rellenos de arcillas expansivas, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso al agua</i>	8 – 12	6 – 12°
Sin contacto de las paredes después del cizallamiento	<i>Zonas de capas de roca o arcilla desintegrada (a, b y c)</i>	6	6 – 24°
	<i>Zona con roca triturada (véase a, b, c para condiciones de la arcilla)</i>	8 – 12	6 – 24°
	<i>Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla (inablandable)</i>	5	
	<i>Zonas o capas gruesas</i>	10	16 – 24°
	<i>Relleno de arcilla continuo y de espesor ancho (véase a, b y c para las condiciones de la arcilla)</i>	13 13 - 20	12 – 16° 6 – 12°
El ángulo de rozamiento Φ_r se indica como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si están presentes			

Fuente: Bieniawski

Tabla 8: Factor de reducción por la presencia de agua en las juntas Jw

Descripción	Valor	Presión de agua MPa
Excavación seca o poca infiltración, o sea < 5 L/mm localmente	1	0,1
Infiltración o presión medianas, lavado ocasional de los rellenos	0,66	0,1 – 0,25
Gran infiltración o presión alta en roca competente sin relleno juntas	0,5	0,25 – 1
Gran infiltración o presión alta, lavado importante de los rellenos	0,33	0,25 – 1
Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras, disminuyendo con el tiempo	0,2 – 0,1	> 1
Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento, sin disminuir en el tiempo	0,1 – 0,05	> 1
- Los factores de 3º a 6º son estimaciones aproximadas. Se aumenta el factor Jw si se instalan drenes		
- No se consideran los problemas ocasionados por el hielo		

Fuente: Bieniawski

Tabla 9: Factor de reducción por esfuerzos SRF

Descripción	σ_c / σ_1	σ_d / σ_1	Valor	
Zonas blandas y de debilidad que atraviesan la excavación y que puede ser la causa de que el macizo se desestabilice por descompresión desprendimientos cuando se construye el túnel	<i>Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad)</i>		10	
	<i>Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad < 50 m)</i>		5	
	<i>Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (prof. > 50 m)</i>		2,5	
	<i>Múltiples zonas de fracturas en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad)</i>		7,5	
	<i>Múltiples zonas de fracturas en roca competente (sin arcilla), (prof < 50 m)</i>		5	
	<i>Múltiples zonas de fracturas en roca competente (sin arcilla), (prof > 50m)</i>		2,5	
	<i>Fisuras abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)</i>		5	
Roca competente, problemas de esfuerzos en la roca	<i>Esfuerzo bajo, cerca de la superficie</i>	> 200	> 13	2,5
	<i>Esfuerzo mediano</i>	10 - 200	13-0,66	1
	<i>Esfuerzo grande, Estructura muy cerrada generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las tablas), roca resistente.</i>	10 – 5	0,33 - 0,66	0,5-2
	<i>Desprendido moderado y/o explosiones de pequeñas rocas, roca masiva.</i>	5 – 2,5	0,16 – 0,33	5-10
	<i>Desprendido intenso y explosiones grandes de la roca (masiva)</i>	< 2,5	< 0,16	10-20
	<i>Desprendido moderado y/o explosiones de pequeñas después de una hora en roca masiva.*</i>	5-3	0,5-0,65	5-50
	<i>Desprendimientos pequeños y explosiones de roca después de unos minutos en roca masiva.*</i>	3-2	0,65-1	50-200
<i>Explosiones grandes de roca y deformaciones dinámicas en roca masiva.*</i>	<2	>1	200-400	

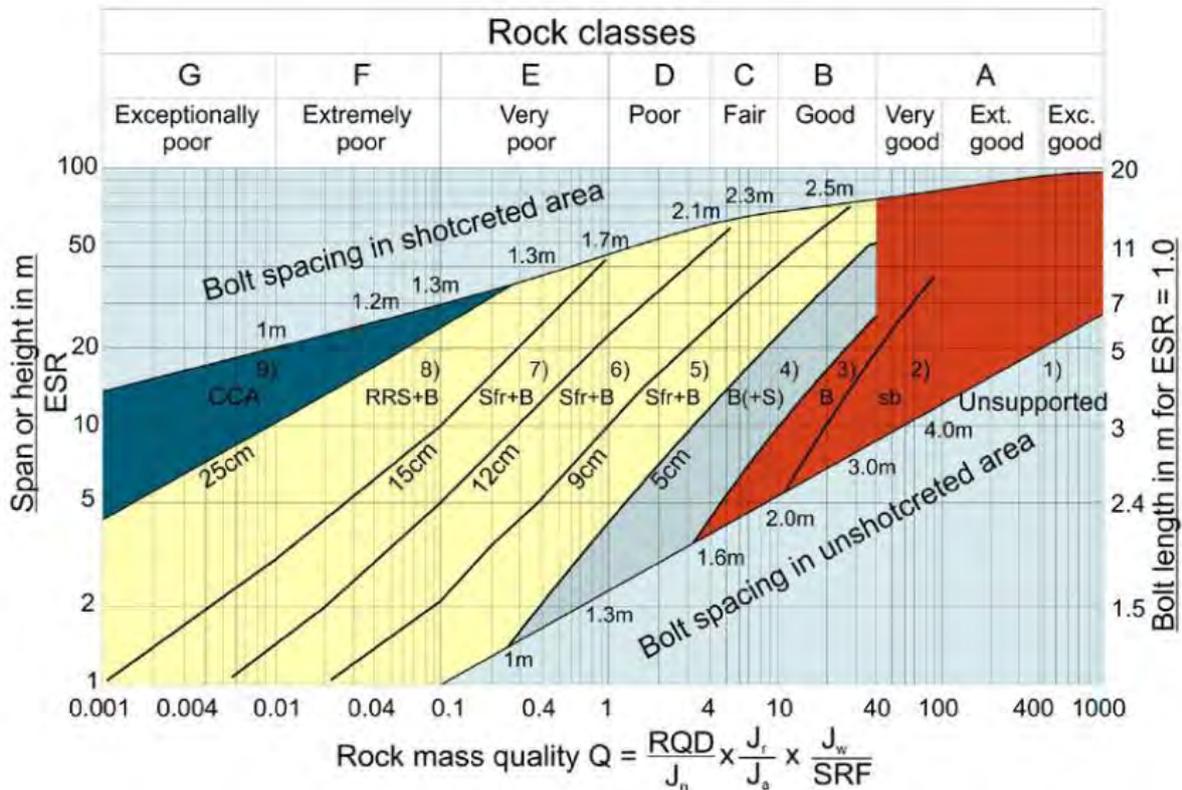
Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de roca	<i>Presiones compresivas moderadas, poca presión de fluencia.</i>	5-10
	<i>Presiones compresivas altas, presión grande de fluencia.</i>	10-20
Roca expansiva, acción química expansiva de la presión de agua	<i>Presión expansiva o de hinchamiento moderada</i>	5-10
	<i>Presión expansiva o de hinchamiento alta</i>	10-20
<p>- σ_c Resistencia a la compresión simple y σ_t resistencia a tracción</p> <p>- Redúzcanse estos valores de SRF en el 25-50% si las zonas de fracturas sólo intersectan pero no cruzan la excavación. Para un cambio virgen de esfuerzos anisotrópico. Cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$ se reduce σ_c a 0,8; σ_c y σ_t a 0,8 σ_t y 0,6 σ_t si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, donde:</p> <p style="padding-left: 20px;">σ_1 y σ_3 son las fuerzas mayores y menores principales</p> <p>- Hay pocos casos citados donde el techo debajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos(2,5 – 5).</p> <p>- * Las nuevas categorías añadidas 1994 por Barton y Grimstad incrementan el valor del SRF considerablemente respecto de lo valores originales, esto implica que sea posible tener que colocar sostenimiento donde antes el índice Q mostraba que no era necesario.</p>		

Fuente: Bieniawski

Tabla 10: Dimensión equivalente del túnel ESR

Descripción	ESR	ESR ₁₉₉₄
Galerías temporales en minas	3 - 5	2 - 5
Pozos verticales circulares	2,5	-
Pozos verticales rectangulares	2	-
Galerías permanentes en minas, túneles hidráulicos (excepto túneles a alta presión, conducciones), trabajos temporales, galerías piloto o galerías de avance	1,6	1,6 - 2
Cavernas pequeñas, de almacenamiento, túneles de acceso, túneles de carretera	1,3	1,2 - 1,3
Cavernas, túneles de carretera, emboquilles, intersecciones, plantas de energía	1	0,9 - 1,1
Cavernas para fábricas, centrales nucleares, estaciones de metro, polideportivos y áreas públicas similares	0,8	0,5 - 0,8
La dimensión equivalente se calcula como el máximo vano que tenemos entre los coeficientes ESR		
D.E. = vano/ ESR		

Tabla 11: Ábaco de RQD.



Fuente: Bieniawski

2.7 Método de explotación

2.7.1 Definición del Método de Explotación

El método de explotación es el tipo de estrategia o desarrollo de plan de acción para tener la opción más viable, rentable y eficiente en la explotación de un mineral, su determinación requiere un conocimiento técnico muy importante. Aquí se definen los principios o criterios generales de los hoyos que deja la extracción.

2.7.2 Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente.

Este método consiste en que el proceso de minado debe desde el fondo del tajo hasta las partes superiores; el corte sugerido para este método es el de mediante tajadas horizontales. Luego del proceso de fracturación y detonación el recurso es transportado y puesto en plataformas para su traslado. Para el soporte del hoyo de la mina se refuerza con cemento para que quede más duro y brinde seguridad prolongada

contra colapsos. Por otra parte, el material que queda puede ser mezclado con agua y transportado mediante tubos para rellenarlos en el área que se deseó tajar, el agua puede ser provenientes del relave de plantas concentradoras de mineral. (Bieniawski, 1989)

2.8 Evaluación técnica

La evaluación técnica está relacionada con el proceso de producción de la planta, como se sabe el proceso de producción consta de múltiples elementos: naturaleza, el capital, la mano de obra, etc. Para el caso de una mina la elección que equilibré la mejor combinación de factores productivos garantiza la calidad del producto y la disminución de costos.

2.9 Evaluación económica

Comúnmente conocida como la evaluación económica financiera, este mecanismo brinda soporte a las decisiones de la empresa. Ya sea de expansión o descubrimientos de nuevas vetas. Está relacionada con el manejo integral de todos los costos y el alcance de los objetivos y resultados. Estos indicadores nos ayudan a tomar decisiones sobre cuáles de las elecciones de equipos se traducirán en un mayor beneficio; así como, cuál debería ser el precio de costo del mineral, etc.

a) Valor Actual Neto (VAN)

Es un indicador que nos sirve para conocer el valor presente de nuestras inversiones en el tiempo. Esta nace de la formula del interés compuesto, pero trayendo el valor futuro al presente. Este indicador se caracteriza por separar estacionalmente el tiempo, midiéndolo en tiempos iguales. Para proyectos de inversión privada se utiliza los flujos de caja ya sean positivos o negativos como pronósticos. Este indicador nos da rentabilidad de una inversión y compararlos con otros proyectos que tengan similares características. Una de las dificultades de este método, para comparar la rentabilidad de un proyecto, es que resulta muy difícil que tasa de descuento usar. Ya que esta tiene otras características en el largo plazo. (Chain, 2013)

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

F_t: flujos de dinero en cada periodo “t”.

I₀: inversión inicial realizada (t = 0).

n: número de periodos de tiempo.

K: tipo de descuento o tipo de interés exigido a la inversión.

Un VAN > 0, se acepta el proyecto.

Un VAN = 0, se rechaza el proyecto.

Un VAN < 0, es indiferente efectuarlo.

b) Tasa Interna de Retorno (TIR)

La tasa interna de retorno es una medida de rentabilidad económica financiera que da conocer en cuanto los intereses generados por el capital. Pues, se busca que el flujo del capital salga positivo; cuando es así, significa que no solo se recuperó el capital invertido sino también algo más. Además, en términos más técnicos el TIR resulta

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+TIR)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+TIR)} + \frac{F_2}{(1+TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+TIR)^n} = 0$$

cuando se hacen iteraciones hasta que VAN sea igual a cero; inclusive, se puede interpretar al TIR como al interés máximo que se decide pagar al capital al culminar su tiempo de uso sin perder ganancias en el proyecto. (Chain, 2013)

Si el proyecto es rentable o no se debe comparar con la tasa de costo del capital. Pero generalmente durante su aplicación existen tres problemas fundamentales: Aunque la tasa de interés sea muy baja estas disminuyen por los montos que uno se presta; cuanto más alto se presta uno más baja es la tasa de interés si no tiene historial crediticio y confianza del sector financiero. Sería tentativo prestarse más dinero, pero uno debe evaluar la cantidad de dinero necesaria y los más bajo

intereses para encontrar el punto de equilibrio. Segundo problema; no existe un flujo de fondos siempre positivo en los intervalos de tiempo; es decir puede existir un flujo de fondos negativo anterior y luego seguir un flujo de fondos positivos apareciendo muchas tasas de rentabilidad (TIR múltiple). El tercer y último problema, se presentan cuando dos proyectos no se pueden realizar al mismo tiempo, es decir las rentabilidades y plazo se solapan (multiplicidad de exclusión) (Chain, 2013).

c) Índice Beneficio/Costo (B/C)

Como su nombre indica este proyecto se encarga de comparar los beneficios y costos del proyecto en el futuro para luego traerlos al presente, incluyéndose la inversión. Sus categorías son positivas y negativas. Se es positiva si índice es mayor a uno; y se dice que se acepta el proyecto y se es negativa cuando es menor a 1 y se dice que se rechaza al proyecto. (Chain, 2013).

d) Periodo de Recuperación (Pay Back)

El periodo de recuperación está ligado con el tiempo necesario para recuperar las inversiones. Mayormente se utiliza este índice para conocer el riesgo país de cada nación, así se puede decidir en qué país se es más seguro invertir o lo contrario.

e) Índice de Rentabilidad

Este índice resulta de la división entre el valor presente de los flujos de caja proyectados entre la inversión inicial del proyecto; como este tiene relación con el índice de beneficio costo a este se le añade la modificación adquiriendo la categoría de índice de beneficio modificado.

2.10 Estándares operacionales

Este índice mide el nivel de cumplimiento de los objetivos de la empresa por cada trabajador. Estos estándares operacionales miden el nivel de desempeño de los trabajadores considerando el tiempo en que cumplen sus actividades, la calidad de las mismas, etc.

2.11 Rendimiento y productividad

2.11.1 Rendimiento

El rendimiento mide todo el desempeño del patrimonio de la empresa; como se sabe el patrimonio son todos los derechos o bienes de propiedad que posee una empresa por tanto este indicador de rentabilidad nos mide el grado de eficacia operativa. (Sullivan, Wicks, & Luxhoj, 2004)

2.11.2 Productividad

En términos económicos se define a la productividad como el impacto de un factor productivo al total de la producción, comúnmente conocido como el aporte de un factor productivo a la función de producción. (Sullivan, Wicks, & Luxhoj, 2004)

CAPITULO III

III. INFORMACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO

3.1 Ubicación

La ubicación del yacimiento aurífero de la mina Yanaquihua se encuentra establecida en el Paraje Alpachay, que es jurisdicción del distrito de Yanaquihua, en la Provincia de Condesuyos, departamento y región de Arequipa.

Mientras que, sus coordenadas UTM, en el sistema WGS84, son las siguientes:

8 248 000 Norte y 714 000 Este.

3.2 Accesibilidad

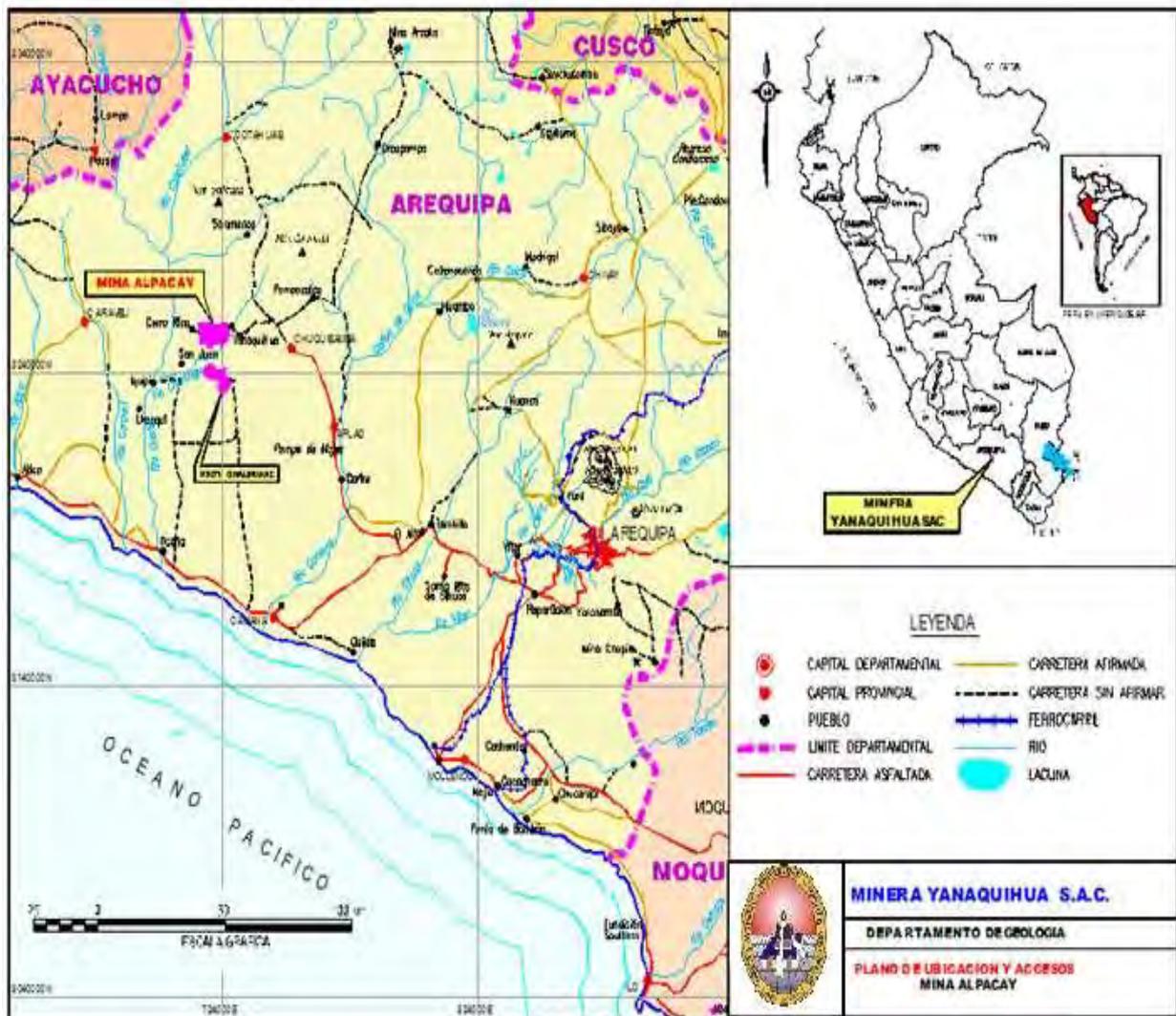
La siguiente ruta es utilizada para poder acceder al yacimiento aurífero de la mina Yanaquihua desde la ciudad de Arequipa

Tabla 15: Accesibilidad a la Unidad Minera Yanaquihua

Tramo	Distancia (Km)	Tiempo (h)	Observaciones
Arequipa – Aplao	154	3,0	Carretera asfaltada
Aplao - Chuquibamba	73	2,0	Carretera asfaltada
Chuquibamba - Yanaquihua	61	2,0	Carretera asfaltada
Yanaquihua - Calera	12	0,5	Carretera asfaltada
Calera – Camp. Central	6	0,5	Carretera afirmada
Total	306	8,0	

Fuente: MYSAC

Figura 9: Accesibilidad a MYSAC.



Fuente: MYSAC

3.2 Reseña histórica

En 1680, época colonial, los españoles extraían oro principalmente de las vetas ubicadas en Andaray, Encarna y Alpacay; para el año de 1815 se trabajó la veta “El Rey” conocida comúnmente como el filón las labores profundas. Desde el año de 1933 la Compañía Minera Alpacay S. A. comienza a realizar actividades llegando a cubicar 33,200 TM de mineral con una ley de 17,33 gr/TM, utilizando la veta El Rey.

La operación de las plantas de cianuro y flotación se inicia entre los años 40 para poder tratar relaves, minerales oxidados y minerales sulfurados con contenidos de por lo menos 3% de cobre y 14 gr/TM de oro. La planta de flotación dejó de operar en 1945 debido a un derrumbe ocasionado por la explotación de la veta El Rey ya que esta era muy piritosa.

Al culminar la construcción de la cortada Cerro Rico en 1948 se empezaron trabajos de desarrollo y preparación divididas en cuatro niveles llegando a alcanzar las zonas de Esperanza con el 7% de producción, Gertrudis 33%, Cerro Rico 55% y finalmente, San José con el 5% de producción. Sin embargo, la compañía Minera Alpacay S. A. dejó de realizar sus operaciones en 1954.

Por la década del 70 se instaló una planta no muy grande de amalgamación en la Mina Charco ubicada a 2km al oeste de Yanaquihua y que cubre los denuncios de Alpacay, está relacionada con la empresa Barmine S. A que fue sustituido por AURISUR S. A en 1980, esta empresa obtuvo la participación de Cia. Para el año 2000, llega a crearse e iniciar sus operaciones de exploración por los socavones y chimeneas la minera Yanaquihua que viene realizando estas actividades hasta el día de hoy.

3.3 Clima y vegetación

El clima del total del área donde se encuentra ubicado la mina se considera como un clima cálido pues está ubicado a 2,700 m.s.n.m. además esta zona minera es colindante con un terreno árida, por esta razón la temperatura máxima llega hasta los 20°C – 25°C y la mínima podría alcanzar entre los 7° a 10°C, las precipitaciones fluviales en los meses de enero a marzo son mínimas, además la precipitación anual promedio es de 1,000 mm y el mínimo es de 65mm. En las noches, con frecuencia la temperatura llega a alcanzar los 5°C y la velocidad de los vientos que se producen en esta zona es de 3m/s en promedio.

Como se mencionó antes la zona donde se ubica la minera es árida por lo que la vegetación es escasa; sin embargo, se encuentran algunas plantas silvestres como la formación vegetal del matorral y arbolada. Se definen así mismo ente 10 a 11 familias de especies vegetales y entre ellos se encuentran los cactus y helechos que se localizan y crecen en la mayoría del total de la zona minera. Por otro lado, en las zonas que se encuentra en la parte baja de la mina están utilizadas en su mayoría por la actividad de la agricultura ya que se encuentran valles, mientras que una mínima parte se dedica a la cría de equinos, vacunos y porcinos.

En la fauna de la zona minera se encuentra especies silvestres como: aves pequeñas, vizcachas, perros salvajes, zorros y otros animales que viven a 2, 000 m de altitud a más.

3.4 Hidrografía

Las cuencas hidrográficas que se ubican en el proyecto, son las quebradas áridas ubicadas en las zonas de Apacheta, Consuelo, El Rey, Esperanza, mientras que las quebradas de Piñog y Chiuca están alejadas de la ubicación del proyecto y que tienen aguas perennes, mayormente los cursos hídricos llegan a converger en el río Choruga en la zona de Piñog a causa de los deshielos del nevado Coropuna. El curso del río Piñog discurre por la zona del proyecto hacia una dirección de suroeste donde llega a denominarse río Chorunga que es de un recorrido corto y sus aguas llegan a desembocar en el principal y tercero más grande de la cuenca, el río Ocoña.

El río Ocoña mencionado antes como el principal de la zona, nace en Parinacochas a causa de las constantes precipitaciones ocurridas en las zonas altas y también de los deshielos que producen el caudal elevado y mantenerse así en temporadas de estiaje o tiempos de poco caudal, este río al confluir con los ríos de Cotahuasi y Marañón llega a tomar el nombre de río Grande u Ocoña que es proporcionado de aguas de distintos ríos hasta llegar a confluir con el Océano Pacífico. El río Ocoña llega a tener una extensión aproximada de 350 km con respecto a la cuenca llega a 15,600 km² de extensión de este, 12,300 km² llegan a pertenecer a la cuenca imbrifera o húmeda. Por otro lado, la confluencia de la cuenca del río Ocoña y el río Chorunga es va extendiendo hasta llegar a las provincias de Parinacochas y Lucana en el departamento de Ayacucho y en Arequipa las provincias de Condesuyo, La Unión y Camaná; la red de drenaje es poco densa y va de subdentrada a dentrada,

3.5 Geología

La geología es la ciencia natural que estudia tanto la parte interna como externa de la tierra así mismo su composición, origen y formación. En este sentido también se ocupa de todos los componentes como su carácter químico y llega a descifrar como puede evolucionar completamente el planeta.

3.5.1 Geología regional

La zona de estudio se caracteriza por la presencia de rocas intrusivas, volcánicas, metamórficas y sedimentarias, el emplazamiento de este empieza en la era

Precámbrico con la presencia de rocas del Complejo Basal ubicado en la costa considerada las más antiguas hasta la actualidad junto con los distintos depósitos cuaternarios o senos. Mientras que, sobre este mismo complejo, se emplazan también el Complejo Bella Unión hacia el Cretáceo, al mismo tiempo esta es cortada por los intrusivos del Batolito en el terciario, parte inferior que se encuentra la composición de Caraveli, las rocas del grupo Tacaza están en el terciario medio. Las rocas que se encuentran en la formación Huaynillas están emplazadas a finales del terciario junto con las rocas volcánico, sencca y la formación borrosa, así llegan a cubrir la serie estratigráfica en donde se encuentran los depósitos cuaternarios vigentes. El batolito de la costa llegó a emplazarse en el cretáceo superior terciario inferior y la roca que es intrusiva del Complejo Bella Unión se emplazó en el cretáceo medio a superior.

Además, se presenta como una especie de franja que corre en dirección paralela a la línea de costa, este Complejo Basal fue estudiado en 1960 por Mendivil, S. y Carrillo.

Con respecto a las características de las rocas que se ubican en la zona de estudio, litología, está comprendida por: granitos potásicos, gneis de composición granítica con color gris oscuro y en promedio de 15% a 20% de constitución ortosa, cuerpos tabulares de pegmatita granorífera y diques de formación básica a intermedia. Los gneis también está constituidos por un 10% de plagioclasas, compuestos de minerales ferromagnesianos como la biotita, de igual manera está conformado de clorita, sericita, muscovita y circón; en los gneis se presentan bandas oscuras a negras de hasta 3cm de grosor y que son cortadas por fallas y diques. Sin embargo, se puede observar gneis de inyección de tonos rojizos a marrón rojizos con granos gruesos, esta caracterizado por las pegmatitas de xenolitos, estructuralmente se puede constatar un distorsionado y fallado plegamiento. La ortosa está cubierta por óxidos de fierro como la biotita, limonita y algunas micas que se hallan completamente alteradas.

3.5.1.2. Formación Caraveli (Ti-ca)

La formación de Caraveli está ubicada suprayaciendo en discordancia a la formación de San José que no afecta en la zona del proyecto de estudio y al mismo tiempo esta yace inferiormente hacia las rocas de la formación Paracas, depósitos recientes y rocas de características volcánicas puesto que se comprende de depósitos de rocas sedimentarias clásticas o molásicos a causa de acumulaciones de pie de monte gracias a un ciclo erosivo como consecuencia de la primera fase de la tectónica andina.

Las características de las rocas, es decir su litología está comprendida por una serie de conglomerados que se encuentran compactos, deleznales y estratificados compuestas por capas finas gradacionales, los conglomerados también están conformados por sus cantos rodados los cuales lo conforman compuestos de gneis, cuarcitas, intrusivos y calizas ubicados en la parte interior de una matriz areno- tufácea caracterizada por el color gris. En algunas situaciones los conglomerados llegan a intercalarse con flujos

especialmente de barro con tonos marrones de 2.0 m de potencia y lodo tobáceo de nivel delgado

3.5.1.3. **Grupo Tacaza (Tm-ta)**

El Grupo Tacaza considerado como una evidencia del vulcanismo intenso que afectó a la región fue estudiada por Newell en 1948 y sucesivamente por Caldas J. en 1933, este último lo divide en dos formaciones que va de los 3900 m.s.n.m. hasta los 5500 m.s.n.m. El relieve está caracterizado por ser accidentado y con escarpadas elevaciones, las brechas volcánicas, lávicos, derrames, tufos soldados están expuestas en altitudes más allá de los 4000 m.s.n.m. Mientras que en la parte inferior está compuesto de niveles de tufos relacionados a sedimentos que son lacustres y de una ubicación subhorizontal, así mismo, estos niveles tobáceos se intercalan con brechas que pueden ser de colores entre verdosas y moradas, además los niveles tobáceos llegan a ser de colores blanco amarillento. Los minerales ferromagnesianos que son de trascendencia e importancia son la hornblenda que es de una menor proporción y la biotita, seguidamente sigue una serie tobácea latítica y que a causa de la meteorización se puede contemplar tintes amarillentos, además se ubican derrames volcánicos compuestas de dacítica latítica verdosas y violáceas con conglomerados delgados intercalados, las que también se presentan son las brechas compuesta de clastos de rocas que son volcánicas y de formación andesítica, de características porfíricas con fenocristales son las andesitas.

3.5.1.4. **Formación Huaylillas (Tm-hu)**

Esta formación está localizada infrayaciendo a la formación Sencca y suprayaciendo a rocas intrusivas y al grupo Tacaza en donde se ha podido observar remanentes pequeños a causa de los severos grados de erosión que se ha producido en dicha zona causando la destrucción de los estratos que se sitúan en esta zona. Las capas son subhorizontales o que puedan tener una ligera inclinación hacia el suroeste produciendo relieves bajos, las exposiciones se presentan a manera de irregulares fajas. Estas se muestran en forma de bancos donde el grosor no es más de 3.0m, también se puede visualizar depósitos de arena de grano grueso que son producidas por la descomposición de tobas porosas que por su baja consistencia llegan a descomponerse. Se entiende por la intercalación que existe entre las tobas

blanco amarillentas a rosadas dacíticas a riolíticas que en su mayor proporción está el feldespato y la biotita en laminillas y hornblenda en cristales pequeños como minerales ferromagnesianos, el cuarzo se presenta como cristales pequeños. La potencia que se presenta puede llegar a alcanzar los 400m.

Es asignada a una edad Mioceno Superior respecto a su posición estratigráfica y se correlaciona con Rumihuasi, la formación de Huaylillas de Moquegua, Auquivilca del Centro del Perú y los volcánicos de Ayacucho.

3.5.1.5. Formación Sencca (Tp-vse)

Esta formación se encuentra infrayaciendo al Volcánico Borroso con discordancia erosional, suprayaciendo al Grupo Tacaza y Huaylillas en discordancia; se compone de riolíticos, tufos y dacíticos con disyunción prismática al mismo tiempo está conformado por granos de cuarzo, lamelas de biotita.

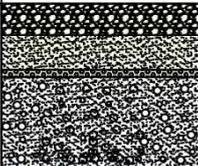
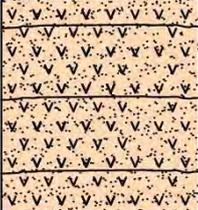
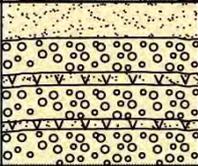
3.5.1.6. Grupo Barroso Inferior (TQp-ba)

El grupo Barroso Inferior está constituido subyaciendo hacia el volcánico Sencca que tiene discordancia erosional además se encuentra envuelto o cubierto por depósitos recientes y depósitos cuaternarios pleistocénicos.

3.5.1.7. Cuaternario (Q-al)

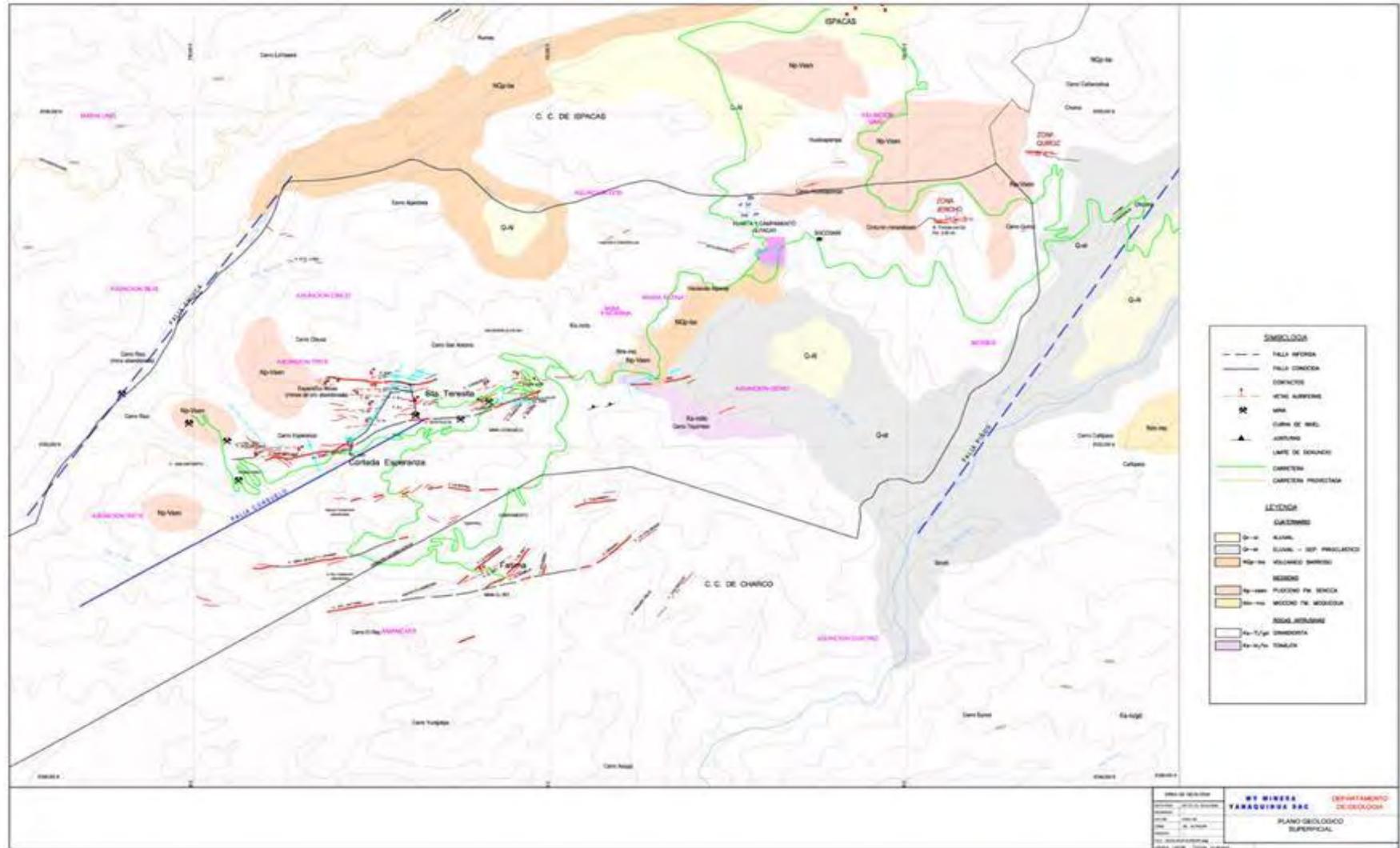
En el cuaternario se presentan gravas, limos, arcillas y suelos de arena como consecuencia de que en esta zona se constituyen depósitos coluviales, aluviales, eólicos y fluviales.

Figura 11: Columna estratigráfica de la Unidad Minera Yanaquihua.

EON	ERA	PERIODO	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	SIMBOLO	POT. (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION		
FANEROZOICO	CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Depósitos:	Q-AI	15		Depositos aluviales conglomerados y guijaros sub redondeados, arenas, gruesas y limo.		
				Aluviales	Q-EI					
				Coluviales	Q-Co					
		NEOGENO	PLIOCENO	VOLCANICO BARROSO	Estrato volcán Coropuna	NQp-ba	20		Tobas dacíticas a riolíticas	
										Discordancia erosional
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	Super Unidad Tiabaya Super Unidad Incahuasi	Ks-ti/gd Ks-in/to	?		Granodioritas, tonalitas del Batolito de la costa color blanco rosáceo. Superunidades Tiabaya, Incahuasi			
								Discordancia		
		MIOCENO	Fm. Moquegua	Superior	Nm-mo	15		Intercalación de conglomerados, areniscas tobáceas y tobas retrabajadas		
		PLIOCENO	Fm. Sencca	Np-vsen	50		Rocas volcánicas piroclásticas, riolitas de color marrón de textura microcristalina. Ignimbritas de color marrón claro.			
		PLEISTOCENO						Discordancia angular		

Fuente: Departamento de Geología de MYSAC

Figura 12: Plano geológico superficial



3.5.2 Geología local

El yacimiento Yanaquihua está constituido por rocas cuarzo monzonitas y rocas intrusivas ubicadas por la zona noroeste, mientras que en la parte del Terciario Superior noreste se visualiza la formación Sencca, por otro lado en la zona del Terciario Medio se ubica un afloramiento pequeño que llega a pertenecer a la formación Moquegua, además se emplaza el volcánico Barroso Inferior donde los depósitos cuaternarios cubren a estas antiguas rocas ubicados entre el Terciario Superior y el Pleistoceno Inferior.

3.5.2.1. Yacimiento mineral

El yacimiento minero llega a ser utilizado como materia prima para distribuirlo en fuentes de energía, además su explotación con respecto al valor económico es rentable; se comprende como una aglomeración de sustancia fósil o mineral que se encuentra en el subsuelo o superficie terrestre se caracteriza porque el contenido y volumen excede a lo normal.

3.5.2.2. Alteración hidrotermal

Existe una moderada a fuerte alteración argílica a causa de la acidez que se presenta en el sistema, esta alteración se presenta en las estructuras mineralizadas que son caracterizadas por presentar una coloración de tono blanquecina en el interior como en la superficie de la mina, también presenta anchos que pueden ir de pocos centímetros a 2.0 m. Se produce una moderada alteración propilítica que va acompañada de muy débil piritización y micro venillas de carbonatos, esto ocurre en la envoltura externa de las estructuras mineralizadas.

En la superficie es normal observar una coloración verdosa que va a imprimir a la roca granodiorita a causa de que el halo de alteración propilítica llega a unos 5.0 m.

La oxidación de los minerales sulfurados que son primarios es a causa de la alteración supérgena que afecta a toda la estructura de las vetas, al realizarse la intemperización de los óxidos ocasiona coloraciones amarillentas y rojizas en la superficie, permitiendo que las estructuras mineralizadas sean fáciles de ubicar.

Figura 13: Alteración Hidrotermal y Afloramiento de Estructuras Mineralizadas



Fuente: Departamento de Geología de MYSAC

3.5.3 Geología económica

En el mapa metalogénico está ubicada el depósito aurífero de la zona de Alpacay, lugar donde se encuentra la minera Yanaquihua S.A.C UP Alpacay , es sub provincia de oro-cobre, que pertenece a la extensión de Nazca a Ocoña ubicado en la costa peruana; la minera Yanaquihua es un yacimiento mesotermal, aurífero y filoniano. Junto con esta se encuentran otros depósitos o vetas que se extienden en la costa peruana como Chaluane, Chorunga, San Juan, Arihua, Maria Eugenia, etc. Los yacimientos de la minera Yanarigua se relacionan con la mineralización aurífera de las rocas intrusivas de Incahuasi y Tiabaya, superunidades del Batolito de la Costa.

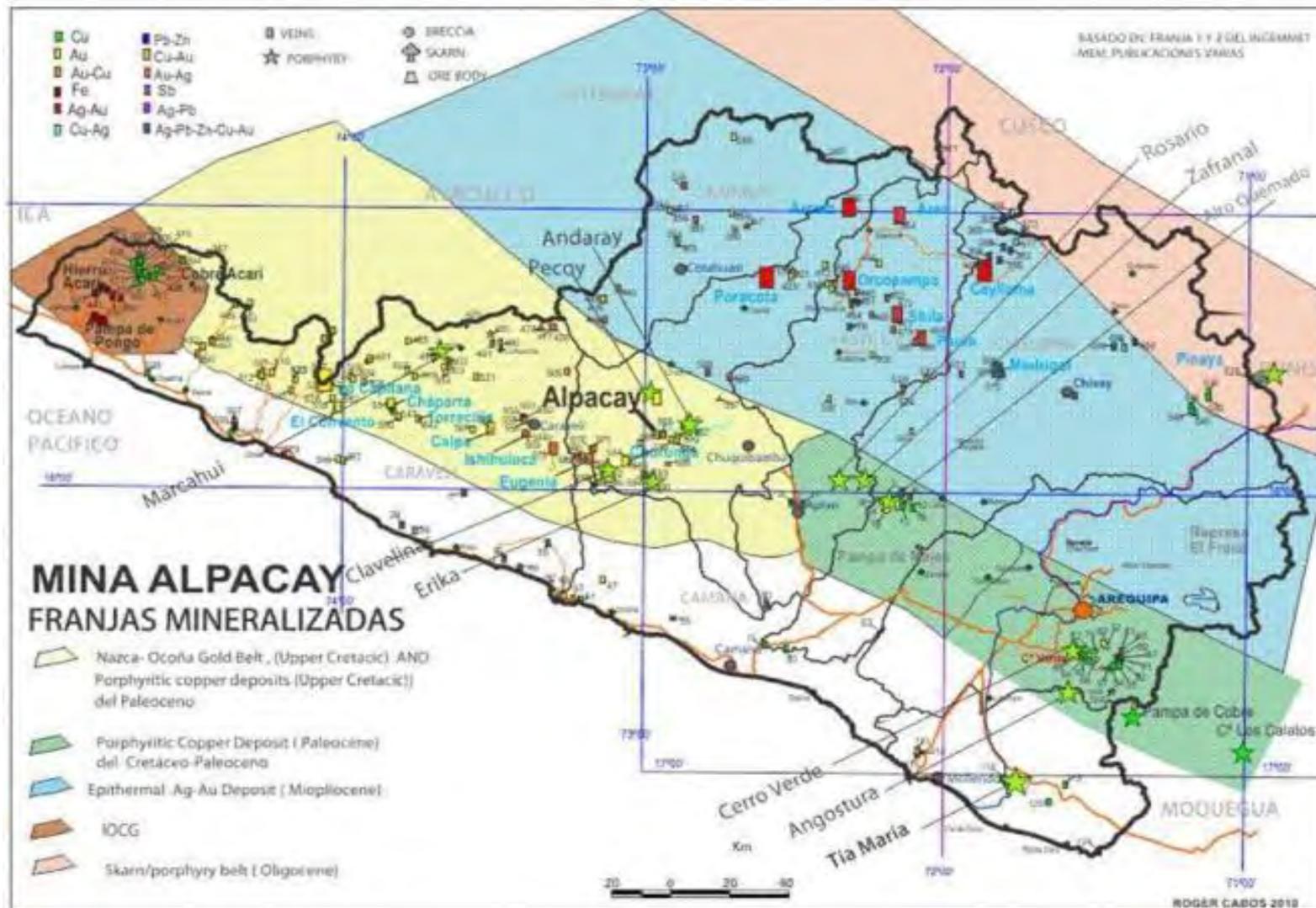
El número de vetas de la minera Yanaquihuas es de treinta encerrando reservas de profundidad importantes, estas vetas se encuentran con buena extensión y potencia que en grupo construyen un rumbo de Este a Oeste y buzamiento de 65°-80° Norte; además, entre estas se encuentra la veta troncal que consta de 3 clavos mineralizados medidos de largo a largo con 200 a 300 metros, de potencia entre 0.5 a 2 metros y con 2 km de recorrido y se reconoció hasta la cota 1,800 m.

Los valores económicos que representan las vetas son altas ya que, aunque trabajadas en pequeñas cantidades estas fueron rentables es por ello que se puede

deducir con un mayor tratamiento los rendimientos futuros pueden llegar a ser más óptimos de lo actual, pues concentran minerales de oro y plata.

Las vetas donde se encuentran mayormente las actividades mineras son los localizados en Esperanza, Consuelo y Cerro Rico, las vetas existentes en estas zonas son los denominados Despreciada, Paola, Esperanza, B2, Troncal, Huáscar y Rivera de estas se extrae el mineral mixto, sulfurado y oxidado para la planta que es de beneficio.

Figura 14: Mina Alpacay franjas mineralizadas.



Fuente: Departamento de Geología de MYSAC

3.5.3.1. Mineralogía

En la mina Yanaquihua la mineralización es errática en donde se encuentran ubicadas columnas que contienen en su mayoría cuarzo, limonita, hematita, pirita, galena, oro nativo con calcopirita y algunos subordinados, los ensambles se degradan lentamente a cuarzo, calcopirita y pirita en la profundidad, además estas columnas se hallan hasta más de 100 metros.

3.5.3.2. Veta Paola

Esta veta se caracteriza por estar relacionado a una mineralización de cuarzo gris, pirita diseminada, cuarzo blanco, al mismo tiempo asociado gouge y alteración argílica moderada destinada a las cajas. Se encuentra en un rumbo de N87° E, con un promedio de potencia 0.30 m, buzamiento 80° SE. la roca que se encajona pertenece a una granodiorita con una alteración argílica leve y fracturamiento por diferentes tramos.

Ley Promedio: 13.40 Au Grs/TM

Tabla 12: Tabla litológica.

Característica	Descripción
Color	Mesocrática
Grado de cristalinidad	Holocristalina
Tamaño de grano	Medio a grueso
Textura	Hipidiomórfica granular
Clase	R. Ígnea
Tipo	Intrusivo
Nombre	Granodiorita
Mineral	Porcentaje
Cuarzo (Qz)	14%
Plagioclasa (Pl)	58%
Ortosa	12%
Hornblenda	9%
Biotita	2%
Otros	5%
Total	100%

Fuente: Departamento de Geología de MYSAC

Figura 15: Veta Paola.



VETA PAOLA
N 80°E / 85°SE

Fuente: MYSAC

3.6 Operaciones unitarias mina

3.6.1 Características

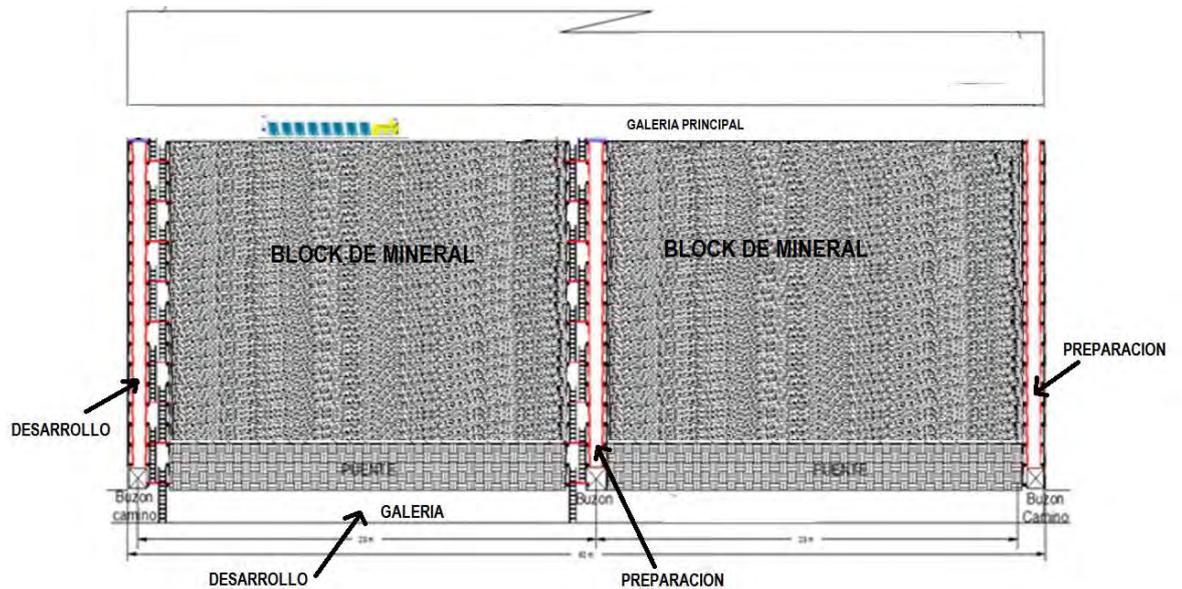
Está caracterizada por ser minería de tipo convencional utilizando un método para explotar de forma de corte y relleno ascendente, esta explotación es de circado.

3.6.2 Método de explotación corte y relleno ascendente

3.6.2.1. Preparación

La etapa de preparación puede ser realizada después durante de las labores verticales u horizontales como chimeneas, subniveles o piques que posibilitan la preparación de block de mineral que constituirán las zonas que se utilizarán para la explotación.

Figura 16: Método de explotación corte y relleno ascendente.



Fuente: C. Lopez Jimeno.

3.6.2.2. Ciclo de minado

a) Perforación

Se considera a la perforación como la actividad más importante del ciclo de minado por ende se debe realizar un buen diseño de malla, tomando en cuenta las diferentes características físico-mecánicas de la roca, los lineamientos de los taladros deben ser paralelos con respecto al ángulo y de la misma longitud afectando de forma directa a la cara libre frontal con un conjunto de taladros posicionados alrededor del arranque.

Tipos de Perforadoras

Para los frentes de avance se llegan a utilizar las perforadoras Jack Leg YT 29 A y de igual forma estas se usan para la ejecución de piques, mientras que para la perforación en chimeneas se usa las perforadoras Stopper YSP 45; cabe indicar que la perforación es de tipo convencional.

Las perforadoras utilizadas son efectivas para un mayor avance por minuto perforado ya que también son resistentes y llegan a perforar en roca maciza (granodiorita); las compresoras eléctricas alimentan por medio de aire comprimido a las perforadoras y el agua llega del reservorio denominado “submarino” que se encuentra localizado 40 m arriba, en el nivel 2286 (Teresita). La longitud de perforación es de 5 y 6 pies para las galerías, 3y 4 para realce y 4 y5 pirs para Chimeneas.

Figura 17: Máquina perforadora Jack Leg YT - 29A



Fuente: Propia

b) Voladura

La actividad de voladura es la más importante después de la operación de perforación además es la segunda actividad del ciclo de minado; a continuación, se encuentran los resultados que son considerados más óptimos: Adecuado control de la emisión de gases que son tóxicos y el polvo que se forma en efecto de la detonación del explosivo.

El material rocoso llegue a tener una buena fragmentación.

Disminuir la sobre rotura de la caja techo, caja piso y hastiales por medio de un control en las zonas.

Los accesorios y explosivos que se usan en la actividad de voladura son:

Semxa 80% con dimensiones de 7 x 7/8" y con un peso de 0.082 kg/cartucho como arranque en roca dura; así mismo, cartuchos de Semexa 65% utilizados para arranque en roca semidura.

Por otro lado, se utiliza Camex #8, mecha rápida dentro de las labores lineales y también en las distintas chimeneas y piques; se produce a consecuencia del amarre de todos los taladros que constan de mecha rápida para posteriormente iniciar el extremo iniciador.

c) Acarreo

Se utilizan las locomotoras eléctricas de marca Clayton y vagones mineros de tipo U-35 con una capacidad aproximada de 1.5 ton para el acarreo de minerales y desmonte.

3.7 Servicios Generales

3.7.1 Talleres de mantenimiento

Los talleres que se encuentran en la Minera Yanaquihua S.A.C están localizados en la zona de Esperanza I, estos talleres son de soldadura, electricidad y mecánica y cada uno de los anteriores están a cargo de un técnico con el objetivo de cubrir los diferentes requerimientos de instalación o desinstalación de equipos y maquinas, y de reparación en las zonas comprendidas de U.P Alpacay que son 7. El trabajo correspondiente a los técnicos puede ser dentro o en la superficie de la zona minera esto se determina por las necesidades y/o problemas que pueden presentarse en las labores cotidianas.

Figura 18: Talleres de mantenimiento.



Fuente: Propia.

3.7.2 Aire comprimido

Las compresoras llegan a absorber el aire limpio y este es comprimido para luego ser ubicado en tanques de almacenamiento con capacidad de 15000 PSI (pulmones de aire). Se encuentra una casa compresora con dos compresoras estacionarias de la marca Sullair VVC- 200 S localizado en la zona de Esperanza I, estas compresoras tienen capacidad de 457 a 1600 CFM y dan abastecimiento de aire a diversas zonas de la U.P Alpacay. El aire a presión que se envía a las galerías principales consta de tuberías de 4” de diámetro, esta medida de tubería se reduce a 2” de diámetro para que por medio de estas llegue a los puntos que son cercanos a los frentes de trabajo, mientras que para el correcto funcionamiento de la máquina perforadora, winche neumático y pala neumática se reduce a 1” de diámetro.

Figura 19: Compresora estacionaria de marca Sullair.



Fuente: Propia.

Figura 20: Tanques de aire comprimido.



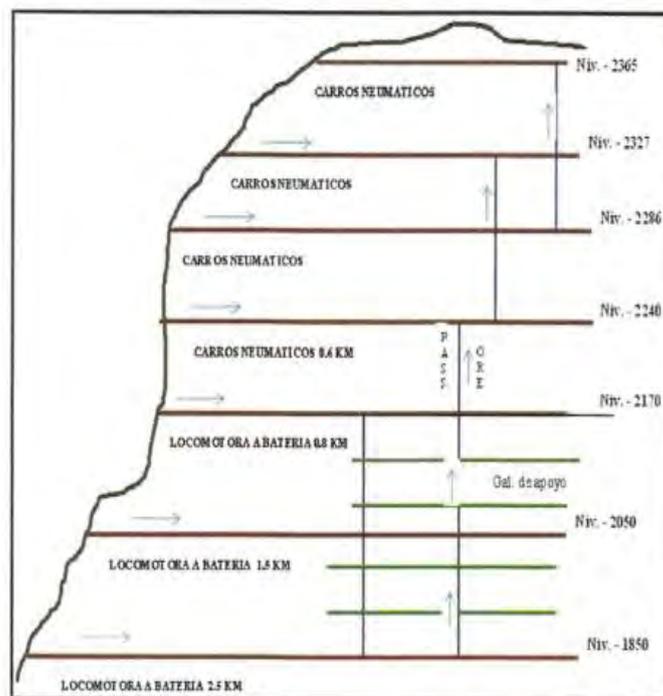
Fuente: Propia.

3.7.3 Ventilación

La ejecución de chimeneas en las actividades mineras representa altos estándares respecto a la ventilación es por esto que las chimeneas están ejecutadas cada 100 metros con el objetivo de obtener flujos adecuados y óptimos de aire completamente natural. La cantidad de trabajadores es determinante para calcular el diseño de ventilación para que el flujo de aire sea el adecuado dentro de instalación minera en donde se realizan diferentes actividades.

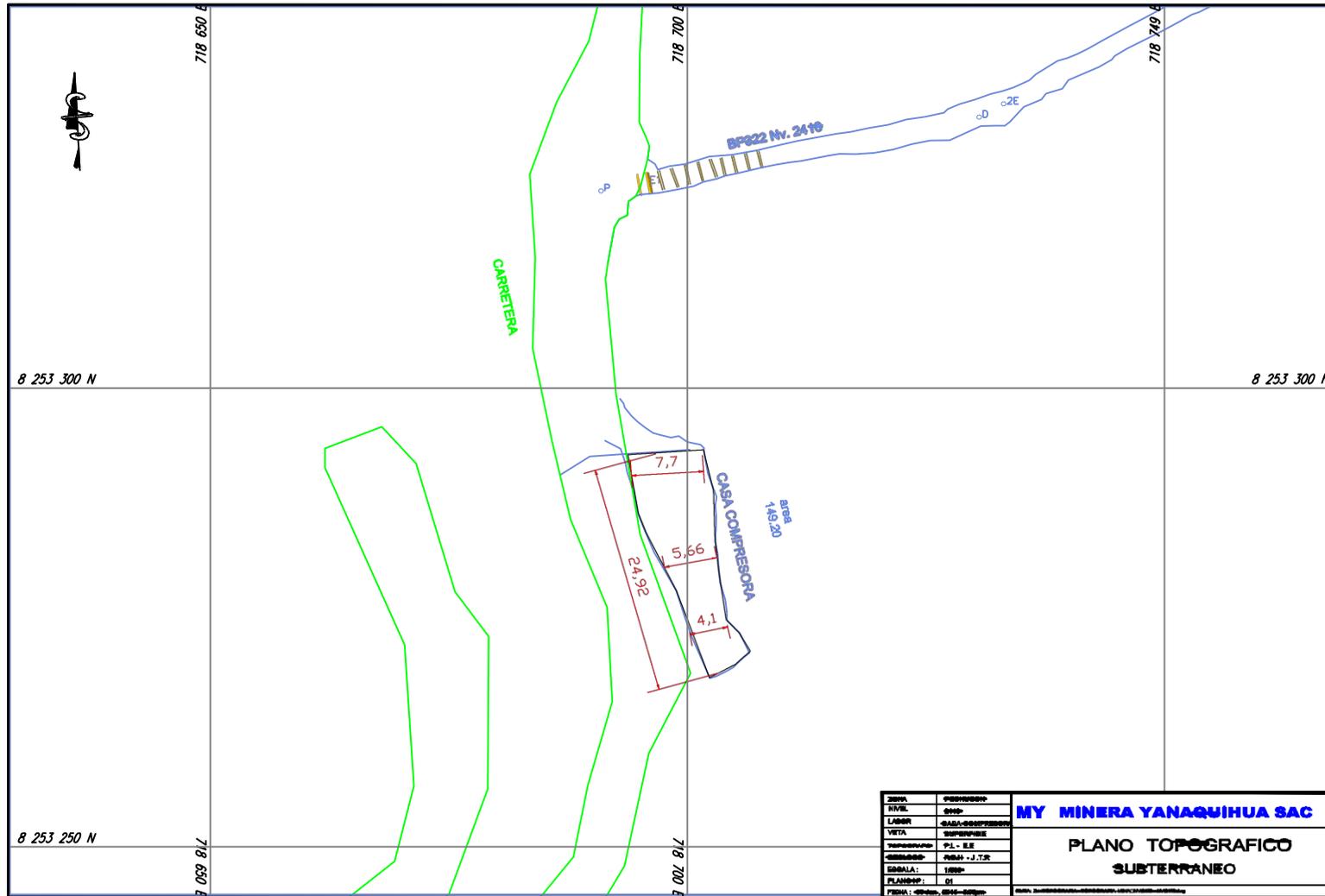
Al ser la chimeneas labores ciegas y con un alto porcentaje de riesgo por la aglomeración de monóxido que se concentra en el tope de la chimenea, la Minera Yanaquihua que es la zona de estudio procede a cumplir con lo que se dispone en D.S. 024-2016 E.M. y su respectiva modificación D.S. 023-2017 E.M., en donde se llega a disponer una ventilación forzada con aire que es comprimido mediante una línea auxiliar de ventilación (tercera línea), así mismo se llega a obtener una ventilación de tipo mecánica, constituida por un ventilador axial de marca AIRTEC que cuenta con una capacidad de 10 000 CFM/3500 RPM de 440 V – 30 HP, también está compuesta con aire que es permanente durante todo el día garantizando el completo desarrollo del ciclo.

Figura 21: Sistema de ventilación.



Fuente: MYSAC.

Figura 22: Plano topográfico subterráneo.



Fuente:

MYSAC.

3.7.4 Drenaje

En el drenaje de los frentes de trabajo como los piques se realiza de dos formas:

- En el pique, el agua que se acumula en el fondo es a causa de la perforación, por este motivo el agua es quitado por medio del balde de izaje para consecuentemente dirigirlo hacia el carro minero U-35 para posteriormente ser llevado a la cuneta de la principal galería y así poder ser girado para su evacuación
- Las aguas subterráneas originan las aguas que se acumulan por la filtración de las anteriores, estas se drenan mediante bombas de marca PEDROLLO de 440 V -10 HP. Las tuberías drenan hacia la cuneta de la principal galería y estas son de 2” de diámetro.

CAPITULO IV

IV. DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE INCLINADO

4.1 Criterios de clasificación del macizo rocoso

Para el proceso de clasificación del macizo rocoso se debe tomar en cuenta la época de formación de los minerales y las rocas; pues al poseer distintas características su tratamiento es distinto. Ya sea por la dureza o por su utilidad el tratamiento de estos materiales varía. Gracias al conocimiento científico y la innovación tecnológica se conoce gran parte de las propiedades de las rocas y en el estudio geológico, aunque aún se desconozcan algunas propiedades de las mismas gran parte del conocimiento de la tierra se ha visto plasmado en la utilización de recursos y el nivel de desarrollo de los países. Por tanto, los criterios de clasificación ya están determinados.

Tabla 17: Criterios de clasificación del macizo rocoso.

Propiedades	Métodos de determinación
Propiedades de identificación y clasificación	Composición mineralógica: textura, tamaño de grano, color
	Descripción visual, microscópica óptica y electrónica, difracción de rayos x
	Porosidad (n)
	Técnicas de laboratorio
	Peso específico (γ)
	Contenido de humedad
	Permeabilidad
	Ensayo de permeabilidad
	Durabilidad, alterabilidad (índice)
	Ensayo de alterabilidad
Propiedades mecánicas	Resistencia a la compresión simple
	Ensayo de compresión uniaxial, ensayo de carga puntual, martillo de Schmidt.

Resistencia a la tracción	Ensayo de tracción directa, ensayo de tracción indirecta.
Velocidad de ondas sísmicas	medida de velocidad de ondas elásticas en laboratorio
Resistencia	Ensayo de tracción triaxial.
Deformabilidad (módulos de deformación elástica, estáticos o dinámicos)	Ensayo de compresión uniaxial, ensayo de velocidad sísmica

Fuente: MYSAC.



4.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Las características del macizo rocoso son las siguientes: el nivel de espaciamiento va de 12 a 20 centímetros con una persistencia mayor a dos metros y con una apertura variable de 5 milímetros. En cuanto a las superficies, se tiene una rugosidad presente ligera en su forma con presencia de calcitas y relleno duro; todos estos menores de 5 milímetros. El método para conseguir estas características fue a través de la geoquímica GSI modificado y RMR. Respecto a los hastiales, el derecho y el izquierdo presentan una fractura regular, con un índice de RMR de 60 a 70. En cuanto a sus alteraciones se tiene un terreno muy fracturado regular como se evidenció a través del índice de Bieniawski (RMR) con un intervalo de entre 50 a 60.

Tabla 13: Tabla Geomecánica.

 SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO Y RMR					
LABORES DE AVANCE SECCIÓN 2.10x2.20 mts.		INTERSECCION DE LABORES			
 SIN SOPORTE  SS 4' OCASIONAL TC: 2 MESES  SS SIST 4', e:1.0x1.0m TC: 1 SEMANA  SS SIST DE 4', e:0.8X0.8m+MALLA TC: 1 DIA  PUNTAL EN LINEA, e:1.0m O CUADRO DE MADERA, e:1.2m TC: INMEDIATO  CIMBRA METÁLICA, e:1m TC: INMEDIATO		 SIN SOPORTE  SS SIST 5' 1.2X1.2m TC: 1 MES  SS SIST 5' 0.9x0.9m +MALLA TC: 4 DÍAS  CUADRO DE MADERA, e:1.2m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 2" TC: INMEDIATO  CUADRO DE MADERA, e:1m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 3" TC: INMEDIATO  CIMBRA e:1m TC: INMEDIATO		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)	
		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS Y CERRADAS (RC 100 A 200 MPa) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA)			
		REGULAR (RESISTENTE, LEVE, ALTERADAS) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE PICOTA)			
		POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)			
		MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (RC <25MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)			
ESTRUCTURA 	LEYENDA SS=SPLIT SET, SIST=SYSTEMICO SH=SHOTCRETE. e:ESPACIAMIENTO TC=TIEMPO DE COLOCACION DE SOSTENIMIENTO	B	R	P	MP
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 5 FRACT. POR METRO)</p>	LF				
 <p>FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 -75) Espc. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F				
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) espc. 0.06 a 0.2m. (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	MF				
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) espc. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF				
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE FRACTURADA CON MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T				
		20 15 10 5	20 15 10 5	20 15 10 5	20 15 10 5

Fuente: MYSAC.

4.1.2 Factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso excavado

4.1.2.1. Hidrológicos

Los estudios evidencian que la existencia de agua tiene un impacto importante en el área donde se realiza el proceso de minado. No solo el impacto que tiene el agua a nivel de la superficie es importante sino también a nivel del subsuelo. Esta agua subterránea moldea el área considerada para el proceso del minado; a través de la corrosión de materiales, el agua cambia el aspecto y composición de los materiales. Para que la fracturación y la implementación de un pique se deben evaluar todas las presiones hidrológicas sobre el material. No solo la consideración del aspecto hidrológico del terreno antes de la construcción de estructuras es importante; si no también luego de la construcción. Pues durante y después de la excavación la presencia de agua es continua en determinadas partes. Existen dos tipos de filtraciones del agua en las masas rocosas; por un lado, se tiene las filtraciones en canales de mayor tamaño denominadas fracturas por permeabilidad secundaria. Si sería el caso y si las filtraciones salieran por la matriz se denominaría permeabilidad primaria.

4.1.2.2. Tensionales

Las tensionales son características físicas del área geológica. Estas características pueden ser hechas de manera natural o inducidas. Al decir que las tensionales son inducidas, se habla de un posicionamiento donde las fuerzas se dan de manera tangencial al existir excavaciones subterráneas. En conclusión, las tensionales son características del terreno que se formaron en millones de años que dan una fuerza particular al terreno donde se encuentra el material y cuando existen intervenciones humanas como es el proceso de minado, el terreno requiere reajustarse para mantener la estabilidad de la fuerza concentrada en el equilibrio.

4.1.2.3. Constructivos

Existen tres factores importantes a considerar en este apartado: el tamaño y uso del túnel de la excavación; que hace referencia al comportamiento de la masa de roca y la frecuencia con que transita; el método de excavación, relacionado con el apartado de la voladura y el izaje. Y por último se tiene la orientación de la misma; relacionado con el nivel de fracturación que se desea alcanzar, ya sea para una posición vertical o con grados de inclinación

4.2 Caracterización del macizo rocoso del pique inclinado 223

Ya entrando en materia, para la construcción del pique inclinado 223, se hizo el estudio geológico de la masa rocosa. Donde se evidenció que existen rocas del tipo andesita porfírica, zonas de falla, granodiorita y granodiorita alterada.

4.2.1 Distribución de discontinuidades

Para observar las características de las discontinuidades de la andesita porfírica en el nivel 2050 se utilizó el método de verificación mediante brújula en discontinuidades menores como mayores. Se evidenciaron tres tipos de sistemas de características en la masa rocosa: en el sistema 1 se determinó un buzamiento de 80° sur oeste y un rumbo de N 50° oeste, en el sistema 2 con un buzamiento de 75° noreste y un rumbo Sur de 52 a 62 y el sistema 3 con un buzamiento 71° sur oeste y con un rumbo norte de 52° .

4.3 Profundización del pique

Para la determinación de la profundidad del pique, se consideró la distancia a la zona de la superficie y la facilidad de acceso a la mina y el menor tiempo del traslado de material. Por tanto, se decidió mantener el grado de inclinación de 85° y continuar dentro de este punto de oscilación, es decir, se decidió que el pique sea inclinado y no vertical. La razón

principal de esta decisión radica en que el buzamiento de la veta de la mina tiene un grado de inclinación de 85° desde el nivel de 2050 hasta el 2000.

4.3.1 Consideraciones generales

La construcción de un pique inclinado determina la necesidad de equilibrio entre dos factores muy importantes: la necesidad de extraer la mayor cantidad de mineral posible y la reducción en los costos de producción. La construcción de un pique tiene como finalidad conectar la superficie de la mina con la parte interna de la misma para que exista el traslado de equipos, personal y recursos mineros. Una vez que se identificó la real necesidad de la construcción de un pique y se observó su correspondiente viabilidad, se consideró la dureza del macizo rocoso que permita aguantar el área destinada al pique.

4.3.2 Objetivos de la profundización del pique

Ya determinada las consideraciones para la construcción del pique, se deben considerar objetivos como la de alcanzar la profundidad en el Nv2000 con posibilidades de expansión; así también se necesita el incremento de la producción ya que la vida útil de la mina Paola se está agotando y por tanto la producción de material se ha visto afectada. En cuanto al incremento de las áreas de extracción se vio la necesidad de incrementar más galerías con una dirección de este a oeste para su correspondiente extracción. Por último, se tiene que el transporte de material, personas y equipos se dará mediante el izaje.

4.3.3 Características del pique inclinado

Las características necesarias para el buen funcionamiento del pique inclinado son: las secciones tienen que tener medidas de 1.20 x 2.40 metros del buzón respecto al camino, la altura correspondiente debe ser igual a 50 metros para un tipo de roca regular y un buzamiento de 85° .

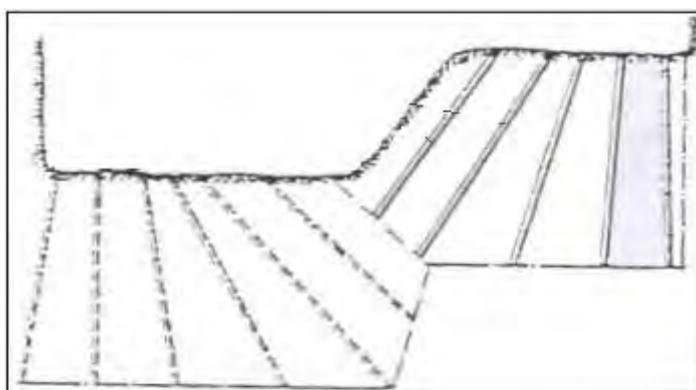
4.3.4 Descripción del método de construcción

El método de construcción será el banqueo que consiste en hacer un túnel con formas paralelas y horizontales.

4.3.4.1. Método de banqueo

Para el método del banqueo es necesario herramientas del tipo Jack leg que es una perforadora neumática utilizada en un terreno rectangular. El método consiste en la formación de rectas horizontales paralelas a través de la fracturación de la mitad del piso para que la otra mitad sea dejada para el recojo de aguas o si fuera necesario como un hueco libre.

Figura 23: Método de banqueo.



4.3.5 Cronograma de actividades del turno de trabajo

Tabla 14: Actividades del turno.

Tabla 19: Actividades del turno.

ACTIVIDADES	HORAS	CICLO							
Ingreso hasta la labor	00:40								
Inspección de la labor	00:30								
Regado	00:10								
Desatado de rocas	00:20								
Sostenimiento	02:30								
Limpieza / izaje	03:30								
Perforación	01:20								
carguío y voladura	01:00								
salida	00:20	00:40	00:30	00:10	00:20	02:30	03:30	01:20	01:00
Total	10:20								

Fuente: MYSAC.

4.4 Parámetros de perforación y voladura

Tabla 20: Perforación y voladura.

Descripción		Características
Equipos		Perforadora neumática Jack Leg YT 29A
Barrenos		cónicos "Sandvik Coromant" de 2' y 4'
Brocas		38 mm
Tipo de roca		Regular
N° de taladros		27 taladros
Arranque		Corte quemado
Sección		1.20 m x 2.40 m.
Trazo	de	Ver Imagen N°24.
perforación		
Longitud	de	4 pies = 1.22 m.
perforación		
Eficiencia	de	90%
perforación		
Eficiencia	de	95%
disparo		

Fuente: Catalogo Atlas Copco.

4.4.1 Perforación

Como se dijo anteriormente la máquina de perforación utilizada es la Jack Leg, que es un taladro percutor que utiliza barrenos y puntas intercambiables de 4 pies, para su manipulación se contará con un piquero y su ayudante. La perforación tendrá un comportamiento paralelo en base a la estructura del material rocoso y para el arranque se consideró un corte quemado.

4.4.1.1. Dirección de perforación

En algunos tramos, se requiere la detonación de explosivos y otros la perforación mediante taladros. La perforación se incidirá en la masa rocosa con una angulación de 90°, en otras palabras, la percusión se hará en forma vertical.

4.4.1.2. Diámetro de perforación

La teoría nos indica que el diámetro de perforación está relacionado con el tipo de broca que se desea utilizar, por lo general se desea que el diámetro del hoyo sea justo para el explosivo. Por tanto, se escogió una perforadora manual del tipo YT-29 A con brocas con un diámetro de 38 milímetros hechas de material de carburo de tungsteno.

4.4.1.3. Profundidad mínima del taladro

La profundidad que sea deseada alcanzar debe tener como medidas mínimas 1.2 metros para garantizar que el proceso de minado sea el adecuado. Se prefirió que el método de voladura sea el Langefors que consiste en relacionar el diámetro de perforación el grado de retardo y el peso del explosivo a través de una fórmula matemática para conocer el valor de la piedra máxima.

4.4.1.4. Equipo de perforación

Para el tipo de angulación de perforación, que es variado y no solo paralelo, se utilizó el taladro o perforadora neumática de modelo YT-29 A, cuyas características son las siguientes: su accionar es de manera manual, su funcionamiento requiere un motor que brinde aire comprimido para ejercer fuerza sobre la masa rocosa. Los diámetros de los hoyos de perforación deben realizarse entre un intervalo de 32 a 45 milímetros.

Tabla 21: Características de la perforadora.

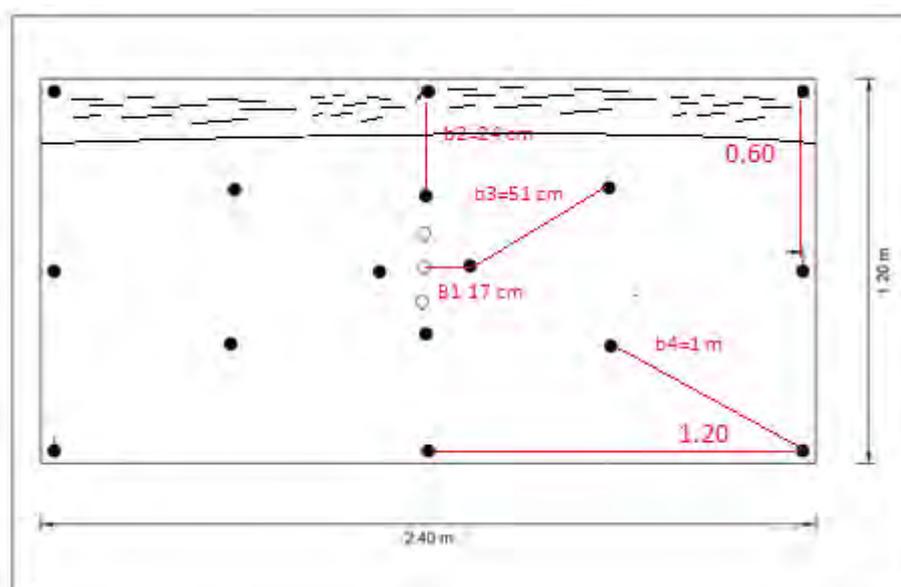
CARACTERÍSTICAS DE LA PERFORADORA YT 29		
Modelo	YT29A	
Peso (kg)	27	
Longitud (mm)	659	
Bocina Hexagonal (mm)	H22 x 108	
Diámetro de Perforación (mm)	34 - 45	
Diámetro del Pistón (mm)	82	
Carrera del Pistón (mm)	60	
Presión de Aire (at 0.5 MPa)	Consumo de Aire (L/S)	≤ 65
	Frecuencia de Impacto (Hz)	≥ 37
Rotación (r/min)	300	
Diámetro interno /manguera para Aire (mm)	25	
Lubricadora FY250 (Litro)	0,25	

Fuente: Catalogo atlas Copco

4.4.1.5. Diseño de malla

El diseño de la malla fue en base a la teoría de Langefors, el cual consiste en realizar las perforaciones en base a un punto imagen de concentración donde los demás hoyos les siguen concéntricamente y equitativamente.

Figura 24: Diseño de malla.



Fuente: Propia.

4.4.1.6. Tiempo de perforación por disparo)

Para el proyecto de pique propuesto se determinó un catálogo de horas el cual se visualiza en la tabla 22.

Tabla 15: Perforación con barreno de 4 pies y broca de 38mm.

N° TALADROS	TIEMPO DE EMPATE	TIEMPO DE PERFORACIÓN	TIEMPO DE SACADO Y POSICIÓN	TIEMPO POR TALADRO
1	0:00:25	0:03:09	0:00:39	0:04:13
2	0:00:32	0:03:15	0:00:31	0:04:18
3	0:00:35	0:02:40	0:00:38	0:03:53
4	0:00:30	0:02:58	0:00:32	0:04:00
5	0:00:27	0:02:51	0:00:36	0:03:54
6	0:00:26	0:02:50	0:00:31	0:03:47
7	0:00:32	0:03:10	0:00:37	0:04:19
8	0:00:28	0:03:05	0:00:33	0:04:06
9	0:00:29	0:02:56	0:00:34	0:03:59
10	0:00:34	0:02:59	0:00:33	0:04:06
11	0:00:27	0:03:02	0:00:34	0:04:03
12	0:00:29	0:02:58	0:00:28	0:03:55
13	0:00:34	0:02:55	0:00:30	0:03:59
14	0:00:25	0:02:59	0:00:36	0:04:00
15	0:00:30	0:03:03	0:00:39	0:04:12
16	0:00:26	0:03:10	0:00:38	0:04:14
17	0:00:24	0:03:09	0:00:30	0:04:03
18	0:00:29	0:02:55	0:00:37	0:04:01
19	0:00:33	0:03:02	0:00:33	0:04:08
			total	1:17:10

Fuente: Propia.

4.4.2 Voladura

Como se describió antes, el método de voladura será el banqueo a través de dos voladuras secuenciales: la primera será para dejar el material colgado y luego para recuperar el recurso minero. Esto se hace de manera repetitiva formando líneas ayudadas por el taladro percutor. Para esta actividad se debe tener una ventilación

adecuada ya sea a través de un ventilador eléctrico y si no existiera esta posibilidad se requiere un tubo por donde salga aire comprimido.

Tabla 23: Características y accesorios de voladura.

Descripción	Característica
Dinamita	Semexa
Composición	Semigelatina
Potencia	80%
Gravedad específica	1.18 g/cm ³
Dimensiones	7/8" x 7"
Peso	0.082 Kg/Cartucho
Fulminante	Nº 8
Carmex y mecha rápida	impermeable

Fuente: Propia

El cálculo del número de taladros por frente, nos indica la cantidad necesaria de taladros para la construcción del pique, esta está determinada por la relación que surge entre el perímetro (p) de la sección del túnel calculada en metros y la distancia medida entre los taladros adyacentes a la circunferencia (dt). Se puede observar que existe una relación inversa entre el perímetro y la distancia, es decir si aumenta la distancia entre los taladros de la circunferencia el número de taladros posibles disminuirá. El impacto del perímetro sobre el número de taladros, sin embargo, es directo; es decir que a un mayor perímetro de la sección del túnel el número de taladros disponibles tiende a disminuir. Esto es lógico, pues al hacerse mas grande la apertura del túnel, más taladros se necesitará. Por otro lado, se añaden otras dos variables: el área de la sección del frente (S) medida en metros cuadrados; y coeficiente o factor de la roca. Estas dos variables tienen un impacto positivo en el número de taladrados necesarios. El coeficiente de impacto de estas dos variables es mucho mayor que las anteriores variables al ser determinantes en el valor que toma el número de taladros necesarios.

Cálculo del número de taladros por frente (N): Según manual de EXSA S.A

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$$

Donde:

- S : Área de la sección del frente (m²)
 P : Perímetro de la sección del túnel, en metros ($P = 4\sqrt{S}$)
 dt : distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos.
 C : coeficiente o factor de roca.

El coeficiente de factor de roca mide la dureza en la composición de una roca, para categorizar la existen tres niveles de 1 a 2.25, cuando las rocas van tienen u coeficiente de 1.0 a 1.2 son rocas del tipo suaves y pre facturadas; cuando el coeficiente va de 1.5 a 1.7 el nivel de dureza de la roca es de rocas intermedias, y por último cuando el coeficiente del factor de roca va de 2 a 2.25 el tipo de roca es dura y difícil de romper.

Tabla 25: Coeficiente o factor de roca

K	Tipos de roca
2.00 a 2.25	Rocas duras, difíciles de romper
1.5 a 1.7	Rocas intermedias
1.0 a 1.2	rocas friables, suaves, pre facturadas

Fuente: Manual de voladura Exsa.

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{6.79}{0.60} + (2.0 \times 2.88) = 16.21 \text{ taladros}$$

Longitud real de perforación (Lrp)

$$Lrp = 4' \times 0.3048 \times 0.9 = 1.10 \text{ m}$$

Distancia neta de carga explosiva (Dnc)

$$Dnc = \frac{2}{3} \times 1.10 \text{ m} = 0.73 \text{ m}$$

Cantidad de cartucho por taladro (Cct)

$$Cct = \frac{0.73 \text{ m}}{0.20 \text{ m/cart}} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

Con las fórmulas ya establecidas, pasamos a calcular el nivel de taladros acorde el tipo de roca para nuestro proyecto: el perímetro de la sección del túnel (p) es de 6.79, la distancia entre los taladros de la circunferencia es de 0.6. Los dos otros factores como son el área de la sección del frente (S) medida en metros cuadrados; y coeficiente o factor de la roca, tienen medidas de 2.88 y 2 respectivamente. Todos estos valores nos dan un número de taladros necesarios de 16.21, que redondeado a 17 es la cantidad necesaria de taladros.

Cantidad de explosivo por disparo (Ccd)

$$masa = volumen \times densidad$$

$$volumen = \pi (0.01 \text{ m})^2 \times 0.2 \text{ m} = 0.00006 \text{ m}^3$$

$$Masa = 0.00006 \text{ m}^3 \times 1.18 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times 1000000 \frac{\text{cm}^3}{1\text{m}^3} = 0.070 \text{ kg/cartucho}$$

$$Ccd = 16 \text{ tal} \times 4 \text{ cart} \times 0.070 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = 4.48 \text{ Kg}$$

Volumen de material que se va extraer (Vme)

$$Vme = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} = 3.17 \text{ m}^3$$

Cantidad de pies perforados por disparo (Cpd)

$$Cpd = 16 \text{ taladros} \times 1.10 \frac{\text{m}}{\text{tal}} = 17.6 \text{ m} = 57.74 \text{ pies}$$

Para determinar la cantidad de explosivo por disparo necesario se hizo uso de la fórmula descrita en las secciones anteriores donde la cantidad de explosivo por disparo, está determinado por la masa y el volumen de la explosión. Siendo la masa determinada por el volumen y la densidad. Estos dos últimos adquirieron valores de 0.00006 metros cúbicos y de 0.2 metros respectivamente. Haciendo los cálculos necesarios se determinó que la masa del cartucho necesario es de 0.070kg/cartucho. Reemplazando todo esto en la fórmula de cantidad de explosivo por disparo (Ccd) fue de 4.48 kg. Calculado esto el volumen de material a extraer resulto de 3.17 metros cúbicos. Por otro lado, la cantidad de pies perforados por disparo (Cpd) fue de 57.74 pies.

Volumen roto por disparo (Vrd)

$$Vrd = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 1.3 = 4.12 \text{ m}^3$$

- factor de esponjamiento : 30% = 1.3

Tonelaje roto por disparo (Trd)

$$Trd = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.10 \text{ m} \times 2.6 \frac{TM}{m^3} = 8.24 TM$$

Factor de potencia (Fp)

$$Fp = \frac{4.48 \text{ Kg}}{8.24 \text{ Tm}} = 0.54 \frac{\text{Kg}}{TM}$$

Existen otros aspectos importantes a considerar como el volumen roto por disparo cuya cantidad fue de 4.12 metros cúbicos junto con un factor de esponjamiento de 1.3. Ya conocida esta cantidad es necesario calcular el tonelaje roto por disparo cuya cantidad necesaria es de 8.24 toneladas métricas. Por ultimo se tiene el factor de potencia (Fp) de 0.54kg por tonelada métrica.

4.4.2.1. Explosivos y accesorios utilizados

Se utilizarán accesorios como dos sexemas de 65% y 80% junto con un carguío utilizado de forma manual; así mismo, se utilizará mechas rápidas y carmexs.

4.4.2.2. Sistemas de iniciación

El sistema de iniciación será a través de la mecha corta y los cables serán Carmex; por ser una voladura de corto alcance se prefiere que la cuerda no esté a mucha distancia.

4.4.2.3. Tiempo de cargado.

Tabla 16: Tiempos de cargado de taladros.

Nº DE TALADRO S	COLOCAD O DE CEBO	COLOCADO DE CARTUCHO S	RETACADO	TACO	TIEMPO POR TALADRO
1	0:00:10	0:00:17	0:00:22	0:00:15	0:01:04
2	0:00:12	0:00:16	0:00:20	0:00:18	0:01:06
3	0:00:11	0:00:18	0:00:21	0:00:16	0:01:06
4	0:00:15	0:00:15	0:00:20	0:00:15	0:01:05
5	0:00:13	0:00:16	0:00:23	0:00:17	0:01:09
6	0:00:10	0:00:14	0:00:24	0:00:16	0:01:04
7	0:00:15	0:00:17	0:00:22	0:00:18	0:01:12
8	0:00:13	0:00:18	0:00:20	0:00:15	0:01:06
9	0:00:14	0:00:17	0:00:22	0:00:17	0:01:10
10	0:00:11	0:00:16	0:00:24	0:00:15	0:01:06
11	0:00:13	0:00:18	0:00:23	0:00:17	0:01:11
12	0:00:10	0:00:19	0:00:25	0:00:15	0:01:09
13	0:00:12	0:00:15	0:00:20	0:00:18	0:01:05
14	0:00:14	0:00:16	0:00:25	0:00:15	0:01:10
15	0:00:11	0:00:17	0:00:20	0:00:16	0:01:04
16	0:00:10	0:00:15	0:00:22	0:00:17	0:01:04
				TOTAL	0:17:51

Fuente: Propia.

4.4.3 Sistema de izaje para material roto

El sistema de izaje ira acorde a la teoría de Borísov (1976) el cual considera el peso del balde cargado, factores de seguridad, el peso del cable, el diámetro del tambor y la potencia del motor entre otros.

4.4.3.1. Balde o Skip

Tabla 27: Características del balde

CARACTERÍSTICAS DEL BALDE			
		Parámetro	Unidad
Volumen		0,576	m ³
Capacidad de carga			
	Ancho	0,5	m
Dimensiones totales	Largo	0,5	m
	Altura	0,6	m

Fuente: Propia.

4.4.3.2. Capacidad del balde

$$V_{balde} = a * l * p$$

$$V_{balde} = 0.5 * 0.5 * 0.6$$

$$V_{balde} = 0.15 \text{ m}^3$$

Donde:

- V_{balde} : Volumen del balde (m³)
- A : Ancho (m)
- L : Longitud (m)
- P : Profundidad (m)

Para el sistema de izaje se es necesario determinar las características del balde siendo estas las siguientes: se tiene un ancho de 0.5 metros, de largo 0.5 metros y de altura 0.6 metros. La capacidad de balde está determinada

por los tres factores anteriores multiplicados entre si lo que nos da la capacidad del balde medidos en metros cúbicos. Para nuestro proyecto, se determinó que la capacidad de balde necesaria es de 0.15 metros cúbicos.

4.4.3.2. Peso del Balde Cargado

$$Sl = \frac{V_{balde} * \gamma * \psi}{K_e}$$

$$Sl = \frac{0.15 * 2.7 * 0.9}{1.3}$$

$$Sl = 0.28 \text{ ton}$$

$$Sl = 280 \text{ kg}$$

Donde:

SL: Peso del balde (Kg)

γ : Peso específico de la roca (t/m³)

Ψ : Coeficiente de llenado (%)

Ke: Factor de esponjamiento

Para determinar el peso del balde cargado se valió de 4 variables: el volumen del balde visto anteriormente, el cual nos indica la capacidad del balde; el peso específico de la roca que mide su nivel de fuerza con que el planeta tierra hace efecto sobre el balde cargada sobre roca; el coeficiente de llenado que esta medida en porcentajes, nos indica hasta qué punto el balde es llenado con el material rocoso y esta proporción nunca debe ser el 100% de su capacidad; y por ultimo se tiene, el factor de esponjamiento que tiene una relación inversa con el peso del balde. Así mismo, las tres variables tienen una relación directa con el peso del balde cargado, sin embargo, el peso de las variables en la ecuación es determinado por el factor de esponjamiento.

4.4.3.2. Peso del balde

$$SW = \frac{1}{5} * SL$$

$$SW = \frac{1}{5} * 280$$

$$SW = 56 Kg$$

Donde:

Sw: Peso del balde(kg).

Sw: Peso del balde cargado(kg)

4.4.3.3. Cálculo del peso que el cable deberá soportar

$$Wt = 1.1 * (Wb + Wm + Wa)$$

$$Wt = 1.1 * (0.056 + 0.28 + 0.06)$$

$$Wt = 0.402 ton$$

Para el peso del balde se determinó el peso de balde cargado, dividido entre 5 que es la cantidad proporcional si se quiere considerar al balde como único peso. El peso de balde cargado es igual a 280 kilogramos. Haciendo los cálculos tenemos que el peso del balde es igual a 56 kilogramos. Todos estos cálculos son necesarios para determinar el peso que el cable transportador necesitará soportar. Para determinar esta cantidad, se requiere de tres variables: el peso del balde vacío, calculado anteriormente; el peso del material a extraer, que también se calculó anteriormente; y por último el peso de los accesorios que son determinados por la elección de equipos necesarios para el izaje. Todas estas variables se desarrollan entre sí a través de la suma y su impacto para conocer el peso que deberá sostener el cable se hace a través del factor de carga 1.1. Para el proyecto que se desea trabajar se consideró que el peso total será igual a 0.402 ton.

Donde:

Wt: Peso que deberá sostener el cable (ton)

Wb: Peso del balde vacío (t)

Wm: Peso del material a extraer (t)

Wa: Peso de los accesorios (t)

4.4.3.2. Resistencia a la ruptura del cable

$$R_r = 7 * Wt$$

$$R_r = 7 * 0.402 \text{ ton}$$

$$R_r = 2.814 \text{ ton}$$

Donde:

Rr: Resistencia de ruptura (t)

Wt: Peso que deberá sostener el cable (t)

4.4.3.3. Longitud del Cable

$$L_{cable} = P + H_v + H_c$$

$$L_{cable} = 50 + 5 + 4$$

$$L_{cable} = 59 \text{ m}$$

Donde:

Lcable: Longitud del cable (m)

P: Profundidad del pique (m)

Hv: Altura de volteo (m)

Hc: Altura piso exterior del pique

Para conocer la resistencia a la ruptura del cable se es necesario calcular el peso que sostendrá el cable, como se vio en la sección anterior, que tuvo un valor de 0.402 ton. Este es multiplicado por el factor 7 adquiriendo una resistencia de ruptura de 2.814 ton. La longitud del cable necesaria se determina por la suma de tres variables: la profundidad del pique, la altura de

volteo y la altura del piso exterior del pique. Para nuestro proyecto estas variables adquieren los valores de 50,5 y 4 respectivamente; haciendo que la extensión o longitud del cable necesario sea igual a 59 metros.

4.4.3.2. Tipo de cable

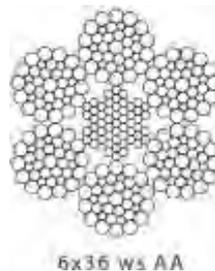
Tabla 28: Características Técnicas del Cable de Acero

Características técnicas del cable de acero				
Diámetro	Diámetro	Grado	Resistencia Garantizada	Peso Lineal
Pulg	mm	N/mm ²	Ton	Kg/m
1/2	12.7	1770	10.4	0.68

Fuente: Catálogo de cables Prodac.Bekaert

Cable tipo Cascabel de 6*36

Figura 25: Cable de acero Cascabel.



Fuente: Catálogo de Cables Prodac Bekaert

4.4.3.2. Diámetro del Tambor

$$D = 60 * d$$

$$D = 60 * 0.0127$$

$$D = 0.762 \text{ m}$$

Donde:

D: Diámetro del tambor (m)

d: Diámetro del cable (m)

El cable de acero para ser utilizado en el proyecto tiene un diámetro de media pulgada equivalente a 12.7 milímetros. Se eligió este cable por tener una resistencia para 10.4 toneladas y para soportar un peso lineal de 0.68 kg. Para hallar el diámetro del tambor se considera el diámetro del cable multiplicado por 60 que es la medida sexagesimal. Para fines del proyecto el diámetro del cable es de 0.0127. Por tanto, el diámetro del tambor será de 0.72 metros

4.4.3.2. Diámetro de la polea

Con el diámetro del cable calculado se determinará el diámetro de la polea, esto se definirá usando la tabla siguiente:

Figura 26: Relación entre diámetro del cable y el diámetro de la polea.

CONSTRUCCION DEL CABLE	D (diámetro de poleas)	
	R (recomendado)	A (mínimo aceptable)
6 x 7	72 x d	42 x d
6 x 17 Seale	56 x d	37 x d
6 x 19 Seale	51 x d	34 x d
6 x 21 (6 x 16 Filler)	45 x d	30 x d
6 x 26 Warrington Seale	42 x d	28 x d
6 x 25 (6 x 19 Filler)	41 x d	27 x d
6 x 31 Warrington Seale	38 x d	25 x d
6 x 36 Warrington Seale	31 x d	21 x d
6 x 41 Warrington Seale	28 x d	19 x d
6 x 43 Filler Seale	31 x d	21 x d
6 x 49 Filler Seale	28 x d	19 x d
8 x 19 Seale	36 x d	24 x d
8 x 25 (8 x 19 Filler)	29 x d	19 x d
18 x 7 Resistente a la Rotación	51 x d	36 x d

Fuente: Catalogo de Cables Prodac Bekaert

Para el cable de 6x36 la relación del diámetro de la polea y el cable es de 31 a 1.

$$D_{polea} = 31 * 0.0127$$

$$D_{polea} = 0.3937 \text{ m}$$

$$D_{polea} = 15.5 \text{ pulg}$$

Distancia horizontal desde el eje del cable de extracción hasta el eje del tambor.

Fuente: Catalogo de Cables Prodac Bekaert

$$a = [((H_c + H_v) - 1) * \cot\theta] + \frac{D_{polea}}{2}$$

$$a = [((4 + 5) - 1) * \cot 45] + \frac{0.3937}{2}$$

$$a = 8.20 \text{ m}$$

Para el diámetro de la polea se sugiere que se construya un cable Warrington Sale de 6 x36, para calcular el diámetro de la polea se calcula la longitud del mismo habiendo una relación de 31 a 1 proporcionalmente. Al multiplicar

estos valores el diámetro es igual a 15.5 pulgadas. Para la distancia horizontal desde el eje del cable de extracción hasta el eje del tambor; se hace uso de la fórmula donde se utiliza el diámetro de la polea, el diámetro horizontal del eje medida en metros. Siendo la altura del tambor igual a 8.20 metros.

Para determinar la longitud inclinada desde la polea hasta el tambor del winche se hace uso de la fórmula que reúne las variables como la distancia horizontal al eje, la altura del volteo, la longitud inclinada y la altura del piso al eje del tambor. Estas variables se relacionan a través de una raíz cuadrada al tener implícito el valor de los cuadrados de las variables. Siendo así, que el valor de la longitud inclinada (parabólico) es de 11.31 metros.

En resumen, la longitud total del cable necesario está determinado por las siguientes distancias: la distancia de la polea con el tambor es de 8.20 metros, la altura de volteo de la polea es de 5 metros, la profundidad del pique es de 50 metros, la altura de la línea de volteo es de 4 metros y por último la longitud extra calculada es de 77.2 metros.

Para determinar el peso del cable se hace uso de la longitud total del cable obtenida anteriormente junto con el peso del cable por metro. Esta relación es directa al relacionarse a través de la multiplicación. Por tanto, los valores de ambas variables son de 77.2 y 0.68 respectivamente. Donde se calcula un peso del cable de 52.50 kilogramos.

Para el sistema de soporte de la polea se hizo un indicador donde se suma la altura del balde, la altura de seguridad necesaria y un parámetro de 0.75. Todo esto está multiplicado por el radio de la polea dándonos una altura de empotramiento de la polea (m) de 1.5 metros. Así mismo, el peso de la estructura de soporte de la polea esta relacionado con el sistema de soporte de la polea, multiplicada por el esfuerzo máximo con que se puede romper el cable. Multiplicándose todas estas variables el resultado es de 0.35 toneladas.

Donde:

a: Distancia horizontal del eje (m)

H_v: Altura de volteo (m)

c: Altura del piso al eje del tambor (m)

θ: Ángulo de posicionamiento del eje de la polea con respecto al eje del tambor

Longitud inclinada desde la polea hasta el tambor del winche.

$$L_i = \sqrt{(((H_c + H_v) - c)^2) + ((a - \left(\frac{d_p}{2}\right))^2}$$

$$L_i = \sqrt{(((4 + 5) - 1)^2) + ((8.20 - \left(\frac{0.3937}{2}\right))^2}$$

$$L_i = 11.31 \text{ m}$$

Donde:

L_i: Longitud inclinada

H_v: Altura de volteo (m)

a: Distancia horizontal del eje (m)

c: Altura del piso al eje del tambor (m)

4.4.3.3. Longitud total del cable necesario

Tabla 29: Longitud total del cable necesario.

Cable necesario			
Parámetro	Simbología	Longitud	
Profundidad del pique	P	50	m
Altura de la línea al volteo	H _v	4	m
Altura del volteo a la polea	H _e	5	m
Distancia de la polea con el tambor	L _i	8.20	m
Longitud extra	L _n	10	m
	Total	77.2	m

Fuente: Propia.

4.4.3.3. Peso del Cable

El peso del cable se va a determinar de acorde a la longitud total del cable y del peso por metro del cable obtenido del catálogo.

$$R = L_{cable} * P_c$$

$$R = 77.2 * 0.68$$

$$R = 52.50 \text{ kg}$$

Donde:

R: Peso del cable de acero (Kg)

L_{cable}: Longitud del cable (m)

P_e: Peso por metro del cable (Kg/m)

4.4.3.3. Sistema de soporte de la polea

$$H_e = (H_s + H_{seg} + 0.75) * r_{polea}$$

$$H_e = (0.5 + 4 + 0.75) * 0.2$$

$$H_e = 1.05 \text{ m}$$

Donde:

H_e: Altura de empotramiento de la polea (m)

H_s: Altura del balde (m)

H_{seg}: Altura de seguridad (m)

r_{polea}: Radio de la polea

4.4.3.3. Peso de la estructura de soporte de la polea

$$W_e = 0.22 * H_e * \sqrt{S_{max}}$$

$$W_e = 0.22 * 1.05 * \sqrt{2.314}$$

$$W_e = 0.35 \text{ ton}$$

Donde:

W_e: Peso de la estructura (t)

S_{max}: Esfuerzo máximo de ruptura del cable

4.4.3.4. Peso total a soportar

$$W_t = SL + SW + R + 170 * d_{polea}^2 + W_e$$

$$W_t = 280 + 56 + 52.50 + 170 * 0.4^2 + 350$$

$$W_t = 765.7 \text{ kg}$$

$$W_t = 0.7657 \text{ ton}$$

Donde:

We: Peso total (t)

SW: Peso del balde (Kg)

SL: Peso del balde cargado (Kg)

R: Peso del cable de acero (Kg)

dpolea: Diámetro de la polea (m)

We: Peso de la estructura (t)

El peso total a soportar es aquella variable que depende del peso del balde medido en kilogramos, así como del peso del balde cargado, sumando el peso del cable de acero, más el diámetro de la polea elevado al cuadrado multiplicado por 170, más el peso de la estructura, Todos estos valores se suman dándonos el peso total; siendo de 0.7657 toneladas. Esta cantidad nos indica que el peso total que debe soportar la estructura es de casi una tonelada. Esta medida se debe prever al considerar su implementación en el terreno que deseamos explotar, pues al existir movimientos de tierra esta estructura podría colapsar si no se toman las medidas adecuadas para que esto no suceda.

4.4.3.5. Selección del winche

Para la selección de esta herramienta, se requiere de la tracción máxima requerida; especificada anteriormente. (Rodríguez, E. (2013). Optimización de los costos de operación según el Rediseño del Programa de profundización del Pique Nro. 3 Mina Teresita. Perú).

$$P = \frac{V * T}{33000 * E}$$

$$P = \frac{150 * 2980}{33000 * 0.9}$$

$$P = 15.05 = 15 \text{ hp}$$

Donde:

P: Potencia del motor del winche (HP)

V: Velocidad (ft/min). Generalmente de 150 a 250 ft/min

T: Tracción máxima requerida (lb)

E: Eficiencia mecánica del winche.

4.4.3.6. Tipo de winche auxiliar

Figura 26: Winche auxiliar.



Fuente: Catalogo Atlas copco.

Tabla 30: Características del winche auxiliar.

CARACTERÍSTICAS DEL WINCHE AUXILIAR		
Potencia	15	HP
Freno	Electro-hidráulico	
Voltaje	440	V
Velocidad	45	m/min
Velocidad	150	Ft/min
Velocidad de rotación	720	r/min
Peso del equipo	80	Kg
Longitud del cable	77.2	m
Capacidad de izaje	0.5	t

Fuente: Propia.

4.4.3.7. Código de timbrado para el Winche.

Figura 27: Código de timbrado.



Fuente: Propia.

4.4.4 Ventilación.

4.4.4.1. Tipo de ventilación.

La ventilación proporcionada será a través de un motor, es decir, se utilizará un ventilador mecánico cuya marca será AIRTEC. Para la capacidad de trabajo se sugiere que tenga la capacidad de 10 000 CFM/3500 RPM de 440 V – 30 HP y esté en funcionamiento las 24 horas del día; esto bajo los nuevos lineamientos de las normas de seguridad en los trabajos de minería

4.4.4.2. Cantidad de aire necesario por el número de personas

Como los trabajos en el área analizada tiene una altura mayor a los 2000 metros sobre el nivel del mar se requiere una cantidad mínima de aire con frecuencia de tres metros cúbicos por minuto esto según el artículo 247 de las normas de seguridad en los trabajos de minería. Esta cantidad aumentará 40% si los trabajos oscilan de 1,500 a 3,000 msnm y si oscilan de 3, 000 a 4,000 metros sobre el nivel del mar la cantidad aumentará en 70%. En el artículo 248 se recomienda que la velocidad del aire no sea menor a veinte metros por minuto y tampoco exceda los 250 metros por minuto. Esta cantidad se establece a una cantidad no menor a 25 metros minuto cuando se hace el proceso de detonación de las cargas explosivas

Cálculo de caudal para el personal.

$$Q = f \text{ m}^3/\text{min} * N^{\circ} \text{ personas}$$

$$Q = 4 \text{ m}^3/\text{min} * 5 \text{ personas}$$

$$Q = 20 \text{ m}^3/\text{min}$$

Donde:

f: Volumen de aire necesario por persona (m^3/min).

N: Número de personas trabajando

4.4.4.3. Cantidad de aire necesario por la cantidad de sustancia explosiva

Caculo de caudal según el consumo de explosivo.

$$Q = 16,67 \text{ m}^3/\text{min} * E$$

$$Q = 16,67 \text{ m}^3/\text{min} * 4.48 \text{ Kg}$$

$$Q = 74.68 \text{ m}^3/\text{min}$$

Donde:

E: Cantidad de explosivo a detonar (Kg).

El caudal necesario para el consumo del explosivo; está determinado por dos medidas; siendo una de ellas el parámetro de 16.67 metros cúbicos (el área que se debe considerar) multiplicada por la cantidad de explosivo a detonar. Siendo esta de 4.48 kilogramos. Obteniéndose así un caudal de explosivo mínimo de 74.68 metros cúbicos.

4.4.4.4. Cantidad de aire necesario por la máquina perforadora utilizada

La cantidad de aire necesaria para las perforas va a ser la mínima posible al utilizar solo el aire de la misma máquina al tener una provisión de aire del Jack-leg que es continua y aceptable.

4.4.5 Sostenimiento del pique inclinado

4.4.5.1. Sostenimiento definitivo

El armazón utilizado para el pique inclinado 223 será hecho de madera ya que la calidad de la roca es B en otros términos es de calidad media o regular y pertenece a un tipo de roca IIIB. Cabe indicar que el índice RMR oscile de 41 a 50.

Tabla 17: Tipo de Roca.

TIPO DE ROCA

TIPO	ÍNDICE "GSI"	ÍNDICE "RMR"	CALIDAD DE ROCA	TAS
II	LF/B, LF/R, F/B	61-80	Buena	-
III A	F/B, F/R, F/P, MF/B, MF/R	51-60	Regular A	2Meses
III B	F/P, MF/R, MF/P, IF/R	41-50	Regular B	7 Dias
IV A	MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P	31-40	Mala A	1 Dia
IV B	MF/MP, IF/P, IF/MP, T/P	21-30	Mala B	8Horas
V	IF/MP, T/P, T/MP	< 20	Muy Mala	1 Hora

Fuente: MYSAC.

Tabla 18: Tabla de G.S.I

RECOMENDACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCION DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) MINERA YANAGUHLIA - 2019		CONDICION SUPERFICIAL			
LABORES AVANCE (CX,GA,BP) 2.1x2.4m SIN SOSTENIMIENTO / TC: 2 AÑOS. SS SIST 4' OCASIONAL / TC: 2 MESES SS SIST 4' E=0.8x0.8m / TC: 1 SEMANA SS SIST 4' E=0.8x0.8m+MALLA/ TC: 1 DIA CUADRO DE MADERA E=1.2m o SS SIST 4' E=0.8x0.8m + SH 2" / TC: INMEDIATO CIMBRA E=1m / TC: INMEDIATO INTERSECCION DE LABORES SIN SOSTENIMIENTO / TC: 1 AÑO SS SIST 5' E=0.9x0.9m / TC: 1 MES SS SIST 5' E=0.9mx0.9m+MALLA /TC: 4 DIAS CUADROS DE MADERA E=1.2m o SS SIST 5' E=0.9x0.9m + SH 2" / TC: INMEDIATO CUADRO DE MADERA E=1.0m o SS SIST 5' E=0.9x0.9m + SH 3" / TC: INMEDIATO CIMBRA E=1.0m / TC: INMEDIATO ESTRUCTURA		BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RAUROSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, (Rq 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.) REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) ALGUNAS DISCONTINUIDADES RAUROSAS, LEVEMENTE ALTERADAS (Rq 75 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PLUIDA, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCAS, (Rq 25 A 50 MPa) (SE INCIENTA SUPERFICIALMENTE) MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMADA, ALTERADA) SUPERFICIE PLUIDA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS, (Rq < 25 MPa) (SE DESPRENSA O INCIENTA PROFUNDAMENTE ELM GOLPE DE FALLAS))			
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD > 75). (2 A 5 FRACT. POR METRO2).	LF/B	LF/R	-	-
	FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO2)	F/B	F/R	F/P	-
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO2)	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR M2)	-	IF/R	IF/P	IF/MP
	TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (ROD = 0%)	-	-	T/P	T/MP

TIPO DE ROCA				
TIPO	INDICE "GSI"	INDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	TAS
II	LF/B, LF/R, F/B	61-80	Buena	-
III A	F/B, F/R, F/P, MF/B, MF/R	51-60	Regular A	2Meses
III B	F/P, MF/R, MF/P, IF/R	41-50	Regular B	7 Dias
IV A	MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P	31-40	Mala A	1 Dia
IV B	MF/MP, IF/P, IF/MP, T/P	21-30	Mala B	8Horas
V	IF/MP, T/P, T/MP	< 20	Muy Mala	1 Hora

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O MARTILLO, EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES

CON FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O MARTILLO, LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A:

1. ORIENTACION DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES
2. PRESIONES EN EL MACIZO ROCOSO: FUENTES, FILARES, LABORES CERCAÑAS
3. FLUJO CONSTANTE DE AGUA
4. MALA VOLADURA
5. PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES.

EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR

CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD PARA EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINERAS

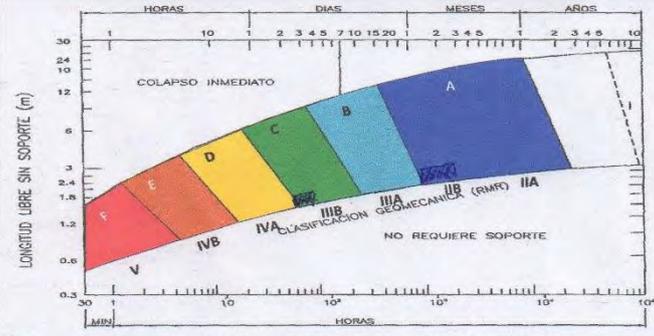
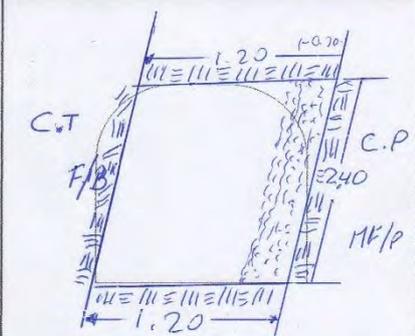
CUANDO EN EL AVANCE DE LAS LABORES MINERAS SE ENCUENTRE ROCAS INCOMPETENTES SE PROCEDERA A SU SOSTENIMIENTO INMEDIATO ANTES DE CONTINUAR LAS PERFORACIONES EN EL FRENTE DE AVANCE APLICANDO EL PRINCIPIO DE "LABOR AVANZADA, LABOR SOSTENIDA".

EN EL PLAN DE MINADO DEBEN CONSIDERARSE LAS CONDICIONES MAS DESFAVORABLES DE LA MASA ROCOSA PARA ELEGIR EL METODO DE EXPLOTACION DE MENOR RIESGO QUE PERMITA LA SEGURIDAD DEL PERSONAL, MAQUINARIAS, ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES Y LA BUENA PRODUCTIVIDAD.

CONSIDERAR INSPECCIONAR LAS LABORES, VERIFICAR LAS CONDICIONES DEL TERRENO ANTES DE ENTRAR A LA ZONA NO SOSTENIDA, DESATAR TODAS LAS ROCAS SUELTAS ANTES DURANTE Y DESPUES DE LOS CICLOS DE MINADO, CONSERVAR EL ORDEN Y LIMPIEZA EN EL AREA DE TRABAJO Y TENER LAS SALIDAS DE ESCAPE DESPEJADAS.

Fuente: MYSAC.

Tabla 19: Formato del área de geomecánica.

		FORMATO SGSSO-ALP-F-MIN-GEOM-01	
RECOMENDACION GEOMECAICA DE LABOR			
DIVISION: MINA		AREA: GEOMECAICA	
VERSION: 01			
LABOR: PQ	FECHA: Resiente	LABOR:	TEMPORAL () / PERMANENTE (X)
ZONA: Esperanza I	NIVEL:	ENCARGADOS: Leonidas Soto	
LITOLOGIA:	VETA:	GRANITO:	GRANODIORITA ALTERADA:
			GRANODIORITA:
			TONALITA:
			DIORITA:
			PROGRESIVAS:
AZIMUT DE LABOR:	ANCHO: 1.20	ALTO: 2.40	DE:
			A:
CONDICION DEL MACIZO ROCOSO		FACTORES INFLUYENTES	TIPO DE SOSTENIMIENTO
HASTIAL DERECHO C.P (HD):	Fract/m= 15 , Condición de Fracturas= Wlida muy Alterada Resistencia con la Picota= se Indenta superficialmente	N.A.	cuadro de Madera
TECHO (C):	Fract/m=		
HASTIAL IZQUIERDO C.T (HI):	Fract/m= 7 , Condición de Fracturas= Rugosa Resistencia con la Picota= se rompe con 3 golpes	N.A.	3/5m sostenimiento
TIEMPO DE AUTOSORTE		DIAGRAMA DE SOSTENIMIENTO	
			
CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO DE ACUERDO A TIPO DE ROCA		OBSERVACIONES DE SOSTENIMIENTO	
CALIDAD SEGUN G.S.I.	TIPO	LABORES DE AVANCE	INTERSECCION DELABORES
FACTORES INFLUYENTES			
LFB, LFR, F/B	A	SIN SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO
F/B, LFR, MF/B, FR, LF/P, MFR, F/P	B	SPLIT SET 4" OCASIONAL	SPLIT SET 5" SISTEMATICO E= 0.9 x 0.9 m
MFR, FP, IFR, MF/P	C	SPLIT SET 4" SISTEMATICO E= 0.8 x 0.8 m	SPLIT SET 5" SISTEMATICO + MALLA E= 0.9 x 0.9 m
IFR, MF/P, TR, IFR, MF/MP	D	SPLIT SET 4" SISTEMATICO + MALLA E= 0.8 x 0.8 m	CUADRO DE MADERA E= 1.2m O SPLIT SET 5" SISTEMATICO E= 0.9x0.9 m + SH 2"
TR, IFR, MF/MP, TP, IF/P	E	CUADRO DE MADERA E= 1.2m O SPLIT SET SISTEMATICO E= 0.8x0.8 m + SH 2"	CUADRO DE MADERA E= 1.0m O SPLIT SET 5" SISTEMATICO E= 0.8x0.8 m + SH 3"
TP, IF/P, T/MP	F	CIMBRA E=1.0 SEGUN RECOMENDACION GEOMECAICA	CIMBRA E=1.0 SEGUN RECOMENDACION GEOMECAICA
SUPERVISOR OPERACIONES TURNO DIA:		SUPERVISOR OPERACIONES TURNO NOCHE:	
Nombre: Leonidas Soto		Nombre: Cuisono Chalco	
		SUPERVISOR GEOMECAICA Nombre: Ingr. P. Somoza	
Modificado 17 - 12 - 2018 Realizado por: Ingr. P. Somoza			

Fuente: MYSAC.

4.4.5.2. Sosténimiento con cuadros de madera.

Tabla 20: División del pique inclinado 223.

DIVISION DEL PIQUE INCLINADO 223			
Piezas	Cantidad	Longitud (m)	Precio (S/.)
Puntal línea 8"	2	1.40	S/. 47.00
Tablas	6	1.50	S/. 90.00
			S/. 137.00
Precio	puntal de 8"	S/. 47.00	
	tabla	S/. 30.00	

Fuente: Propia.

Tabla 21: Sosténimiento con cuadro en caja piso.

SOSTENIMIENTO CON CUADRO EN CAJA PISO			
Piezas	Cantidad	longitud	Precio
Poste	2	1.20	S/. 37.00
Rajas	6	1.20	S/. 99.00
Puntal línea	2	1.40	S/. 37.00
			S/.
			173.00
Precio	puntal de 7"	S/ 37.00	
	puntal de 6"	S/.33.00	

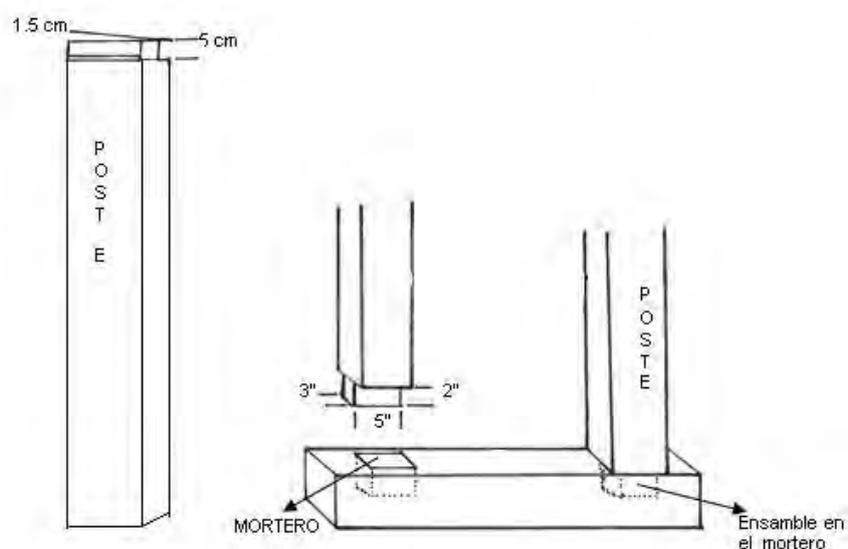
Fuente: Propia.

Tabla 22: Escalera y descansos cada 2.40m.

ESCALERAS Y DESCANSOS CADA 2.40 m.			
Piezas	cantidad	longitud	precio
Escalera	1	3.70	S/. 55.00
Rajas	2	1.20	S/. 16.50
tabla	1	1.2	S/. 30.00
			S/. 101.50
Precio	Puntal de 6"	S/. 33.00	
	tabla	S/. 30.00	

Fuente: Propia.**Tabla 23: Presupuesto para el PQ 223 para los 50m del proyecto.**

PRESUPUESTO PARA EL PQ 223 PARA LOS 50 m. DEL PROYECTO		
Actividad	costo	costo total
Sostenimiento con cuadro en caja piso	S/. 173.00	S/. 7,208.33
División del PQ 223	S/. 137.00	S/. 5,708.33
Escaleras y descansos	S/. 101.50	S/. 2,114.58
		S/. 15,031.24

Fuente: Propia.**Figura 28: Destaje o mortero para cuadros de madera.****Fuente: Propia.**

4.4.5.3. Sostenimiento con madera ventajas y desventajas.

Como dijimos el sostenimiento del túnel será a través de la madera este método presenta ventajas que su adaptabilidad es muy variada, pues se adapta a una variedad de terrenos. Aunque su adaptabilidad sea tentativa para su elección, los altos costos de su implementación y de la madera hace que sea difícil su obtención; además la madera como tal muchas veces presenta rajaduras y sequedad por lo que se sugiere que solo haya 10% de la misma

Tabla 38: Propiedades mecánicas del eucalipto.

PROPIEDADES MECANICAS DEL EUCALIPTO		
DENSIDAD		
Densidad de la tabla	2.5	Kgr/pie ²
Densidad básica (secado al horno)	0.58	gr/cm ³
Densidad húmeda	1.06	gr/cm ³
Densidad media (18% humedad)	1.08	gr/cm ³
FLEXIÓN ESTÁTICA		
Esfuerzo de fibras al límite proporcional	576	Kgr/cm ²
Módulo de elasticidad	113000	Kgr/cm ²
COMPRESIÓN PARALELA A LA FIBRA		
Esfuerzo en el límite proporcional	405	Kgr/cm ²
Módulo de elasticidad	92515	Kgr/cm ²
COMPRESIÓN PERPENDICULAR A LA FIBRA		
Esfuerzo en el límite proporcional	60	Kgr/cm ²
Módulo de elasticidad	4175	Kgr/cm ²
CIZALLAMIENTO O FALLA		
Resistencia máxima	115	Kgr/cm ²

Fuente: Revista Forestal de Perú

Tabla 39: Esfuerzos admisibles del eucalipto.

ESFUERZOS ADMISIBLES DEL EUCALIPTO		
Flexión estática (δ_{sfc})	180	Kgr/cm ²
Compresión paralela a la fibra (δ_{scp})	262	Kgr/cm ²
Compresión perpendicular a la fibra (δ_{sct})	37.5	Kgr/cm ²
Cizallamiento o falla (δ_{sfc})	29	Kgr/cm ²
Módulo de Elasticidad (E)	92515	Kgr/cm ²

Fuente: Propia. Revista Forestal de Perú

Tabla 40: Datos de campo.

DATOS DE CAMPO					
TIPO	CLASE	RMR (min)	RM (max)	Q (min)	Q (max)
BUENA	II	61	80	6.61	54.6
REGULAR - A	III -A	51	60	2.18	5.92
REGULAR - B	III -B	41	50	0.72	1.95
MALA - A	IV - A	31	40	0.24	0.64
MALA - B	IV - B	21	30	0.08	0.21
MUY MALA	V	0	20	0.01	0.07

Fuente: Propia. Revista Forestal de Perú

4.5 Parámetros económicos financieros.

4.5.1 Costos.

Tabla 24: Tabla de costos pique-223

PIQUE - 223

CARACTERISTICAS : Sección: 4`*8` ; %Eficiencia : 90%

Taladros: 19

Pies Taladro: 4

MANO DE OBRA			
DESCRIPCION	salario/tarea	% Incidencia	C/tarea
Perforista	S/.70.00	1	70
Ayudante Perforista / winchero	S/.50.00	1	50
Peón	S/.35.00	2	70
Bodeguero	S/.38.00	0.1	3.8
Capataz	S/.50.00	0.1	5
SUB TOTAL			198.8
Beneficios Sociales	98%		194.82
TOTAL			393.62

TOTAL MANO DE OBRA S/.393.62

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD									
DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U.(dias)	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.	
Protector	S/.55.00	600	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09
Tafílete	S/.15.80	180	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09	S/.0.09
Tapones	S/.5.00	30	S/.0.17	S/.0.17	S/.0.17	S/.0.17	S/.0.17	S/.0.17	S/.0.17
Mameluco	S/.65.00	150	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43
Correa Seg.	S/.15.00	300	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05
Guantes de Cuero	S/.13.00	30	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43	S/.0.43
Ropa de Jebe	S/.90.00	150	S/.0.60	S/.0.60	S/.0.60	S/.0.60			
Botas de Seg.	S/.80.00	150	S/.0.53	S/.0.53	S/.0.53	S/.0.53	S/.0.53	S/.0.53	S/.0.53
Respiradores	S/.30.00	360	S/.0.08	S/.0.08	S/.0.08	S/.0.08	S/.0.08	S/.0.08	S/.0.08
Filtro pa` resp.	S/.2.00	75	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03
Anteojos	S/.15.00	300	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05	S/.0.05
				S/.2.56	S/.2.56	S/.2.56	S/.1.96	S/.1.96	S/.1.96

RESUMEN:			
DESCRIPCION	S/. Tarea	% Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/.2.56	1	2.556
Ayudante Perforista / winchero	S/.2.56	1	2.556
Peón	S/.2.56	2	5.112
Bodeguero	S/.1.96	0.1	0.196
Capataz	S/.1.96	0.1	0.196
TOTAL			10.616

TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD S/.10.62

Fuente: Propia.

Tabla 25: Tabla de costos herramientas materiales.

HERRAMIENTAS								
DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U.(dias)	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Lampa	S/.25.00	60	S/.0.42	S/.0.42				
Pico	S/.25.00	60	S/.0.42	S/.0.42				
Combo 12lbs	S/.60.00	600	S/.0.10	S/.0.10				
Combo 6lbs	S/.40.00	600	S/.0.07	S/.0.07				
Llave Nº 14	S/.65.00	360	S/.0.18	S/.0.18				
Atacador	S/.10.00	30	S/.0.33	S/.0.33				
Soplete	S/.35.00	900	S/.0.04	S/.0.04				
Cuchara	S/.15.00	600	S/.0.03	S/.0.03				
Barretilla 5`	S/.34.00	360	S/.0.09	S/.0.09				
Barretilla 4`	S/.30.00	360	S/.0.08	S/.0.08				
Sacabarreno	S/.20.00	360	S/.0.06	S/.0.06				
Punzón Cu	S/.10.00	360	S/.0.03	S/.0.03				
Flexómetro	S/.7.00	30	S/.0.23	S/.0.23				
SUB TOTAL				S/.2.07	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00

MATERIALES								
DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U.(dias)	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Fosforo	S/.0.50	15	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03
Alambre	S/.18.33	125	S/.0.15	S/.0.15				
SUB TOTAL				S/.0.18	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03
TOTAL				S/.2.25	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03	S/.0.03

RESUMEN:			
DESCRIPCION	S/. Tarea	% Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/.2.25	1	2.252
Ayudante Perforista/ winchero	S/.0.03	1	0.033
Peón	S/.0.03	2	0.067
Bodeguero	S/.0.03	0.1	0.003
Capataz	S/.0.03	0.1	0.003
TOTAL			2.359

TOTAL COSTO POR HERRAMIENTAS	S/.2.36
-------------------------------------	----------------

Fuente: Propia.

Tabla 26: Tabla de costos equipos, maquinaria e iluminación.

EQUIPOS Y MAQUINARIA							
DESCRIPCION	Precio(S/.)	Mant. Y Rep.	Mant. Y Rep.	Precio Total	V.U. (pies)	O.H.(pies)	Costo/Pie
YT 29 A	3720	70.00%	2604	6324	50,000	25,000	0.08

Se Perfora:	Taladros	Pies/Tal		
	19	4		
	Total Pies Pe	76	TOTAL COSTO PERFORADORA	S/.6.41

EQUIPOS					
DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U. (pies)	Costo/Ps. Perf.	Perfor.	Costo/Perf.
Barreno de 3 pies	379.65	500	0.76	25	S/.19.24
Barreno de 5 pies	416.5	400	1.04	57	S/.59.35
Piedra smeril	60	16.67	3.6		S/.3.60
Mangueras 30 m. 1'	114	350	0.33		S/.0.33
Manguera de Agua	57	350	0.16		S/.0.16
					S/.82.68

TOTAL COSTO BARRENOS	S/.82.68
-----------------------------	-----------------

TOTAL COSTO DE EQUIPOS Y MAQ.	S/.89.08
--------------------------------------	-----------------

ILUMINACIÓN								
DESCRIPCION	Precio(S/.)	V.U. (días)	Costo/Tarea	Perforista	Ayu. Perf.	Peón	Bodeg.	Capat.
Lamp.Elect.	S/.372.00	730	S/.0.51	S/.0.51	S/.0.51	S/.0.51	S/.0.51	S/.0.51

RESUMEN:			
DESCRIPCION	S/. Tarea	% Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/.0.51	1	0.51
Ayudante Perforista / winchero	S/.0.51	1	0.51
Peón	S/.0.51	2	1.019
Bodeguero	S/.0.51	0.1	0.051
Capataz	S/.0.51	0.1	0.051
TOTAL			2.14

TOTAL COSTO DE ILUMINACIÓN	S/.2.14
-----------------------------------	----------------

Fuente: Propia.

Tabla 27: Costos de Explosivos, muebles y enseres.

EXPLOSIVOS					
DESCRIPCION	Cantidad	Precio Kg.	Costo/Tal.(S /.)	Cant./Tal.	Total Costo
Dinamita	0.28	8.616	2.412	16	38.6
Fulminante			0.455	16	7.28
Guía de Seguridad			0.414	24.9	10.31
				Sub-total	56.19
TOTAL COSTO EXPLOSIVO					S/.56.19

MUEBLES Y ENSERES								
DESCRIPCION	Precio (S/.)	V.U. (Días)	Costo/Tarea	Perforista	Ayud. Perf.	Peón	Bodeg.	Capataz
Tarimas	S/.80.00	600	S/.0.13	S/.0.13	S/.0.13	S/.0.13	S/.0.13	S/.0.13
Colchones	S/.70.00	180	S/.0.39	S/.0.39	S/.0.39	S/.0.39	S/.0.39	S/.0.39
				S/.0.52	S/.0.52	S/.0.52	S/.0.52	S/.0.52

RESUMEN:			
DESCRIPCION	S/. Tarea	% Incid.	Costo/Tarea
Perforista	S/.0.52	1	0.522
Ayudante Perforista / winchero	S/.0.52	1	0.522
Peón	S/.0.52	2	1.044
Bodeguero	S/.0.52	0.15	0.078
Capataz	S/.0.52	0.15	0.078
TOTAL			2.246

TOTAL COSTO MUEBLES Y ENSERES		S/.2.25
--------------------------------------	--	----------------

Fuente: Propia.

Tabla 28: Costos de Ingeniero residente.

INGENIERO RESIDENTE			
DESCRIPCION	Salario/Tarea	% Incidencia	C/Tarea
Inge. Residente	83.33	0.1	8.33
Sub. Total			8.33
Beneficios Sociales		72%	6
Total			14.33

TOTAL COSTO ING. RESIDENTE	S/.14.33
-----------------------------------	-----------------

TRANSPORTE							
DESCRIPCION	Precio(S/.)	Mant. Y Rep.	Mant. Y Rep.	Precio Total	V.U. (DIA)	O.H.(DIAS)	Costo/DIA
Camioneta	27200	70.00%	19040	46240	1800	900	17.13
Combustible	33.75						33.75
						Total	50.88
	Costo Dia	50.88					
	Cant. Labores	10					
	Costo Labor	5.088					

TOTAL COSTO CAMIONETA	S/.5.09
------------------------------	----------------

RESUMEN	
DESCRIPCION	IMPORTE
Mano de Obra	S/.393.62
Implementos de Seguridad	S/.10.62
Herramientas Y Materiales	S/.2.36
Equipos y Maquinarias	S/.89.08
Iluminación	S/.2.14
Explosivos y Suministros	S/.56.19
Muebles y Enseres	S/.2.25
Ing. Residente	S/.14.33
Camioneta	S/.5.09
Sub-total	S/.575.68
Utilidad 10%	S/.57.57
Total Costo	S/.633.24
T.C. U.S.\$.	3.32
	\$ 190.74
	\$ 173.40

EQUIVALE A 1.10 MTS. LINEALES

EQUIVALE A 1 METRO LINEAL

Fuente: Propia.

Tabla 29: Costos OPEX.

OPEX				
	ml	m	S/.	\$.
COSTO PQ	S/.633.24			
LIMPIEZA PQ	S/.112.14			
SOSTENIMIENTO	S/.300.63			
TRANSPORTE	S/.100.67			
RECUPERACIÓN MET.	S/.604.04			
COSTO TOTAL	S/.1,750.72	50	S/.87,536.06	15,753.10

Fuente: Propia

CAPITULO V

V. RESULTADOS DEL PROYECTO

5.1 Estimación técnica, económica

5.1.1 Estimación técnica

De acuerdo a la evaluación económica y financiera hecha de los elementos de producción, el proyecto es viable porque se preveo la cantidad de trabajadores especializados que se necesitan. Estos deben contar con la experiencia en la construcción de piques inclinados. Los equipos son calificados y están en buenas condiciones y con la eficiencia probada por la mano de obra calificada. Los factores de producción no solo deben ser considerados para evaluación técnica y de costos si no también la seguridad en la implementación y durante el uso del pique, por tanto, es necesario que un profesional en seguridad monitoreo todos estos procesos. La razón fundamental es que el costo unitario de profundización es relativamente bajo; pues si se utilizarían hoyos con diamantina el costo sería más elevado.

5.1.2 Estimación económica.

5.1.2.1. Financiamiento

Para el financiamiento del proyecto se barajeo entre varias opciones y se determinó que el capital utilizado será financiado por una entidad bancaria donde la garantía serán las actividades de la empresa. El interés considerado fue de 2% en un tiempo de cuatro meses que es el horizonte de tiempo que durará el proyecto. Este está representado en la tabla 47.

Tabla 30: Financiamiento Bancario.

Préstamo	50 000,00
Nro Cuotas	4
Interés	2%
Cuota	13 131,19

	0	1	2	3	4
Saldo inicial		50 000,00	37 868,81	25 495,00	12 873,71
Interés		1 000,00	757,38	509,90	257,47
Amortización		12 131,19	12 373,81	12 621,29	12 873,71

Cuota		13 131,19	13 131,19	13 131,19	13 131,19
Saldo final		37 868,81	25 495,00	12 873,71	0,00

Fuente: Propia

5.1.2.2. Costo OPEX

Los costos de operación del proyecto están compuestos según el cuadro de resumen siguiente:

Tabla 31: Costos Opex.

Costos OPEX				
	ml	m	S/.	\$
Costo PQ	633,24			
Limpieza PQ	112,14			
Sostenimiento	300,63			
Transporte	100,67			
COSTO TOTAL	1 146,68	50	57 334,00	16 381,14

Fuente: Propia

5.1.2.3. Resultado de producción de concentrado

La evaluación de la veta Paola tiene una producción concentrada promedio de 13.40 gr/TM; del cual se producirá 109,20 TM, entre los 50 metros haciendo un total de 1,463.28 gr. Por lo que se tendrá una producción de 121.94 gr/mes.

5.1.2.4. Cálculo de flujos

El valor actual neto está representado en la tabla 49, cabe aclarar que el valor actual neto se determina en base al costo de producción y el margen de utilidad. Esto nos determinará la rentabilidad del proyecto.

Tabla 32: Flujo de caja (Soles).

Flujo de caja					
	0	1	2	3	4
Ingresos		19 510,40	19 510,40	19 510,40	19 510,40
Inversión	60 000,00				
Costos de O&M		1 925,79	1 925,79	1 925,79	1 925,79
Flujo de caja económico	-60 000,00	17 584,61	17 584,61	17 584,61	17 584,61
Préstamo	50 000,00				
Cuota		13 131,19	13 131,19	13 131,19	13 131,19
Flujo de caja financiero	-10 000,00	4 453,42	4 453,42	4 453,42	4 453,42

Fuente: Propia

5.1.2.5. Resultados económicos VAN, TIR, B/C y Pay Back

La evaluación económica-financiera se hizo con una tasa de descuento adecuada mensual del 12%, del cual da un resultado de valor actual neto (VAN) de S/. 3,526.59; tasa interna de retorno (TIR) de 27.88%; un beneficio / costo (B/C) de 1.06; periodo de recuperación de capital de 2.25 meses, por lo que se evidencia que el proyecto es rentable.

Tabla 33: Resultados.

Tasa de descuento	12%
VAN	3 526,59
TIR	27,88%
B/C	1,06
Pay back (mes)	2,25

Fuente: Propia

CONCLUSIONES

- Debido al agotamiento de las reservas actuales de la mina Yanaquihua, en la veta Paola, encima de nivel 2050, surge la necesidad de realizar el pique inclinado 223 por debajo del nivel 2050, con el objetivo de incrementar las reservas de mineral económicamente rentable.
- Se determinó que los parámetros de las operaciones unitarias para la construcción del pique inclinado 223, están directamente relacionados con la caracterización de la geomecánica del macizo rocoso, que se obtuvo un RMR de 51 – 60 en estéril caja techo y RMR de 41 – 50, donde se determina que el sostenimiento se realizara con cuadros en la caja piso.
- Se determinó que el sistema de izaje estará compuesto por un balde de 0.15 m³ de capacidad, con winche de 15 HP de potencia con un cable tipo cascabel de 1/2” de 77.20 metros de longitud, el cual cumple las condiciones necesarias para la construcción del pique inclinado 223.
- El costo total por tonelada métrica extraída en el pique inclinado es de S/. 115.47, sabiendo que se extraerán 758.08 TM y teniendo un costo de operación total de S/.57,334.00.
- Del producto de la evaluación económica, se concluye que el de valor actual neto (VAN) de S/. 3,526.59; tasa interna de retorno (TIR) de 27.88 %; para una tasa mensual de descuento del 12%.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda poner en marcha el proyecto de la construcción del pique inclinado 223, por debajo del nivel 2050 de la Minera Yanaquihua, por ser viable como alternativa para la ampliación de las reservas económicamente rentable.
- Se recomienda contar con personal de amplia experiencia en la construcción de pique inclinado de acuerdo a las condiciones de las operaciones unitarias y los parámetros calculados, debido a la exactitud y complejidad con que se desarrollan este tipo de proyecto.

BIBLIOGRAFÍA

- Arias, D. (2013). *“Planeamiento y diseño del sistema de extracción, proyecto de profundización de la U.O. San Braulio”*. Lima: Pontificia Universidad Católica Del Perú.
- Atlas Copco. (2015). *Compresores industriales de pistón*. Belgica: Atlas.
- Bieniawski. (1989). *Clasificación geométrica RMR*. Mexico.
- Chain, N. (2013). *Preparación y evaluación de proyectos*. Colombia: Mc Graw Hill.
- Chugnas, J. C. (09 de 07 de 2019). *Carguio _ Acarreo*. Obtenido de www.academia.edu/18093279/Carguio_Acarreo
- Condori Bolaños, P. (2017). *Tesis Evaluación, mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del crucero 500 - Mina Yanaquihua - Arequipa*. Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.
- Condori, P. (2017). “Evaluación, Mejoramiento De Rendimientos Operativos Y Actualización De Precios Unitarios En La Ejecución Del Crucero 500 – Mina Yanaquihua - Arequipa”. En P. Condori, *“Evaluación, Mejoramiento De Rendimientos Operativos Y Actualización De Precios Unitarios En La Ejecución Del Crucero 500 – Mina Yanaquihua - Arequipa”* (Pág. 78). Arequipa: Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa.
- Hargraves, A. J., & Martin, C. H. (1993). *“sistema general de transporte en interior mina”*. Australia: Australasian Coal Mining Practice.
- Jáuregui, O. (2009). *“Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”*. . Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú .
- L., H., Hartman, J., & Mutmanky, M. (2002). *Introductory Mining Engineering*. Canada: John Wiley & Sons, INC.
- López, C., López, E., & García, P. (2017). *Manual de perforación, Explosivos y Voladuras*. . Gráficas Arias Comunicación.: Madrid.
- Manual practico de voladura*. (2016). España: Exsa.
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geometricos para diseño, construcción, supervisión, y cierre de labores subterráneas*. Lima: Osinermin.
- Pimentel, V. (2013). *“Diseño y ejecución de un pique minero en roca blanca”*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería .
- Sampieri, H. (2014). *Metodología de la Investigación*. Mexico: Mc Graw Hill.

Sullivan, W., Wicks, J., & Luxhoj. (2004). *Ingenieria economica*. Mexico: Pearson educacion.

ANEXOS

