

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NV.

734, PARA INCREMENTAR LA EXTRACCIÓN DE MINERAL; U.O.

OREX – SAN JUAN DE CHORUNGA – AREQUIPA

PRESENTADO POR:

Br. JHON PINTO APAZA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL

DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Ing. Mgt. ODILÓN CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro. CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada: Comunicación del pique inclinado Esperanza al NV. E34, para incrementar la extracción de mineral; U. O. OREX - San Juan de Chorunga - Arequipa

presentado por: Jhon Pinto Apaza con DNI Nro.: 46775645 presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de Ingeniero de Minas

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 3 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 09 de Febrero de 2024

[Firma]
Firma
Post firma Odilon Contreras Arauca

Nro. de DNI 23823356

ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:304584812

NOMBRE DEL TRABAJO

COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO
ESPERANZA AL NV. 734, PARA INCREM
ENTAR LA EXTRACCIÓN DE MINERAL; U.

AUTOR

Jhon Pinto Apaza

RECuento DE PALABRAS

31927 Words

RECuento DE CARACTERES

162475 Characters

RECuento DE PÁGINAS

201 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

58.3MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 16, 2024 7:31 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 16, 2024 7:33 PM GMT-5

● 9% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 9% Base de datos de Internet
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de Crossref
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Base de datos de trabajos entregados
- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 8 palabras)
- Fuentes excluidas manualmente

Jhon Pinto Apaza
Editorial Contreras Araya

DEDICATORIA

A mí querida madre Joaquina Apaza Apaza, por su inquebrantable amor, a mi familia, pareja y mi pequeño hijo Vládimir Q'ory Lenin; quienes son el impulso en el trayecto de poder llegar a este objetivo de mi formación profesional. Que su apoyo es importante, para no bajar la guardia de cumplir este objetivo; y seguir en el sendero del profesionalismo cumpliendo objetivos.

Jhon Pinto Apaza

AGRADECIMIENTO

Agradezco al altísimo por darme salud y la Fortaleza para no desistir en el objetivo de concretizar el ser profesional, a toda la plana de docentes de la Universidad Nacional de San Antonio Abad Del Cusco en especial mención a los docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por haberme impartido su sabiduría, experiencia y conocimientos, necesarios durante mi formación y mi estadió en sus aulas, al gerente de operaciones J.M. y jefe de seguridad D.H. de la empresa ADGEMINCO de la Unidad Minera San Juan de Arequipa, por todo su reconocido apoyo y haber hecho posible la ejecución del presente trabajo.

INTRODUCCIÓN

La concesión de San Juan de Arequipa es una mina con muchos años de explotación, lo que con lleva a que el mineral superficial ya está explotado y la manera de encontrar las reservas es profundizando, por diferentes métodos, que hagan rentable la extracción de mineral de las profundidades. Según la experiencia la profundización más económica y rápida es la profundización mediante la construcción de los piques inclinados en estéril para labores permanentes, que minimizan el riesgo en la construcción.

Para mejor desarrollo y estructuración de la investigación presente, su contenido se ha dividido en los siguientes capítulos.

CAPITULO I; en este se plantea el problema, objetivos e hipótesis en la comunicación del pique inclinado que comunicará el nivel 516 al nivel 734, de la zona Esperanza, en la unidad minera de San Juan de Arequipa.

CAPITULO II; tenemos el estudio del marco teórico conceptual, definiciones técnicas que se requerirán en el desarrollo del presente trabajo de investigación.

CAPITULO III; en esta parte se desarrolla los parámetros necesarios para la construcción del pique inclinado que comunicara el pique Esperanza con el nivel principal. Los datos técnicos que demuestran la viabilidad y factibilidad del presente trabajo de investigación.

CAPITULO IV; en esta parte del trabajo de investigación se discute y se analizan los resultados obtenidos en la investigación, para dar las conclusiones y recomendaciones correspondientes respecto al trabajo de investigación.

ANEXOS; en esta parte se adjunta planos, fotografías, la información del lugar en donde se encuentra la mina, los accesos, clima, topografía, geología, geomecánica, geología estructural, aspectos para tener en cuenta en el presente trabajo de investigación.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como zona de estudio la zona Esperanza de la veta San Juan, que pertenece a la concesión de San Juan de Arequipa de la Compañía minera (CIA) OREX S.A.C. Fuerza Peruana. Que se encuentra en el departamento de Arequipa de la provincia de Condesuyos del distrito de Rio Grande, con el objetivo de comunicar el pique inclinado Esperanza para incrementar la extracción de mineral, conociendo sus parámetros geomecánicos y teniendo una planificación adecuada; utilizando métodos de investigación para describir, aplicar y evaluar los procedimientos, el nivel de investigación es descriptivo – analítico. Se tomó una población de 5 labores, que se desarrollaron en mina y la muestra fue la comunicación del pique inclinado Esperanza. Los resultados a los que se arribaron son; los parámetros en la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734 son: 2.40m x 2.40m de sección y una longitud de 356 m. del nivel 566 a la cámara de izaje, con una inclinación de 30°; las capacidades mínimas del sistema de izaje deben contar con un winche de potencia de 304 HP, el cable a utilizar es Flattened – Triangular Strand con un diámetro de 26 mm (1 pug), El tiempo estimado en la ejecución del presente proyecto es 157 días. En la evaluación económica el costo de inversión asciende a 405123.2 US\$ dólares americanos que comprende el trabajo de labores previas, y la construcción de la comunicación del pique inclinado Esperanza, sostenimiento, tendido de rieles, tolvas, instalación y adquisición de equipos de izaje y los servicios necesarios; teniendo en cuenta indicadores económicos como el VAN y el TIR teniendo resultados del $VAN = \$ 3210622.31$. Lo que representa 140.6% de la inversión total y un TIR de 119.29%, haciendo de este proyecto rentable.

PALABRAS CLAVE: inclinado, extracción, izaje, Producción,

ABSTRAT – PALABRAS CLAVE

The present investigation had as its study area the Esperanza area of the San Juan vein, which belongs to the San Juan de Arequipa concession of the mining company (CIA) OREX S.A.C. Peruvian Force. Which is located in the department of Arequipa in the province of Condesuyos in the district of Rio Grande, with the objective of increasing mineral extraction, knowing its geomechanical parameters and having adequate planning; Using research methods to describe, apply and evaluate procedures, the level of research is descriptive – analytical. A population of 5 workings was taken, which were developed in the mine and the sample was the communication of the Esperanza inclined shaft. The results arrived at are: The parameters in the communication of the Esperanza inclined shaft at level 734 are: 2.40m x 2.40m section and a length of 356 m. from level 566 to the lifting chamber, with an inclination of 30°; The minimum capacities of the lifting system must have a winch with a power of 304 HP, the cable to be used is Flattened – Triangular Strand with a diameter of 26 mm (1 in.), The estimated time for the execution of this project is 157 days . In the economic evaluation, the investment cost amounts to US\$ 405123.2 US dollars, which includes the work of previous work, and the construction of the communication of the Esperanza inclined shaft, support, laying of rails, hoppers, installation and acquisition of lifting equipment and the necessary services; taking into account economic indicators such as NPV and IRR, 3210622.31 with results of NPV=\$ Which represents 140.76% of the total investment and an IRR of 119.29%, making this project profitable.

KEYWORDS: inclined, extraction, lifting, production.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTO	II
INTRODUCCIÓN	III
RESUMEN.....	IV
CAPÍTULO I	
MARCO METODOLÓGICO	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.	1
2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
2.1. PROBLEMA GENERAL	2
2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	2
3. OBJETIVOS.....	3
3.1. OBJETIVO GENERAL	3
3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO	3
5. HIPÓTESIS.....	4
5.1. HIPÓTESIS GENERAL.....	4
5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	4
6. VARIABLES E INDICADORES	5
7. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES.....	6
8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	6
8.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	6
8.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN	7
9. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	7
9.1. POBLACIÓN	7
9.2. MUESTRA	7
10. DELIMITACIÓN GEOGRÁFICA Y TEMPORAL DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN.	7
11. FACTORES PARA LA CONTINUACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA	8
CAPITULO II	
MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL	9
1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	9
1.1. ANTECEDENTES NACIONALES	9
1.2. ANTECEDENTES REGIONALES	10
2. MARCO REFERENCIAL	11
2.1. PIQUE MINERO	11
2.2. CLASES DE PIQUE	11
2.3. FACTORES DE DISEÑO DE UN PIQUE MINERO	12
3. DISEÑO Y TÉCNICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN PIQUES	13
3.1. MÉTODOS DE EJECUCIÓN DE PIQUES.....	13
3.2. METODOS DE ARRANQUE.....	16
a. Corte quemado	19

3.3.	SISTEMA DE EXTRACCIÓN EN PIQUE INCLINADO	26
3.4.	COMPONENTES BÁSICOS DE UN CABLE	29
4.	EVALUACIÓN GEÓMECANICA	30
4.1.	CRITERIO RMR DE BIENIAWSKI	30
4.2.	Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa (RC)	32
4.3.	RQD (rock Quality Designation)	32
4.4.	Espaciamiento de discontinuidades.	33
4.5.	SISTEMA DE Q DE BARTÓN	36
4.6.	CLASIFICACIÓN SEGÚN EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).	39
5.	EVALUACIÓN ECONÓMICA.	39
5.1.	COSTO DE CONSTRUCCIÓN.....	39
5.2.	COSTOS UNITARIO.	39
5.3.	COSTO TOTAL.....	40
6.	EXTRACCIÓN	40
6.1.	Métodos de extracción.	40
7.	MARCO CONCEPTUAL	40
7.1.	SISTEMA	41
7.2.	DISEÑO.....	41
7.3.	PIQUE	41
7.4.	INCLINADO	41
7.5.	VOLADURA	41
7.6.	TALADRO	41
7.7.	GSI.....	41
7.8.	RMR	42
7.9.	Q DE BARTON.....	42
7.10.	RQD	42
7.11.	CABLE.....	42
7.12.	WINCHE	42
7.13.	IZAJE	42
7.14.	EXPLOSIVO	43
7.15.	NIVEL	43
7.16.	RENDIMIENTO	43
7.17.	EXTRACCIÓN	43
CAPÍTULO III		
COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NV 734.		44
1.	PLANEAMIENTO, DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA – AL NV 734.	44
2.	EVALUACIÓN GEOMECAÁNICA PARA LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.	46
2.1.	ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECAÁNICOS.....	46
2.2.	ASPECTOS TÉCNICOS.....	46
2.3.	DETERMINACIÓN DE LOS PARAMETROS PARA EL CÁLCULO DEL RMR DE BIENIAWSKI (1989).	47
2.4.	CÁLCULO DE ABERTURA MÁXIMA DE LABOR.	54
2.5.	CÁLCULO DE TIEMPO DE AUTO SOPORTE.	56
2.6.	DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.	57
2.7.	ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA GSI (MODIFICADO).	58
2.8.	LABORES PREVIAS.	62
2.9.	UBICACIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL INCLINADO ESPERANZA.	63

2.10.	DISEÑO DE LA SECCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.	64
2.11.	TÉCNICAS DE CONSTRUCCIÓN.....	70
3.	PLANEAMIENTO DEL CICLO DE TRABAJO DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA - NV 734 Y LABORES PREVIAS.....	71
3.1.	PERFORACIÓN.....	71
4.	CÁLCULO DEL BURDEN U ESPACIAMIENTO.....	73
4.2.	VOLADURA.....	77
4.3.	VENTILACIÓN.....	81
4.4.	REGADO Y DESATADO DE ROCAS SUELTAS.....	85
4.5.	MANO DE OBRA Y EQUIPOS.....	90
5.	SELECCIÓN DEL TIPO DE IZAJE.....	90
5.1.	INFRAESTRUCTURA PARA EL SISTEMA DE IZAJE EN INCLINADO.....	91
5.2.	DATA REQUERIDA PARA CÁLCULAR EL CICLO DE IZAJE.....	93
5.3.	DIÁMETRO Y PESO DEL CABLE DE IZAJE.....	95
5.4.	CÁLCULAR LAS DIMENSIONES DEL TAMBOR DEL WINCHE.....	105
5.5.	CÁLCULO DE LA CAPACIDAD DEL MOTOR DEL WINCHE ELÉCTRICO.....	108
6.	PLANEAMIENTO DE EJECUCIÓN DE TODAS LAS OBRAS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE ESPERANZA.....	115
6.1.	CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES PARA LA EJECUCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.....	117
6.2.	EVALUACIÓN TÉCNICO - ECONÓMICO DEL ESTUDIO.....	118
6.3.	MONTO DE INVERSIÓN EN LA INFRAESTRUCTURA.....	118
7.	CÁLCULO DEL COSTO TOTAL DE LA INFRAESTRUCTURA.....	131
8.	COSTOS DE INVERSIÓN EN LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.....	132
9.	COSTOS DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE LA MINA.....	132
10.	COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX).....	133
11.	COSTOS DE OPERACIÓN (OPEX).....	133
12.	VALORIZACIÓN DE RESERVAS Y VIDA DE LA MINA.....	133
13.	EVALUACIÓN ECONÓMICOS (VAN, TIR).....	134
14.	INCREMENTO DE PRODUCCIÓN.....	136
14.1.	Las reservas de minerales accesibles.....	136
14.2.	La capacidad de tratamiento.....	136
14.3.	La capacidad de producción.....	137
CAPITULO IV		
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....		139
1.	ANÁLISIS DE RESULTADOS TÉCNICOS.....	139
2.	ANÁLISIS DE RESULTADOS ECONÓMICOS.....	140
3.	FACTORES QUE FACILITARÁN EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN POR EL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.....	140

4. POSIBILIDAD DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN ATRAVEZ DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.....	141
5. COMENTARIOS FINALES.....	141
ANEXOS.....	146
ANEXO 1. ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO	146
1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	146
1.1. UBICACIÓN	146
1.2. ACCESIBILIDAD	147
1.3. TOPOGRAFÍA	148
1.4. CLIMA Y VEGETACIÓN.....	149
2. RECURSOS.....	150
2.1. RECURSO HUMANO	150
2.2. RECURSOS HIDRÍCOS	151
2.3. RECURSO ELÉCTRICO	151
3. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.....	152
3.1. GEOLOGÍA REGIONAL	152
3.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	155
a. Super unidad incahuasi	155
b. Complejo bella unión.....	157
c. Andesita.....	157
d. Monzonita	158
4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	158
5. GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	160
5.1. Mineralización.....	160
5.2. Mineralogía.....	160
5.3. Sistemas de vetas.....	161
5.4. Reservas probadas y probables de mineral.....	162
5.5. Ley de corte (Cut-Off).....	163
6. GEOMECAÁNICA DEL YACIMIENTO.....	163
6.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECAÁNICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	163
6.2. CORTE Y RELLENO	164
6.3. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN.....	171
6.4. PLANTA DE TRATAMIENTO.....	171
ANEXO 2. PANEL FOTOGRÁFICO DE LA MINA	174
ANEXO 3. MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	176
ANEXO 4. RUTAS DE ESCAPE DE LA VETA SAN JUAN.....	177

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coeficiente de Roca.	24
Tabla 2. Burden y Espaciamiento.	24
Tabla 3. Kilos de explosivos por m ³ de Roca.	25
Tabla 4. Valor del índice RMR.	32
Tabla 5. Valores de las resistencias a la Compresión	32
Tabla 6. Interpretación de Valores RQD.	33
Tabla 7. Índice de Q de Barton.	37
Tabla 8. Parámetros de clasificación Geomecánicas RMR (Bienawski, 1989)	38
Tabla 9. Calidad del macizo rocoso.	48
Tabla 10. Correlación para el martillo de Smidt entre resistencia a la compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965).	50
Tabla 11. Tabla de valoración de RMR.	52
Tabla 12. Valoración del estado de las discontinuidades.	53
Tabla 13. Clasificación Geomecánica de RMR	53
Tabla 14. Curva de diseño de excavaciones (Wang, 2000).	55
Tabla 15. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo con el RMR.	56
Tabla 16. Abaco de SPM diseño del sostenimiento del sistema Q.	58
Tabla 17. GSI Estandarizado	60
Tabla 18. Metodología de Aplicación del GSI.	61
Tabla 19. coeficiente para determinar los valores de "dt"	72
Tabla 20. coeficiente de Roca (C).	72
Tabla 21. Fórmulas para determinar burden y espaciamiento.	74
Tabla 22. Explosivos y accesorios para utilizar	77
Tabla 23. Zonificación de explosivos según la calidad de roca.	77
Tabla 24. Carga específica correlacionado al diámetro del taladro.	78
Tabla 25. Factor de carga con relación a la sección del túnel.	78
Tabla 26. Requerimiento de caudal por persona según altitud.	82
Tabla 27. Fórmulas para calcular diagramas de carguío en izaje con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados.	109
Tabla 28. Fórmulas para componentes de fricción.	110
Tabla 29. Reservas de mineral de la veta Mercedes y Veta san Juan	162
Tabla 30. Clasificación Geomecánica de las rocas en la unidad minera.	163

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N°1. Variables e indicadores.....	5
Cuadro N° 2, operacionalización de variables e indicadores.....	6
Cuadro N°3. Muestras de los testigos.....	48
Cuadro N°4. Medidas de rebote obtenidas en campo.....	49
Cuadro N°5. Resumen de los resultados de las Clasificaciones Geomecánicas.....	54
Cuadro N°6. Resumen de la Evaluación Geomecánica.....	62
Cuadro N°7. Coordenadas de la ubicación del pique inclinado Esperanza.....	64
Cuadro N°8. Parámetros del pique inclinado Esperanza.....	64
Cuadro N°9. Sección del pique inclinado Esperanza.....	65
Cuadro N°10. Parámetros del pique inclinado.....	72
Cuadro N°11. Distribución de carga por taladro.....	80
Cuadro N°12. Número de trabajadores en el inclinado.....	82
Cuadro N°13. Mano de obra del primer turno.....	85
Cuadro N°14. Mano de obra por turno.....	90
Cuadro N°15. Relación de equipos a utilizar.....	90
Cuadro N°16. Resumen de características del cable para izaje óptimo.....	102
Cuadro N°17. Resumen de las características de la tambora.....	108
Cuadro N°18. Cálculo de los componentes del sistema de izaje.....	112
Cuadro N°19. Cálculo de potencias por periodos.....	113
Cuadro N°20. Cálculos de potencias del sistema de izaje.....	113
Cuadro N°21. Valores de potencia en cada punto.....	114
Cuadro N°22. Características del winche eléctrico requerido.....	115
Cuadro N° 23. Avance total de actividades.....	116
Cuadro N°24. Propuesta de cronograma de la construcción del Pique inclinado.....	118
Cuadro N°25. Resumen del costo total de la infraestructura – de la comunicación del Inclinado Esperanza al nivel 734.....	131
Cuadro N°26. Resumen de inversión de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.....	132
Cuadro N°27. Inversión en desarrollo y preparación de la mina.....	132
Cuadro N°28. Inversión en la comunicación del pique inclinado esperanza al nivel 734.....	133
Cuadro N°29. Inversión del pique inclinado Esperanza.....	133
Cuadro N°30. Reserva de mineral zona Esperanza.....	133
Cuadro N° 31. Flujo de caja económico anual.....	135
Cuadro N° 32. Programa mensual de producción por zonas.....	137
Cuadro N° 33. Indicadores de producción.....	137
Cuadro N° 34. Distribución de personal de zona Esperanza.....	138
Cuadro N° 35. Análisis de producción de la zona.....	138
Cuadro N° 36. Coordenadas de ubicación de la Unidad minera.....	146
Cuadro N° 37. Accesibilidad a la unidades Minera.....	147

ÍNDICE DE ILUSTRACIÓN

Ilustración 1. Vista isométrica de un pique inclinado.	12
Ilustración 2: Método de Banqueo.	14
Ilustración 3. Método en Espiral.	15
Ilustración 4. Método de sección completa.	16
Ilustración 5. Corte en Pirámide.....	17
Ilustración 6. Corte en “V”.	18
Ilustración 7. Corte en Cuña de Arrastre.	18
Ilustración 8. Corte combinado de Abanico y Cuña.....	19
Ilustración 9. Ejemplos de Cortes Quemados.....	20
Ilustración 10. Ejemplos de Cortes en Cilindro.....	20
Ilustración 11. Ejemplos de Corte Escalonado.	20
Ilustración 12. Distribución y Salidas de taladros.	22
Ilustración 13. Denominación de taladros.	22
Ilustración 14. Burden y Distancia 25	25
Ilustración 15. Distribución de un sistema de un pique inclinado.....	27
Ilustración 16. Winche de izaje nivel 480, zona Mercedes 28	28
Ilustración 17. Componentes de un Cable de Acero. 29	29
Ilustración 18. Torcido de Cable. 30	30
Ilustración 19. Fotografía de Testigo..... 33	33
Ilustración 20. Esquema de las propiedades de las discontinuidades..... 35	35
Ilustración 21. Presencia de agua. 36	36
Ilustración 22. Sección transversal del pique inclinado. 65	65
Ilustración 23. Diseño de la sección del pique inclinado Esperanza (vista frontal) 68	68
Ilustración 24 . Diseño de la sección del pique inclinado (vista planta)..... 69	69
Ilustración 25. Diseño de la sección del pique inclinado Esperanza (vista Frontal) 70	70
Ilustración 26. Diseño de arranque..... 75	75
Ilustración 27. Diseño de malla de perforación de sección 8’x8’..... 76	76
Ilustración 28. Proceso de limpieza en la construcción del Pique..... 86	86
Ilustración 29. Ilustración de instalación de pernos helicoidales y malla electrosoldada..... 88	88
Ilustración 30. Diseño de instalación de pernos helicoidales. 88	88
Ilustración 31. Partes del winche de izaje. 92	92
Ilustración 32. Comando de control del winche..... 92	92
Ilustración 33. Diagrama de fuerzas que actúan en el inclinado 97	97
Ilustración 34. Masas y coeficientes inclinados de extracción de un tren con cable..... 98	98
Ilustración 35. Diagrama de una Tambora. 106	106
Ilustración 36. Diagrama de potencias para un sistema no balanceado de extracción. 109	109
Ilustración 37. Diagrama de potencias para el sistema de extracción. ¡Error! Marcador no definido.	
Ilustración 38, Mapa ubicando la Unidad Minera. 147	147
Ilustración 39. Ubicación de las zonas de trabajo en la unidad minera..... 148	148
Ilustración 40. Comuna Estratigráfica Regional. 154	154
Ilustración 41. Columna Estratigrafica Local..... 155	155
Ilustración 42. Se muestra la fotografía de la diorita..... 156	156
Ilustración 43. Roca Granodiorita. 156	156
Ilustración 44. Roca Andecita. 158	158
Ilustración 45. Representación de los Esfuerzos en la corteza 159	159
Ilustración 46. Diseño y Preparación de un tajo..... 166	166
Ilustración 47. Diseño de camino en tajo. 166	166
Ilustración 48. Máquina Perforadora de la Marca seco. 167	167
Ilustración 49. Partes de un Barreno..... 168	168

Ilustración 50. Esquema de carga de un taladro.	168
Ilustración 51. Partes de un winche eléctrico.	169
Ilustración 52. Partes de la pala Neumática.....	170
Ilustración 53. Circuito de funcionamiento de la Planta.	173

ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1. Esquema de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.	45
Plano 2. vista en planta del proyecto de comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734. ..	66
Plano 3. Vista en perfil del proyecto de construcción del pique inclinado Esperanza al nivel 734.	67
Plano 4. Plano Geológico de la concesión San Juan.	153

CAPÍTULO I

MARCO METODOLÓGICO

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

La compañía minera OREX S.A.C. Fuerza Peruana, realiza la explotación de mineral aurífero con métodos convencionales (minería sobre riel), con una producción que no supera de 6000 TM/mes, y con una ley de 12.6 gr. Con un tiempo de trabajo de 25 días/mes.

La gran parte de los tajos de producción de la compañía minera se concentra en la zona Mercedes y Esperanza de las 5 zonas de producción que tiene la empresa, siendo la zona Esperanza la zona con mayor producción y potencial de aumentar su producción. En la zona Esperanza los tajos de producción se concentran en los niveles inferiores al nivel principal (734); se concentran en los niveles 516 y 470; la extracción de mineral queda limitada por las labores y sistema de extracción. Actualmente se tiene el pique 8700 que comunica el nivel 734 al nivel 566 como única vía de acceso y extracción; y que se limita a una producción no mayor de 2000 TM/mes; En el nivel 566 existe el inclinado de nombre Esperanza que comunica los niveles 566 y 516, que genera un cuello de botella con el pique 8700 y que limitan la capacidad de extracción por lo tanto la producción que tiene la zona.

Teniendo el conocimiento del potencial de reservas económicas que están en las profundidades de la zona Esperanza para su explotación se hace necesario plantear una alternativa que lo haga rentable.

Mientras prevalezca el problema de la capacidad limitada del sistema de extracción, la capacidad de producción y desarrollo de la mina quedara limitada y desacelera la preparación de los tajos, por lo que se necesita urgente otra vía de extracción de la ya existente aprovechando las labores ya existentes al pique 8700. El pique 8700 era el único acceso de extracción de mineral, desmonte e ingreso de materiales necesarios para las operaciones y evacuación de personal en casos de emergencia.

2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

2.1. PROBLEMA GENERAL

¿Comunicando el pique inclinado Esperanza al nivel 734, aumentará la capacidad de extracción de mineral en la zona Esperanza de la unidad minera San Juan de Arequipa?

2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

p.1. ¿los parámetros geológicos y geomecánicas serán las adecuadas para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa?

p.2. ¿Cómo será el planeamiento para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la unidad minera San Juan de Arequipa?

p.3. ¿Qué factores influirán en el costo por tonelada en la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la unidad minera San Juan de Arequipa?

3. OBJETIVOS

3.1. OBJETIVO GENERAL

Incrementar la capacidad de extracción de mineral en la Zona Esperanza de la unidad minera San Juan de Arequipa, mediante la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.

3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

o.1. Determinar los parámetros geológicos y geomecánicos para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

o.2. Determinar el proceso de comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, según los parámetros establecidos, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

o.3. Evaluar la factibilidad económica de la comunicación del pique inclinado esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

Después de analizar la información documentada del área de productividad de la compañía y calculando la producción global de la mina se verifica que los últimos 12 meses, antes de la ejecución del proyecto se observó una productividad estancada; razón por el cual se planteo la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, para generar una labor de extracción y aumentar la producción.

Desde lo técnico, se toma en consideración la existencia del pique inclinado Esperanza que tiene una pendiente estudiada y construida en estéril para su mayor resistencia y que funciona muy adecuadamente y demostrado que la construcción de un pique inclinado

es más eficiente el ciclo de minado, que en la construcción de un pique vertical y la construcción de una rampa, en tiempo, rendimiento y seguridad.

Desde el punto de vista de seguridad, la construcción de un pique inclinado es más seguro, es más eficiente el ABC minero, más rápido poner el sostenimiento, lo que reduce el riesgo de accidentes en el trabajo.

Desde lo económico, este trabajo se justifica con el incremento de la capacidad de extracción de material (aumento de extracción de mineral, desmonte), lo que incrementará la rentabilidad, generando mayores ganancias.

Desde la optimización del tiempo, con la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, se optimizará, ya que se anulará el cuello de botella que actualmente se genera en el nivel 566, por su capacidad limitada de los buzones y sumada por la capacidad limitada de extracción de los baldes del pique 8700.

Desde la eficiencia del personal se disminuirá en promedio 4 obreros, porque con el pique inclinado Esperanza la extracción será directa desde el nivel 516 hasta el nivel 734.

5. HIPÓTESIS

5.1. HIPÓTESIS GENERAL

Considerando que hay niveles bajos de extracción se incrementa la capacidad de extracción de mineral, en la zona Esperanza, de la unidad minera San Juan de Arequipa.

5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

h.1. El conocimiento de los parámetros de las condiciones geológicas y geomecánicas facilitara la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la zona Esperanza, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

h.2. El planeamiento de las operaciones en la comunicación del pique inclinado Esperanza, determinara el tiempo de la comunicación del inclinado Esperanza, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

h.3. La evaluación del parámetro económico demostrara la factibilidad para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa.

6. VARIABLES E INDICADORES

Cuadro N°1. Variables e indicadores.

VARIABLES INDEPENDIENTES	INDICADORES
Comunicación del pique inclinado	Parámetros Geomecánicos del macizo
	Rocoso
	RQD (%)
	RMR
	Q de Bartón (%)
	Parámetros de diseño
	Sección (m ²)
	Gradiente (%)
	Longitud del pique inclinado (m)
	Desnivel
	Método de construcción
	Evaluación económica
Incremento de la producción	Costo unitario(\$/m)
	Reservas (Tm)
	Ley (gr/tm)
	Utilidad (\$/año)
VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADOR
Incremento de la producción	(Tm/año)

Fuente: elaboración propia.

7. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

Cuadro N° 2, operacionalización de variables e indicadores.

OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES			
VARIABLE INDEPENDIENTE			
VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	ESCALA DE VALORIZACIÓN
Comunicación del pique inclinado Esperanza	Parámetros Geomecánicos del macizo Rocoso (Calidad del macizo rocoso)	RQD (%) RMR Q de Barton (%)	Roca competente Roca incompetente
	Parámetros de diseño (Datos técnicos del inclinado)	Sección (m ²) Gradiente (%) Longitud del pique inclinado (m) Desnivel Método de construcción	Tiempo de ejecución
	Evaluación Económica (Rentabilidad)	Costo unitario (\$) Reservas (Tm) Ley (gr/tm) Utilidad (\$/año)	Rentabilidad, TIR, VAN.
VARIABLE DEPENDIENTE			
Incremento de producción	Tm/d	Incremento de Extracción (Tm/año)	Utilidad (\$/año)

Fuente: elaboración propia.

8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación consta en describir, aplicar y evaluar los procedimientos propuestos para el proceso de comunicación del pique inclinado, diseños y dimensionamientos de acuerdo con la evaluación Geológica y Geomecánica.

8.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de Investigación es de tipo cuantitativo.

Cuantitativo: Por tener características de datos que se cuantifican, el principal objetivo es incrementar la extracción de mineral mediante la comunicación del pique

inclinado Esperanza. Según Hernández Sampieri (2014, p4); “las investigaciones cuantitativas, utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis estadístico, con el fin establecer pautas de comportamiento y probar teorías.”.

8.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Propositivo - correlacional: Mediante la proposición y correlacionando de los datos, buscamos respuestas a las hipótesis planteadas.

9. POBLACIÓN Y MUESTRA

9.1. POBLACIÓN

La población considerada en el proceso de estudio son las labores de desarrollo en la unidad minera San Juan de Arequipa. (N =5)

9.2. MUESTRA

La muestra es el proceso de construcción e implementación del pique inclinado Esperanza (n=1).

10. DELIMITACIÓN GEOGRÁFICA Y TEMPORAL DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo se desarrolló en el Departamento de Arequipa - Provincia Condesuyos - Distrito de Rio grande - Unidad minera San Juan de Arequipa - zona Esperanza. De la veta San Juan.

El periodo de ejecución fue de junio 2022 a diciembre 2022.

11. FACTORES PARA LA CONTINUACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA

Los factores considerados para la continuación y comunicación del pique inclinado Esperanza son:

- a. La existencia del pique inclinado Esperanza, con una pendiente de 30° una sección de 2.40 x 2.40 m. que de antemano demuestra la resistencia de la roca para la comunicación y soporte del inclinado y la pendiente necesaria y no cambiabile para el acarreo correcto (para que los carros mineros no se descarrilen de haber una variación en la pendiente ya sea en el ascenso o descenso de los carros U - 35).
- b. La experiencia en construir inclinados y tener empresas especialistas en la construcción de inclinados.
- c. Construido en roca estéril y paralela a la veta San Juan a un promedio de 20 metros, que le da estabilidad y mayor resistencia.
- d. El avance y seguridad más eficiente en el ciclo de minado y aplicación del ABC minero en un inclinado a comparación de un pique vertical y su costo más barato en comparación a un pique vertical y/o a una rampa.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. ANTECEDENTES NACIONALES

J. Tuero, C. (2019), “Diseño de pique inclinado y planeamiento del sistema de extracción para incrementar la producción de mineral en la unidad minera cuatro horas MACDESA S.A.” Universidad Nacional del Altiplano, (Tesis). Las conclusiones a las que se arribó fueron que el pique inclinado contará con una sección de 2.40 x 2.40 y su longitud será de 200 metros con una de 40°, los cálculos para la maquinaria de extracción a utilizar son un winche de potencia de motor 80 HP, cable a usar Flattened – Triangular Strand con un diámetro de 22 mm., la producción calculada de mineral es de 54 000 toneladas; el tiempo de ejecución del pique inclinado tendrá una duración de 5 meses, en la evaluación económica, el costo de inversión asciende a 218 028 U\$ dólares americanos que comprende, perforación y voladura, limpieza, sostenimiento, equipos de izaje y equipos de transporte y otros laboreos que permitirán un incremento de la producción y productividad en un 412% haciendo de este proyecto altamente rentable.

Arias, L. (2013), “planeamiento y diseño del sistema de extracción, proyecto de profundización de la u.o. san braulio” Pontificia Universidad Católica del Perú, (Tesis). Las

conclusiones del presente trabajo son: primero, plantear las características de extracción. Segundo, planteamiento operativo del sistema de extracción del mineral para el pique inclinado. Tercero, se tiene el planeamiento de la infraestructura de la mina para culminar con el análisis económico-financiero del proyecto en su totalidad.

1.2. ANTECEDENTES REGIONALES

W. HUARACHA (2021), “construcción del pique inclinado mercedes nv. 480. para mejorar la producción en la unidad minera san Juan de Arequipa”, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, (Tesis). Teniendo como objetivo; desarrollar el proceso de diseño, construcción y evaluación económica del pique inclinado Mercedes con la finalidad de mejorar la productividad e incrementar las reservas de mineral de la zona Mercedes en la unidad minera San Juan de Arequipa. Concluyéndose que el pique inclinado Mercedes tendrá una longitud de 235 m entre los niveles 480 y 380, con una sección de 2.40m x 2.40 m y una inclinación negativa de 30°, además el sistema de izaje a utilizar será de 80 hp de potencia, cable Fattened – Triangular Strand de 18 mm de diámetro, con un ritmo de producción 1500 tm/anuales; así mismo, la ejecución del pique inclinado Mercedes tendrá una duración de 5 meses, también se presentó la evaluación económica donde el costo de inversión asciende a una suma de 381,655.69 U\$ dólares americanos que comprende construcción de labores previas, pique inclinado mercedes, sostenimiento, tendido de rieles, tolvas, equipo de izaje, entre otros que incrementaran la producción y reserva de mineral, en base a indicadores económicos como es el VAN de 8,998,711.41\$ y un TIR de 130.88% con una inversión total de 2,257,464.00 US\$, haciendo de ese proyecto altamente rentable.

C. Velarde C. (2019), “Construcción del pique inclinado 223 para el incremento de reservas minerales en la veta Paola, Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa”, Universidad

Nacional de San Antonio Abad del Cusco, (Tesis). Teniendo como objetivo, 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. Se determinó que la construcción del pique inclinado 223, está estrechamente relacionados con las características geomecánicas del macizo rocoso, que tiene un RMR de 51 – 60 en estéril caja techo y un RMR de 41 – 50 en caja techo en mineral, el sostenimiento se realizara con cuadros en la caja piso. El sistema de izaje contara con balde de 0.15 m³ de capacidad, el winche sera 15 HP de potencia, el cable tipo cascabel de 1/2” y 77.20 metros de longitud. Siendo el costo total de s/ 115.47, por tonelada métrica extraída mediante el pique, siendo las reservas 758.08 TM y el costo de operación total asciende a S/.57,334.00. De la evaluación económica, se concluye el valor actual neto (VAN) de S/. 3,526.59; tasa interna de retorno (TIR) de 27.88 %; hallado para un descuento del 12% como tasa mensual.

2. MARCO REFERENCIAL

2.1. PIQUE MINERO

Los piques son, labores mineras verticales a sub verticales, construidas de arriba hacia abajo, de secciones que pueden ser circular, rectangular o cuadrada, y que necesitan una infraestructura de apoyo, tanto superficial y subterránea, en su proceso su construcción, así como para su operación posterior. En el proceso de construcción de piques es de necesidad realizar subproyectos para lograr una infra estructura adecuada. (Salinas T, construcción de túneles, piques y chimeneas, pg. 55)

2.2. CLASES DE PIQUE

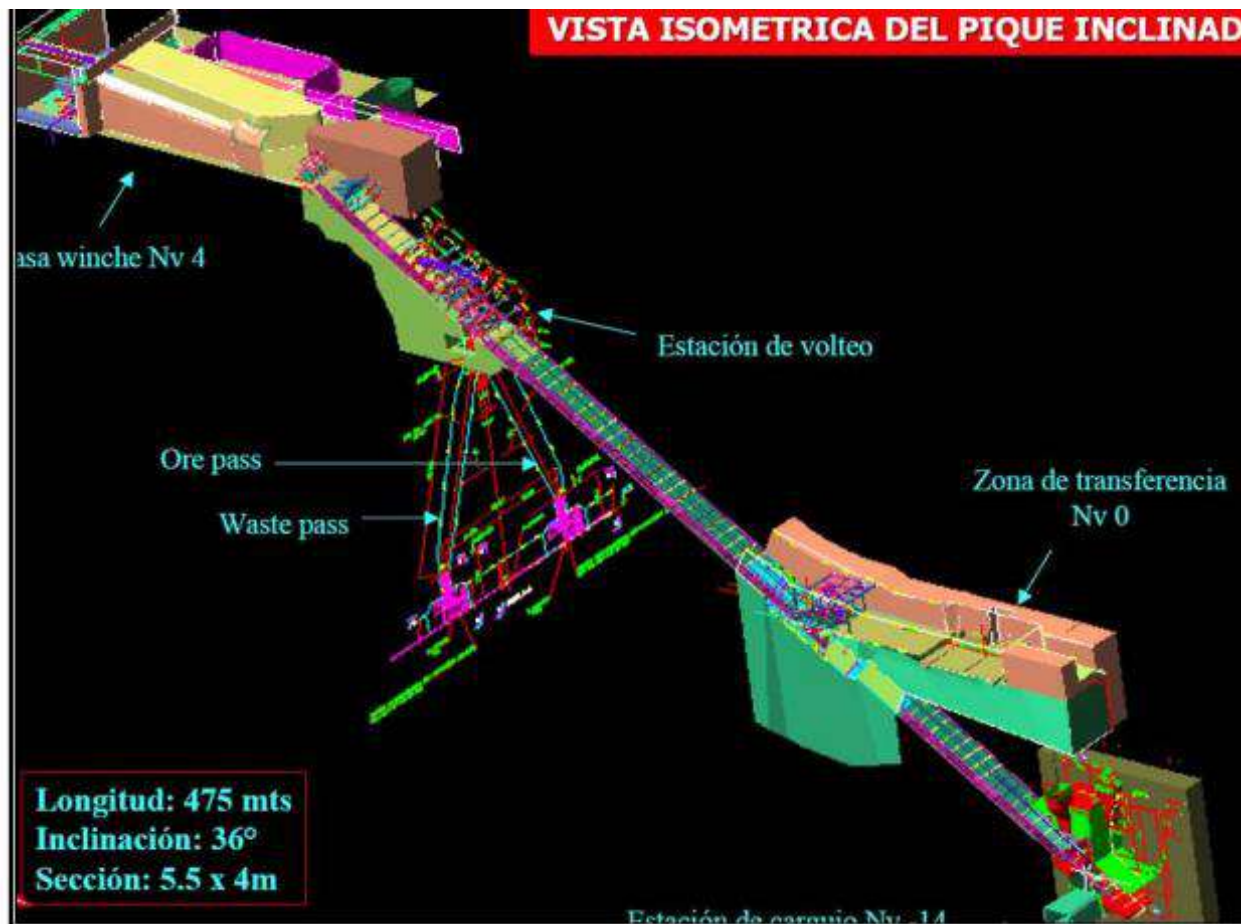
2.2.1. Pique vertical:

labor con inclinación mayor a 45° , por el cual se puede extraer mineral y personal de acuerdo con las necesidades de la mina.

2.2.2. Pique inclinado:

labor con una inclinación menor a 45° , por el cual se puede extraer mineral, personal y sobre todo se construye para profundizar.

Ilustración 1. Vista isométrica de un pique inclinado.



Fuente: construcción de piques inclinados.

2.3. FACTORES DE DISEÑO DE UN PIQUE MINERO

2.3.1. Factores económicos

Los factores económicos están directamente relacionados con los recursos y trabajos múltiples que serán necesarios durante el proceso de construcción. La decisión técnica está basada en costo-beneficio del proyecto para alcanzar los objetivos planteados.

2.3.2. Factores operacionales

Los factores operacionales están ligados a la supervisión, al seguimiento de las tareas de los trabajadores en el proceso de construcción. El cumplimiento de las metas debe ser con calidad y con eficacia. Se refiere, a los trabajos que realizan los obreros y empleados deben tener dirección al cumplimiento de los objetivos y evaluación de la calidad de estos.

2.3.3. Factores geológicos

Para la construcción de un pique es obligatorio e imprescindible hacer un estudio geológico y geo-mecánico, para tener todos los datos y características del terreno. El tener un estudio geológico y geo-mecánico determinará la posibilidad y viabilidad de una mejor decisión. No solo se debe de hacer el estudio de la superficie, también se tiene que hacer del subsuelo para tener el perfil sísmico, la estructura y la datación de eras en los distintos niveles de la estructura del terreno.

3. DISEÑO Y TÉCNICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN PIQUES

3.1. MÉTODOS DE EJECUCIÓN DE PIQUES

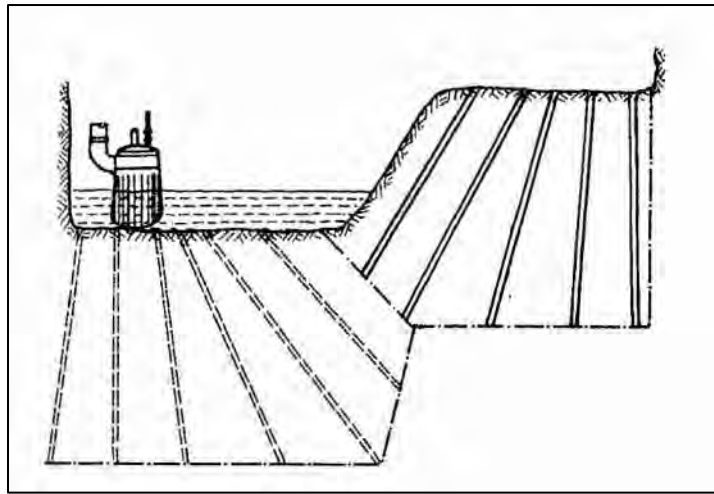
Los métodos en la ejecución de piques y pozos se pueden dividir en tres grupos:

1. Método de banqueo.
2. Método en espiral.
3. Métodos de sección completa.

3.1.1. Método de Banqueo:

Este método se adecua en la construcción de pozos con secciones rectangulares y cuadradas. Se realiza con la profundización de la mitad del piso en cada avance. primero se perfora y avanza la parte que está a mayor altura con la finalidad de generar una cara libre y de ser el caso para bombear el agua. El método es en bancos pequeños que pueden ser rectos, la perforación suele ser manual, con martillos neumáticos.

Ilustración 2: Método de Banqueo.



Fuente: Instituto Geológico y Minero de España, *Manual de perforación y voladura*.

3.1.2. Método de Espiral:

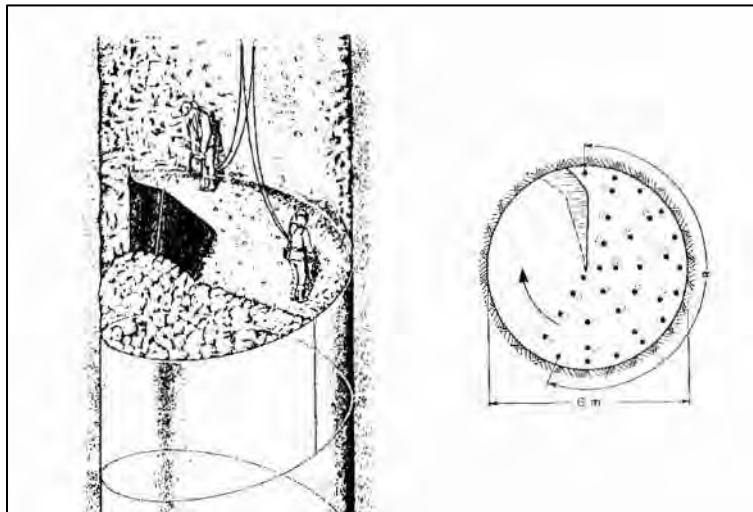
En las operaciones mineras este método se trata de realizar la excavación de pozo a fondo en forma de espirales, donde la altura de paso depende del diámetro de excavación y la roca a trabajarse; donde, en cada corte se realiza en la extracción de una sección de espiral considerando una inclinación angular considerablemente grande, además para realizar un corte completo se considera el tiempo con relación al trabajo disponible en un múltiplo entero. En la perforación de este método se realiza taladros paralelos con longitudes

uniformes aprovechando además de la cara libre inferior que se obtiene por cada voladura realizada.

a. Ventajas del Método Espiral:

- Se obtiene un rendimiento máximo
- Bajo costo de operación
- Fácil perforación.

Ilustración 3. Método en Espiral.



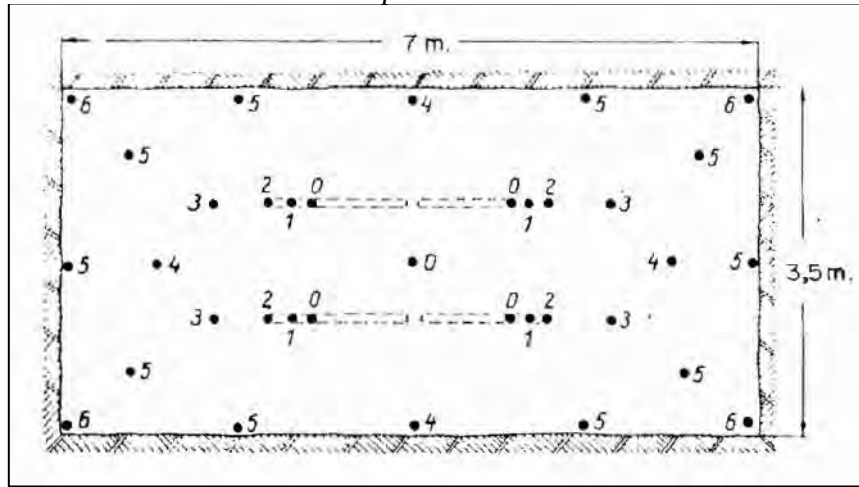
Fuente: Instituto Geológico y Minero de España, *Manual de perforación y voladura.*

3.1.3. Método de Sección Completa

Este procedimiento se aplica con mucha frecuencia en la realización de piques y chimeneas excavando la sección ya sea de forma circular o rectangular, de la misma forma, también se aplica en la excavación de túneles y galerías para lo cual es importante tener una

cara libre.

Ilustración 4. Método de sección completa.



Fuente: Instituto Geológico y Minero de España, *Manual de perforación y voladura*.

3.2. METODOS DE ARRANQUE.

Consiste en efectuar el disparo en una parte del frente de la labor con fines de crear una cavidad que contribuya como cara libre para la sección a excavar, y esta se divide en 2 grupos.

- Arranque en forma diagonal
- Arranque en forma paralela

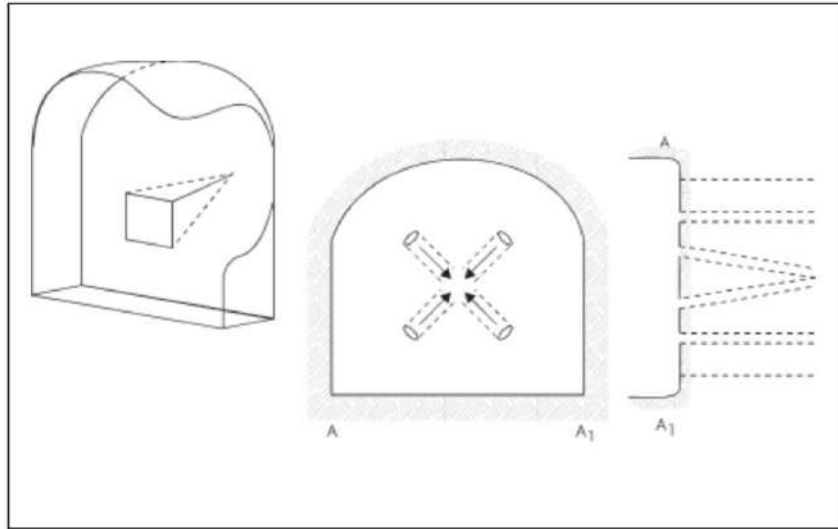
3.2.1. ARRANQUE EN FORMA DIAGONAL

Consiste en preparar taladro en formación diagonal en forma escalonada con cierto Angulo con relación al frente del túnel, la cual permite el destroce y despegue sucesivo de la roca desde el fondo de disparo permitiendo un fácil rotura de la roca con los taladro consiguientes.

a. Corte en pirámide o diamante

Consta de cuatro o más taladro que están en forma convergente hacia un punto imaginario hacia el centro en fondo, de tal manera que al disparar genera una cavidad o espacio libre conocida como cara libre.

Ilustración 5. Corte en Pirámide

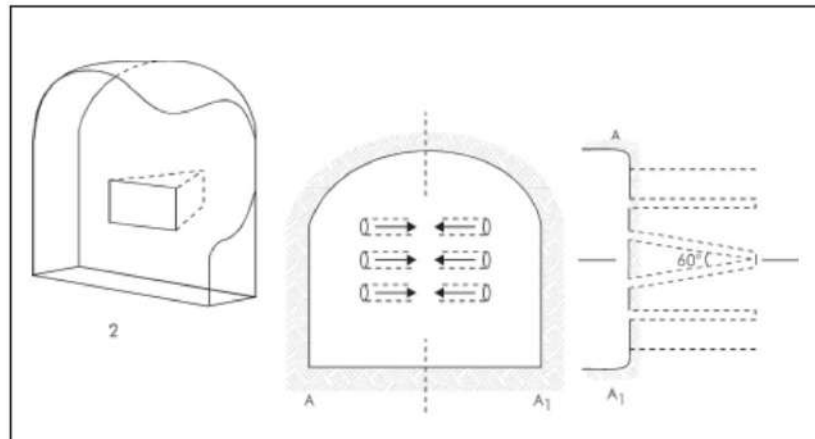


Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

b. Corte en Cuña o “V”

este método consiste en realizar desde seis taladro a más, que convergen a pares entre sí con Ángulos y distancias determinadas hacia la línea central vertical imaginario, de tal modo genera una cavidad en forma de cuña o tipo de trozo de pastel. Este método tiene un corto avance y además es de fácil ejecución, este se aplica para túneles estrechos ya que en ella se dificulta la perforación.

Ilustración 6. Corte en “V”.

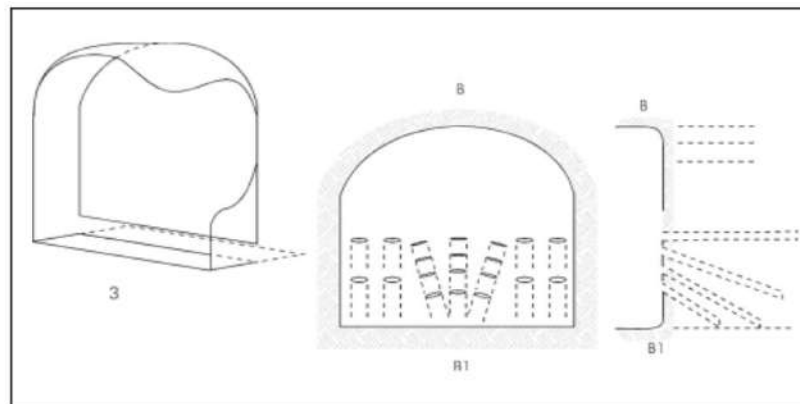


Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

c. Corte en Cuña de Arrastre

Este método se efectúa a nivel de piso en trabajo de excavación de galerías, para generar un destroce de roca y posterior desplome sucesivo, este método es empleada en elaboración de túneles de mina de carbón o también en túneles de roca manteada tipo suave.

Ilustración 7. Corte en Cuña de Arrastre.



Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

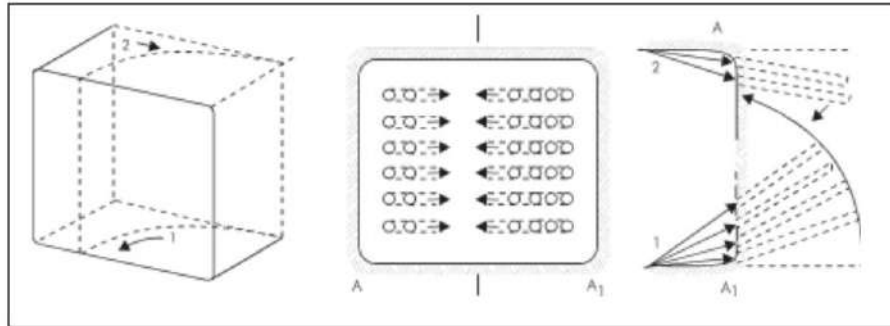
d. Corte en Abanico

se denomina corte de destroce, el procedimiento para tal caso se realiza desde un lado de la galería o túnel, realizando la perforación de taladros en sucesión divergente en el fondo.

e. Corte Combinado De Abanico Y Cuña

Generalmente este método es recomendado para voladura en roca de tipo tenaz hasta roca de tipo elástico, la perforación es dificultoso además siendo muy utilizado por ser muy efectivo.

Ilustración 8. Corte combinado de Abanico y Cuña.



Fuente: Manual Práctico de Perforación, EXSA.

3.2.2. ARRANQUES EN PARALELO

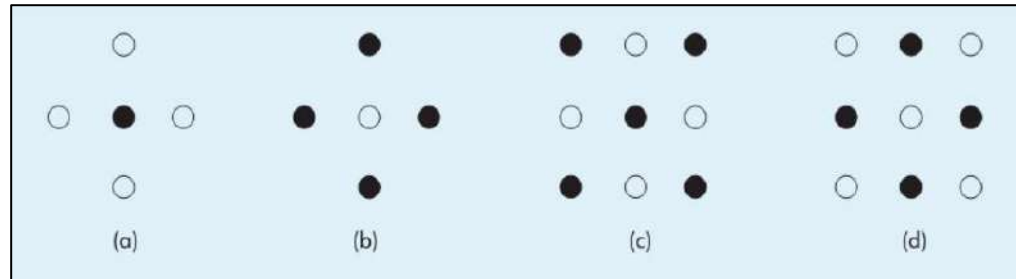
Este tipo de arranque es generalmente realizada con máquinas de mayor dimensión como maquina tipo JUMBO, ya que estas cuentan con brazo articulada que son difíciles de poner en ubicaciones extremas cuando estos brazos tienen una movilidad mecánica precisa y además con mejor alineamiento paralelo en la elaboración de taladros largos en los frentes de voladura. Entre ellos se tiene:

a. Corte quemado

Consiste en un grupo de perforaciones próximas entre sí del mismo diámetro, con diferentes líneas o patrones de dispersión, algunas de las cuales no contienen explosivos,

la cuales brindan espacio abierto generando cara libre para la acción destructiva de las fuerzas de detonación de explosivos durante el disparo.

Ilustración 9. Ejemplos de Cortes Quemados.

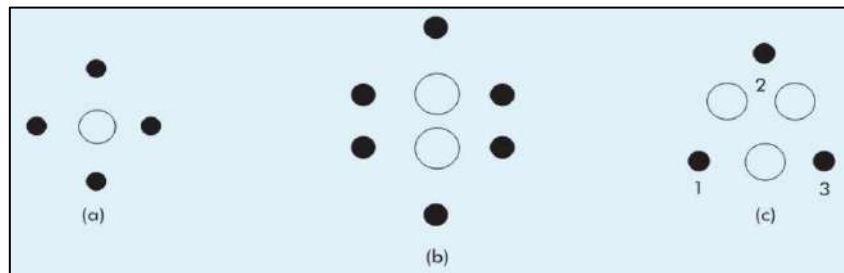


Fuente: Manual práctico de Voladura, EXSA.

b. Corte en cilindro con taladro de alivio

Este tipo de corte mantiene una distribución similar al corte quemado, pero se diferencia en que tiene a más de un taladro central y con diámetros mayores que los demás taladros, generándose un espacio amplio como cara libre.

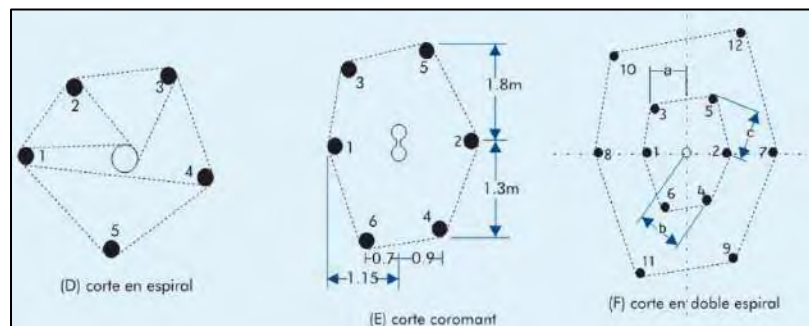
Ilustración 10. Ejemplos de Cortes en Cilindro.



Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

c. Corte escalonado por tajadas horizontales

Ilustración 11. Ejemplos de Corte Escalonado.



Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

3.2.3. DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS

La distribución de los taladros en el frente de perforación, son de la siguiente manera:

1. arranque o cuele: son taladros que se disparan primero para generar una cavidad con espacio abierto inicial. En estos taladros se provee de una carga en una cantidad de 1,3 a 1,5 veces más que las otras.

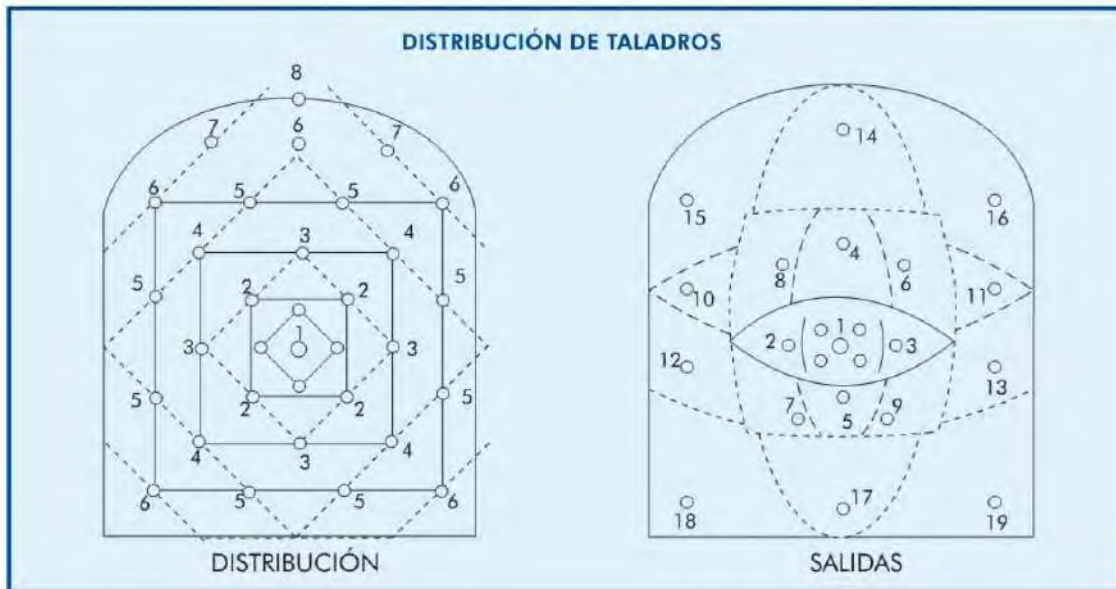
2. Ayuda: son taladros que se explotan en segundo orden, rodean a los taladros del arranque y forman una cavidad mayor y facilita el destroce, la distribución de ella varía según la amplitud del frente, incluyendo la primera ayuda (contra cueles), segunda y tercera ayuda (taladro de destroce y franqueo) consecutivamente.

3. Cuadradores: Son taladros que se ubican en los laterales (hastiales) de las labores, túneles y galerías.

4. Alzas o techos: son taladros que van dando la forma del techo de la labor minera. También se les denominan taladros de corona. Para voladura de tipo smooth blasting o de corte, tanto los cuadradores y las alzas se disparan juntas, instantáneamente al final de la otras, a este conjunto se le llama taladros periféricos.

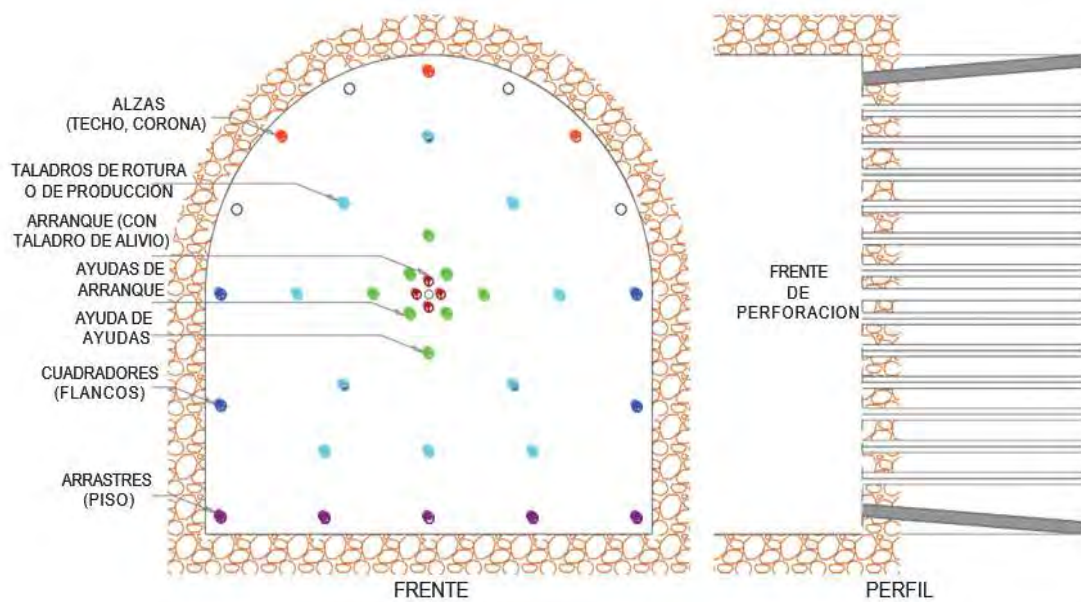
5. Arrastre: estos taladros se ubican al pie de las galerías y túneles y se detonan ya al término de todo el bloque.

Ilustración 12. Distribución y Salidas de taladros.



Fuente: Manual Práctico de voladura, EXSA.

Ilustración 13. Denominación de taladros.



Fuente: elaboración Propia.

3.2.4. DETERMINACIÓN DEL NÚMERO DE TALADROS

La cantidad de taladros que se requiere para la voladura subterránea está en relación al tipo de roca del frente a volar, el espacio o grado de confinamiento de la superficie del

frente de trabajo, el grado de fragmentación a lograr y el diámetro de perforación disponible; cada uno de estos factores puede hacer que la malla de perforación aumente o se reduzca y con ello el número de taladro aumenta o disminuye, frente al número de taladros teóricamente calculado; asimismo repercute en la elección del tipo de explosivo y el método de iniciación a utilizarse. (EXSA).

Para poder calcular una cantidad de taladros aproximado empíricamente, se recurre a la formula siguiente:

$$N^{\circ} tal = 10\sqrt{A * H}$$

Donde:

A: ancho de la galería o túnel.

H: altura de la galería o túnel.

El número de taladros se puede calcular con mayor precisión con la siguiente relación:

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

Donde:

P: Perímetro o circunferencia de la sección del túnel (m), que se determina con la formula siguiente: $= 4 \times \sqrt{A}$.

dt: Distancia o espacio entre los taladros.

s: Sección del túnel en m².

c: Coeficiente de roca.

Tabla 1. Coeficiente de Roca.

<i>Dureza de la roca</i>	<i>Distancia entre taladros (m)</i>	<i>Coeficiente de roca (m)</i>
<i>Dura</i>	<i>0.50</i>	<i>2.00</i>
<i>Intermedia</i>	<i>0.60</i>	<i>1.50</i>
<i>Blanda o suave</i>	<i>0.70</i>	<i>1.00</i>

Fuente: Manual práctico de voladura, EXSA.

3.2.5. CÁLCULO DE BURDEN Y ESPACIO ENTRE TALADROS

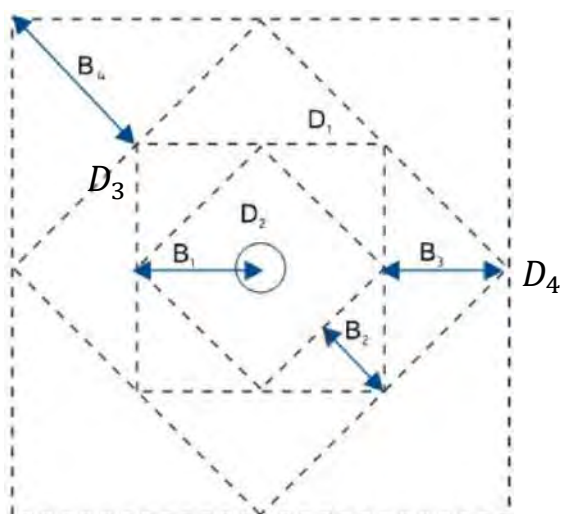
La separación entre taladros se calcula de acuerdo al tipo de roca y el área libre donde sea de realizar la voladura.

Sin embargo, la distancia entre taladros se considera generalmente con relación al diámetro de la broca: teniendo un estimado de 2 pies (60 cm) por pulgada del diámetro de broca a utilizar.

Tabla 2. Burden y Espaciamiento.

<i>Sección del Corte</i>	<i>Valor del Burden</i>	<i>Valor del Espaciamiento</i>
Primera	$B1 = 1.7 \times D2$	$D1 = B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$D2 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$D3 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$D4 = 1.5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual Práctico de Voladura.

Ilustración 14. *Burden y Distancia*

Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

3.2.6. DETERMINACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE CARGA

La carga básica a utilizar está directamente relacionada con la dureza de la roca y áreas en donde se realizara la voladura, y se determina calculando el promedio de kg de explosivo que se utiliza para fracturar un m³ de roca, por metro de avance, y se calcula con la siguiente expresión:

$$Qc = FC * V$$

Donde:

Qc: Cantidad de carga explosivo por disparo.

FC: Factor de carga.

V: Volumen de material a mover por disparo

Tabla 3. Kilos de explosivos por m³ de Roca.

Área del túnel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	Dura	Intermedia	Blanda o suave
De 1 a 5	3.00 - 2.50	2.20 - 1.80	1.50 - 1.00
De 5 a 10	2.50 - 2.00	1.80 - 1.40	1.00 - 0.80
De 10 a 20	2.00 - 1.70	1.40 - 1.00	0.80 - 0.50
De 20 a 40	1.70 - 1.40	1.00	0.50 - 0.40

Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

Para obtener una salida de arranque optimo e debe cargar los taladros en 1.3 a1.6 veces más en promedio antes calculado, 1.1 veces en las ayudas, y disminuir equitativamente la carga en lo demás taladros.

3.3. SISTEMA DE EXTRACCIÓN EN PIQUE INCLINADO

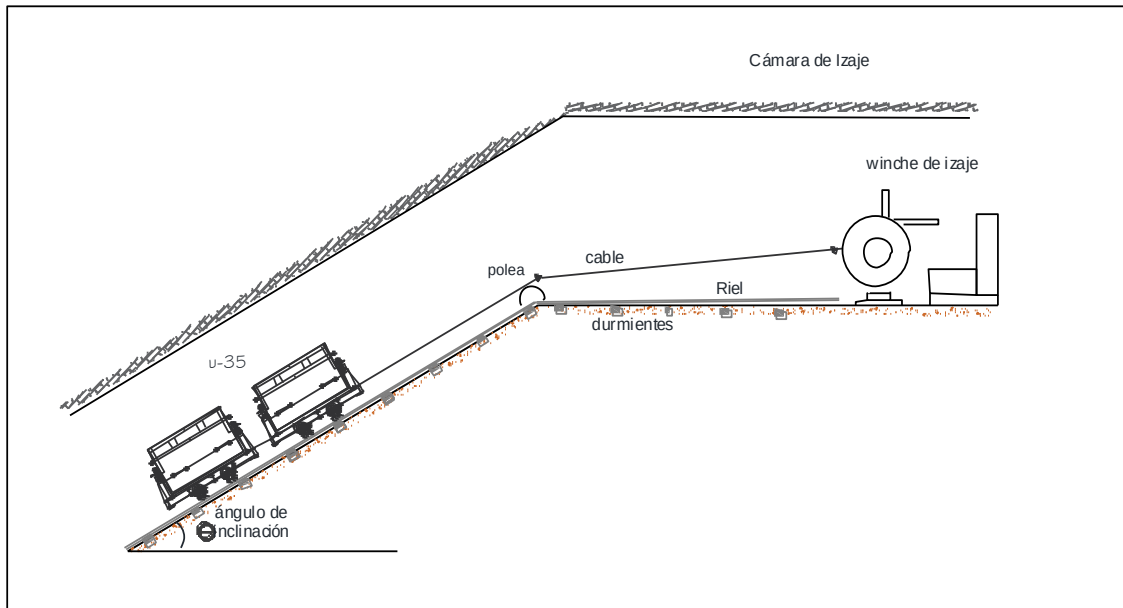
Este es un método de extracción en el que el mineral o desmonte se transporta o se extrae mediante un sistema de elevación, el cual cuenta de una tolva (skips) o puede ser un carro minero, accionado por un Winche por medio de un pique donde la carga se coloca en una tolva adecuada (poket) y se acciona mediante un cabrestante eléctrico para levantarlo. En la parte superior tiene una estructura de descarga hacia una de acumulación o directamente vierte hacia lo carros mineros.

3.3.1. COMPONENTES DE UN SISTEMA DE IZAJE

El sistema de izaje cuenta con los componentes:

- Motor.
- Tambora.
- Cable.
- Jaula, skips o carros mineros.
- Poleas.
- Sistema de seguridad (frenos).
- Palancas de control.
- Estructura de desplazamiento o castillo.

Ilustración 15. Distribución de un sistema de un pique inclinado.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2. PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE UN SISTEMA DE IZAJE

Para diseñar un sistema de izaje en una operación es necesario contar con la siguiente información:

- Anteproyecto del sistema de izaje.
- pendiente del pozo y/o inclinado.
- Peso neto del material a izar.
- Peso del contenedor, jaulas y/o carros.
- Peso y del cable a usar.
- Dimensiones del tambor a usar.
- Velocidad de elevación de izaje.
- Tiempo de carga y descarga.
- Período de aceleración y desaceleración.
- Profundidad del pozo y/o inclinado.
- Factor de seguridad.

La mayoría de estos parámetros se consideran, sin embargo, el diseñador determina si debe considerar utilizar un sistema de elevación de izaje con tambora o cabrestante.

3.3.3. TIPOS DE IZAJE

En la actualidad, en la industria minera, se utilizan dos tipos de sistema de izaje:

- a. Los que comprenden winche con tambora (donde se envuelve el cable a la tambora)
- b. Y fricción (el cable pasa encima de la rueda a lo largo del desarrollo de izaje).

3.3.4. WINCHE DE IZAJE

Máquina que se utiliza muy a menudo en la minería subterránea, para izar material desde niveles inferiores, además el Winche de izaje se puede utilizar para levantar, bajar y subir, empujar y/o tirar la carga, también e utiliza para transportar personal del interior de la mina, cumpliendo la exigencia de seguridad requerida.

Ilustración 16. Winche de izaje nivel 480, zona Mercedes



Fuente: fotografía propia.

3.3.5. CABLE DE IZAJE

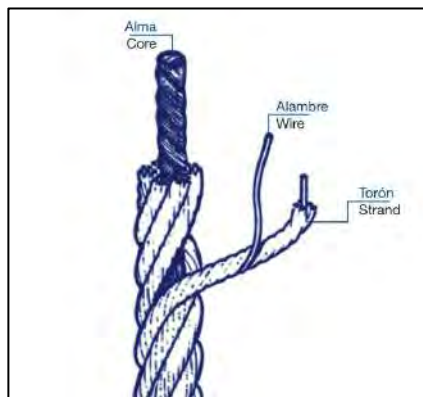
El cable es un componente importante para el conjunto de la máquina de izaje, el cable para izaje está compuesto por elementos importante en su estructura, diseñado especialmente para cumplir trabajo o funciones definidas. Además, el cable cumple la función de resistir la fuerza que reaccionan en contra de si, para ello es fabricado considerando factores y características para si. (catalogo cables de acero Camesa)

3.4. COMPONENTES BÁSICOS DE UN CABLE

Todo cable de acero está constituido por los siguientes tres elementos básicos:

- Alambre de acero
- Torón
- Alma

Ilustración 17. Componentes de un Cable de Acero.



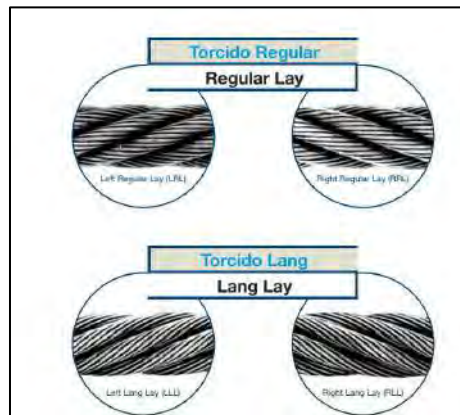
Fuente: Catálogo, cable de acero, Camesa.

3.4.1. TORCIDO DE CABLE DE ACERO

Los cables de acero se fabrican en:

- torcido “Regular”
- torcido “Lang”.

Ilustración 18. Torcido de Cable.



Fuente: Catálogo, cable de acero Camesa.

4. EVALUACIÓN GEÓMECANICA

Los factores que predominan en la roca, contribuyen en gran magnitud a la estabilidad de los labores o excavaciones mineras de tipo subterráneo para ello se consideran 2 grupos: los factores preexistente a la excavación, conocida como pre minado y factores a post minado.

Por su mayor aplicabilidad en campo, presentamos aquí los criterios RMR o valoración de la masa rocosa de (Bieniawski) y la correlación entre RMR, el índice Q de Barton y el GSI o índice de resistencia geológica (Marinos y Hoek), las mismas que se determinan utilizando los datos desde el mapeo geomecánico realizados en las paredes insitu de las operaciones mineras.

4.1. CRITERIO RMR DE BIENIAWSKI

Desarrollado por (Bieniawski) conforma un sistema de clasificación del macizo rocoso que contribuye con relacionar los indicadores o índices de calidad que permiten identificar los parámetros estructurales que repercute en la estabilidad del túnel.

El parámetro que determina la clasificación de la calidad rocosa es el índice RMR (ROCK MASS RATING), el cual define las condiciones estructurales según los siguientes parámetros:

- 1.-Resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.
- 2.-. Grado de fractura del macizo rocoso (R.Q.D)
- 3.-Espaciamiento de las discontinuidades.
- 4.-Condiciones de discontinuidades, para identificar este parámetro e debe considerar lo siguiente:
 - persistencia de la discontinuidad.
 - Abertura de las caras dentro de la discontinuidad.
 - Rugosidad
 - Alteraciones de las discontinuidades
 - Relleno de la discontinuidad
- 5.-la presencia de aguas subterráneas, este elemento influye en gran medida en la estructura y comportamiento del macizo rocoso.
- 6.-Orientación de la discontinuidad.

El índice RMR de Bieniawski se obtiene sumando la 5 variable o parámetros, consiguiendo un valor, el cual indica un índice en RMR aproximada.

Y luego se añade el parámetro 6, el cual se refiere a la orientación de la discontinuidad con relación a la excavación.

El valor del RMR varía entre 0 a 100.

$$RMR = (RC + RQD + A + B + C)$$

Entonces el índice RMR es:

- RC : Valoración según la resistencia a la compresión del martillo de Smith.
- RQD : Valoración según la calidad RQD.
- A : Espaciamiento de discontinuidades.
- B : Condición de discontinuidades.
- C : Agua subterránea.

Tabla 4. Valor del índice RMR.

RMR	Calidad del macizo rocoso	Clase
0 – 20	Roca muy mala	V
21 – 40	Roca mala	IV
41 – 60	Roca regular	III
61 – 80	Roca Buena	II
81 – 100	Roca muy Buena	I

Fuente: Bieniawski 1989.

4.2. Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa (RC)

Esto se puede determinar con golpes de picota o martillo de geólogo, martillo de Schmidt o con otros procedimientos como pruebas de laboratorio.

Tabla 5. Valores de las resistencias a la Compresión

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL (MPa)	VALORACIÓN
Extremadamente dura	>250	> 10	15
Muy dura	100 – 250	4 – 10	12
Dura	50 – 100	2 – 4	7
Moderadamente dura	25 – 50	1 – 2	4
Blanda Muy blanda	5 -25		2
	1 – 5	< 1	1
	< 1		0

Fuente: Bieniawski 1989.

4.3. RQD (rock Quality Designación)

El índice de calidad de la roca, RQD (rock Quality Designación) es el porcentaje de trozos de testigos recuperados de perforaciones diamantinas de más de 10 cm. de la longitud. Que se divide entre la longitud total del testigo.

Para el cálculo de RQD se utiliza la expresión siguiente:

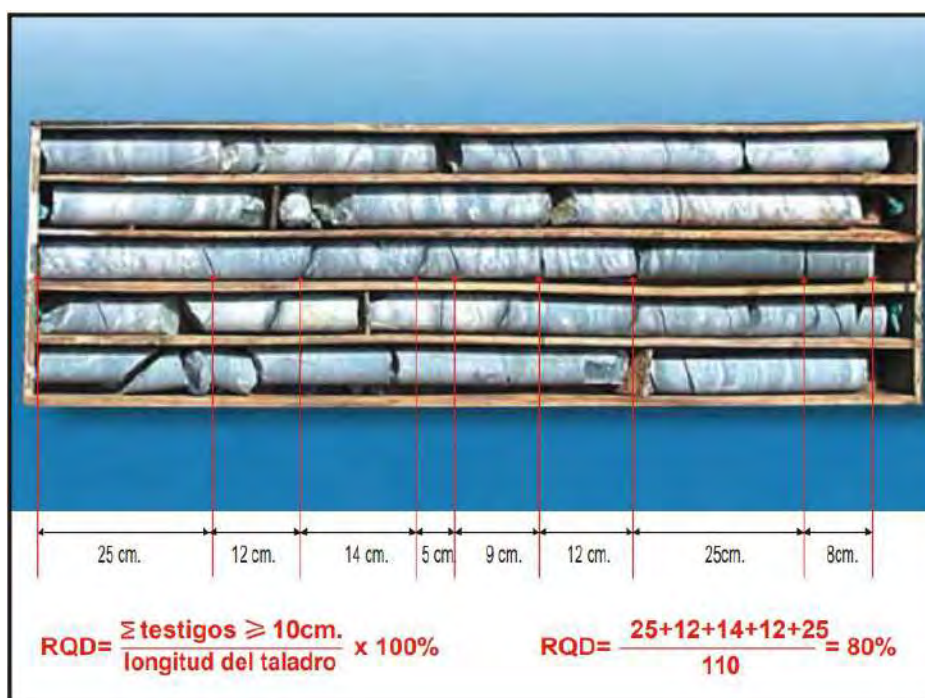
$$RQD = \frac{\sum Longitud \geq 10cm}{Longitud total} \times 100\%$$

Tabla 6. Interpretación de Valores RQD.

RQD %	Calidad del macizo rocoso
< 25	Roca muy mala
25 – 50	Roca mala
50 – 75	Roca regular
75 – 90	Roca Buena
90 – 100	Roca muy Buena

Fuente: OSINERGMIN, Criterios Geomecánicos.

Ilustración 19. Fotografía de Testigo.



Fuente: Manual de Geomecánica, Conociendo a la Roca.

4.4. Espaciamiento de discontinuidades.

El espacio o la separación entre la discontinuidad o la distancia que se presenta perpendicularmente entre las discontinuidades adyacentes.

4.4.1. Condición de discontinuidades.

a. Persistencia

Es una extensión de un área a dimensión de la ruptura del macizo rocoso (discontinuidad).



ILUSTRACIÓN N°1. Persistencia de las discontinuidades.

Fuente: Manual conociendo, a la Roca.

b. Apertura

Se entiende como la separación de las paredes de las rocas de una discontinuidad o en otras palabras la abertura que esta presenta.



ILUSTRACIÓN N°2. Apertura de una discontinuidad.

Fuente: Manual, conociendo a la roca

c. Rugosidad

Es el grado de aspereza o irregularidad que presenta la superficie de la discontinuidad.

d. Relleno

Como su nombre lo manifiesta son los detritos que se encuentran dentro de la discontinuidad.

e. Meteorización

Es cuando en la superficie de la rocas sufre modificaciones, a consecuencia de la acciones ocasionadas por agente meteóricos y atmosféricos.

f. Alteración

Estos cambios ocurren cuando los fluidos o gases ígneos que ascienden a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de fallas, provocando desplazamientos y rellenos que alteran las condiciones del macizo rocoso en el que se encuentran.

Ilustración 20. Esquema de las propiedades de las discontinuidades



Fuente: Manual, Conociendo a la Roca.

4.4.2. Presencia de agua

La presencia de agua subterránea afecta significativamente los tipos de rocas o grietas pequeñas, rocas agrietadas o estratificadas, es importante considerar el efecto del agua, ya que crea presión y actúa como lubricante, además de limpiar grietas débiles, relleno de grietas, etc. Debilita la estabilidad del cuerpo rocoso, afectando las actividades mineras.

La presencia de agua subterránea no tiene una influencia significativa en rocas o poco fracturadas, en rocas fracturadas o estratificadas, es i Estos cambios ocurren cuando fluidos o gases ígneos ascienden a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de fallas, provocando desplazamientos y rellenos que alteran las condiciones del macizo rocoso en el que se encuentran.

Ilustración 21. Presencia de agua.



Fuente: Manual, conociendo la roca

4.5. SISTEMA DE Q DE BARTÓN

El índice de la calidad de la roca o sistema Q, ha sido desarrollado por Barton y sus colaboradores en 1974 quienes propusieron, junto con Lien y Lunde, un método práctico

llamado sistema "Q", para cuantificar el patrón geomecánico de un macizo rocoso a partir de una compilación de una serie de datos de numerosos trabajos de excavación subterránea y núcleos de perforación, que utiliza los siguientes factores para determinar el resultado, dando un valor al macizo rocoso:

RQD (Diseño de Calidad de Roca).

- Número de familia de discontinuidades o juntas (J_n).
- Rugosidad de la junta (J_r).
- Grado de alteración de la discontinuidad (H_a)
- Presencia de aguas subterráneas (J_w).
- El estado tensional de las rocas, Stress Reduction Factor (SRF).

Para calcular el valor de Q se utiliza la siguiente ecuación:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Tabla 7. Índice de Q de Bartón.

<i>Q (Rock Mass Quality)</i>	<i>Valoración</i>
<i>0.001 - 0.01</i>	<i>Excepcionalmente mala</i>
<i>0.01 - 0.1</i>	<i>Extremadamente mala</i>
<i>0.1 - 1.0</i>	<i>Muy mala</i>
<i>1.0 - 4</i>	<i>Mala</i>
<i>4 - 10</i>	<i>Regular</i>
<i>10 - 40</i>	<i>Buena</i>
<i>40 - 100</i>	<i>Muy buena</i>
<i>100 - 400</i>	<i>Extremadamente buena</i>
<i>400 - 1000</i>	<i>Excepcionalmente buena</i>

Fuente: Manual conociendo la Roca.

La relación entre los sistemas, Índice RMR de Bieniawski y el índice Q y el GSI de (Hoek y Marinos) ha ido propuesta por Bieniawski en 1976, tal como figura a continuación:

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

Tabla 8. Parámetros de clasificación Geomecánicas RMR (Bienawski,1989)

A	PARAMETROS DE CLASIFICACION						
1	Resistencia de la roca intacta (Mpa)						
	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.	
	Compresión simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1
	Puntuación	15	12	7	4	2	1 0
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25	
	Puntuación	20	17	13	6	3	
3	Separación de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.	
	Puntuación	20	15	10	8	5	
4	Estado de discontinuidades:						
	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.	
	Puntuación	6	4	2	1	0	
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.	
	Puntuación	6	5	3	1	0	
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida	
	Puntuación	6	5	3	1	0	
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)	
	Puntuación	6	4	2	2	0	
	Alteración	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta	
5	Agua subterránea						
	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
	Presión de agua/tensión principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
	Estado general	Seco	húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo	
	Puntuación	15	10	7	4	0	

B	CORRECCIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES					
	Dirección y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

C	CLASIFICACIÓN					
	Clase	I	II	III	IV	V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
E	Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del túnel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media

CARACTERÍSTICAS GEOTECNICAS						
D	Clase	I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesión	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45º	35º - 45º	25º - 35º	15º - 25º	< 15º

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
E	Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del túnel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media

Fuente: OSINERGMIN, Criterios Geo-mecánicos.

4.6. CLASIFICACIÓN SEGÚN EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).

Para determinar la clasificación, primeramente, se basa en la observación de la apariencia y condiciones de la superficie y estructura del macizo rocoso para luego correlacionar entre los sistemas (Índice RMR de Bieniawski y GSI de Hoek y Marinos) con $RMR > 23$ y considerando condiciones secas, a continuación se muestra:

$$GSI = RMR'89 - 5$$

5. EVALUACIÓN ECONÓMICA.

El propósito de la evaluación económica de los proyectos es proporcionar elementos cuantitativos para sus respectivas decisiones sobre la viabilidad del proyecto, incluyendo los siguientes aspectos:

- Aspectos técnicos.
- Aspectos económicos.
- Aspectos financieros.
- Riesgo de inversión.

5.1. COSTO DE CONSTRUCCIÓN.

Son la suma de los costos directos costos operativos que se producirán por la construcción del inclinado.

5.2. COSTOS UNITARIO.

El costo unitario es la cantidad que una empresa invierte para producir un producto. Esto se logra calculando todos los costos de producción, como costos fijos (CF), costos variables (CV) y costos de administración y costo de ventas (GAV).

También conocidas como inversiones en bienes de capital, son inversiones que generan beneficios, agregan valor a los activos existentes en un período de tiempo y no pueden deducirse en el año de la inversión, sino que deben capitalizarse y depreciarse durante la vida útil del activo. Los costos unitarios son los siguientes:

- Costos de avances (\$/m).
- Costos por sostenimiento. (\$/m)
- Costo por Izaje de tonelada de mineral (\$/tm)
- Costos indirectos (%)
- Costo de extracción (\$/tm)

5.3. COSTO TOTAL

El costo total es la suma de los costos fijos (que no dependen de la cantidad producida) y los costos variables que aumentan o disminuyen dependiendo de la necesidad y gastos inesperados.

6. EXTRACCIÓN

6.1. Métodos de extracción.

En la acción de extraer ya sea mineral o desmonte del interior mina se puede realizar de las siguientes maneras:

- Sobre riel en locomotoras
- Sobre neumáticos (volquetes)
- Izaje vertical (jaula o skit, valdes)
- Izaje inclinado (carros mineros)
- Fajas transportadoras.

7. MARCO CONCEPTUAL

7.1. SISTEMA

“Un sistema es un conjunto de elementos relacionados con sus otros componentes; estos pueden ser materiales o conceptuales. Todos los sistemas tienen composición, estructura, pero solo los sistemas materiales tienen proceso, y solo algunas tienen forma”.

7.2. DISEÑO

“El diseño se define como una configuración mental previa, un proceso de imaginación en busca de una solución en cualquier campo. se utiliza bastante en el campo de la ingeniería y otra disciplina que requieren de una creatividad

7.3. PIQUE

Labor vertical (diccionario geológico, 2006, pág. 465)

7.4. INCLINADO

Pendiente y o buzamiento (diccionario geológico, 2006, pág. 313)

7.5. VOLADURA

Encendido de una carga masiva de explosivos.

7.6. TALADRO

Huecos hechos en la perforación.

7.7. GSI

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) se ha utilizado ampliamente en el diseño numérico y la construcción de estructuras subterráneas y es un índice de clasificación que considera los parámetros de resistencia y deformación del macizo rocoso en función de criterios de falla.

7.8. RMR

La Clasificación Geomecánica de Bieniawski o RMR es un sistema de clasificación geomecánica presentado por el Ing. Bieniawski

7.9. Q DE BARTON

Con esta clasificación geomecánica se pueden estimar la calidad de los macizos rocosos y sus parámetros de resistencia (ángulo de cohesión y fricción interna), pero también proporcionan indicadores relacionados con el soporte de túneles y taludes, excavaciones, etc.

7.10. RQD

(Índice de calidad de la roca) se determina sumando los fragmentos de los testigos de longitudes de más 100 mm. No es necesario sumar los fragmentos menores a 100 mm, o triturados incluso si tienen una longitud superior a 100 mm. y esta suma se divide entre la longitud total del testigo.

7.11. CABLE

Es una estructura compuesta por alambre o hilos de acero que forman un torón que se enrolla en un núcleo.

7.12. WINCHE

Equipo mecánico que funciona con energía eléctrica el cual sirve para poner en funcionamiento el Sistema de Izaje.

7.13. IZAJE

Operación que se realiza mediante el uso de winche a fin de izar, elevar o movilizar una carga o estructura en su radio de acción.

7.14. EXPLOSIVO

Los explosivos son sustancias que son químicamente poco estables y pueden convertirse rápida o violentamente en gases.

7.15. NIVEL

son labores en dirección horizontal generalmente de donde se inician chimeneas, piques, cruceros, etc. es el que se toma como referencia para generar bloques.

7.16. RENDIMIENTO

En la industria minera con el concepto de rendimiento se refiere a la relación entre los medios utilizados para lograr algo y el resultado obtenido, ventaja o beneficio que se obtiene del empleo de máquina, personal u otros.

7.17. EXTRACCIÓN

La extracción en la industria minera, en algunos casos es selectiva de ciertos minerales y otros materiales de la corteza terrestre, por ejemplo: cobre, oro, plata, etc. Con la extracción de estos minerales se obtiene un beneficio económico.

CAPÍTULO III

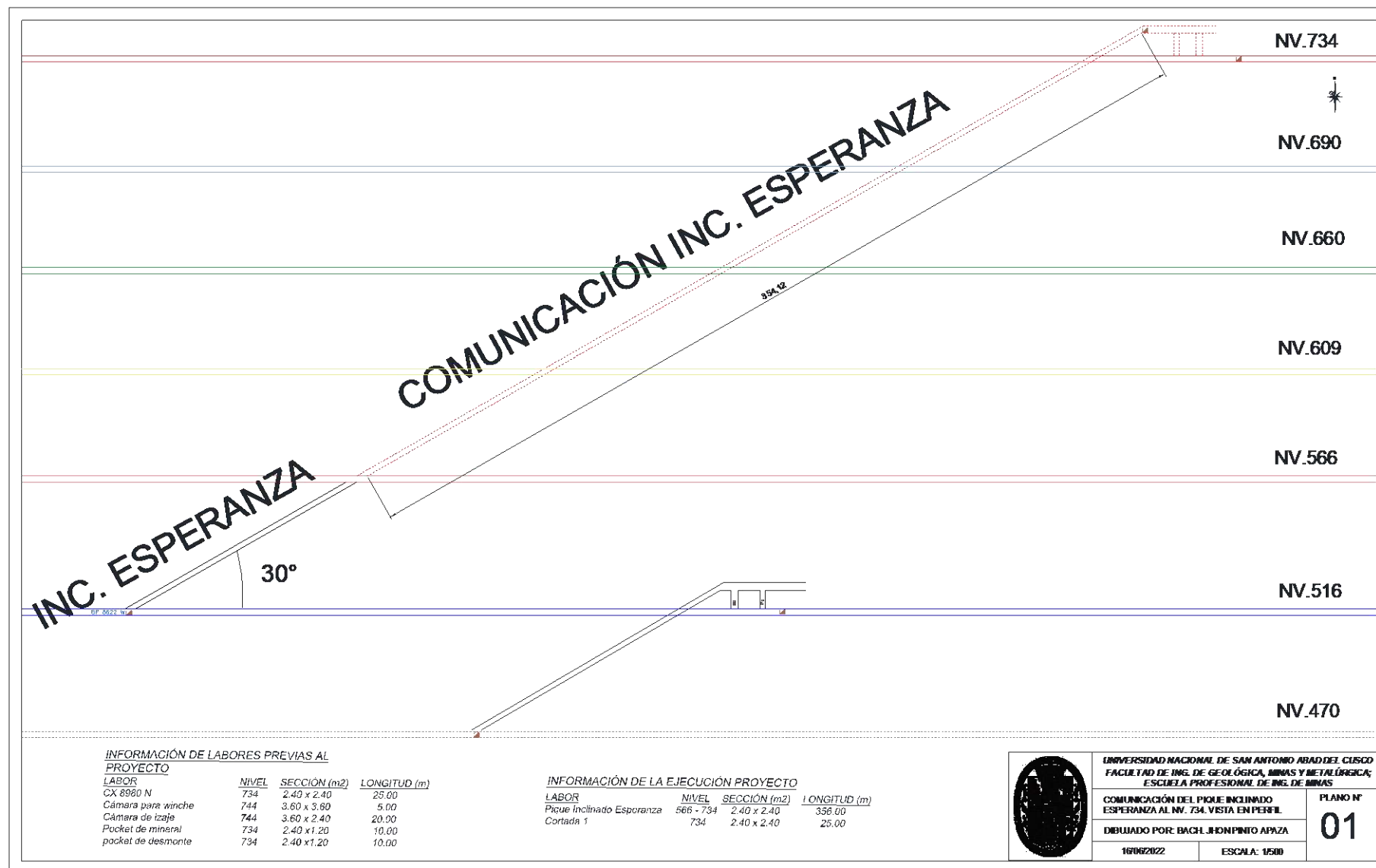
COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NV 734.

1. PLANEAMIENTO, DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA – AL NV 734.

Para realizar un planeamiento de minado adecuado, se debe tomar en cuenta todos los detalles y aspectos que intervienen en la explotación del mineral como: la evaluación de reservas, ritmo de producción mina, ritmo de extracción, ley de corte, capacidad de tratamiento de planta, mano de obra, disponibilidad de equipos y las metas en labores de avance (programa de exploraciones, desarrollo, preparación y producción), como también el costo de operación, de minado, tratamiento y gastos generales. Que son necesarios para el cumplimiento de metas y objetivos, para la evaluación del planeamiento de minado.

En el planeamiento de la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734; es necesaria la comunicación para incrementar el ritmo y producción de mineral de la zona, por lo que en primer lugar se debe conocer las características del macizo rocoso, que a continuación lo desarrollaremos:

Plano 1. Esquema de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.



Fuente: elaboración Propia.

2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.

Para evaluar el tipo de diseño de sostenimiento, es preponderante definir las condiciones geotécnicas y geológicas de las vetas y rocas encajonantes (conocimiento de la geología, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso involucrado, la morfología de la zona mineralizada, así como las condiciones hidrológicas del terreno).

2.1. ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS.

Las rocas predominantes en la zona Esperanza de la unidad minera en estudio, son tipo Granodiorita - Tonalita perteneciente al batolito de la costa, unidad Incahuasi. En la mayoría de los casos estas rocas caja están alteradas en los contactos con las estructuras vetiformes y estructuras sub volcánicas (diques andesíticos).

Se determina que la mineralización es de origen hidrotermal, las vetas con dirección NW-SE o E-W impregnado en el intrusivo granodiorítico - tona lítico (de la unidad Incahuasi) en Batolito Costanero.

2.2. ASPECTOS TÉCNICOS

Para la evaluación de estabilidad y el diseño de sostenimiento del macizo rocoso para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, se toma en consideración los siguientes aspectos técnicos:

- Clasificación Geomecánica del macizo rocoso con el criterio de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rcoso – 1989).
- Clasificación Geomecánica con el índice Q de Bartón y GSI de Hoek & Brown, Esto nos permitirá implementar un adecuado sostenimiento a instalar.
- Diseño de soporte aplicando el ábaco SPM y la tabla GSI.

Se han realizado mapeos Geomecánicas utilizando el método, celdas de detalle, los parámetros observados durante el mapeo fueron: 1) litología, 2) tipo y orientación de discontinuidades, 3) espaciamiento, 4) persistencia, 5) apertura, 6) rugosidad, 7) tipo de espesor del relleno, 8) intemperización y presencia de agua. A continuación, lo detallamos.

2.3. DETERMINACIÓN DE LOS PARAMETROS PARA EL CÁLCULO DEL RMR DE BIENIAWSKI (1989).

2.3.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD).

El índice RQD (Rock Quality Designation) nos representa la relación que hay entre la suma de las longitudes de las fracciones de los testigos mayores a 10cm. y la longitud total del testigo considerado. En el cuadro N° 3, se muestra los datos que se tomaron en el campo de 10 testigos de 3 m de longitud con los cuales sea determinados el RQD.

Los testigos se tomaron de la (cámara 2 de exploración que está en el nivel 660) de la zona Esperanza. Del taladro codificado DDH – E – 26 - 22 de las cajas N° 1,2,3,4,5,6,7,8,9,10 que contienen los testigos. se toman como muestra para hallar el RQD promedio de los 10 testigos y considerar como RQD representativo.

$$RQD = \frac{\sum Longitud \geq 10cm}{Longitud total} \times 100\%$$

Cuadro N°3. Muestras de los testigos.

DDH -E-22-26	RQD
T01	46.47%
T02	50.30%
T03	48.80%
T04	53.50%
T05	44.30%
T06	48.40%
T07	46.50%
T08	49.80%
T09	43.20%
T10	44.10%
Suma	475.37%

Fuente: Elaboración propia.

Reemplazando, se tiene:

$$RQD = \frac{475.37\%}{10.00} x = 47.54 \approx 48\%$$

Tabla 9. Calidad del macizo rocoso.

< 25	<i>Roca muy mala</i>
25 – 50	<i>Roca mala</i>
50 – 75	<i>Roca regular</i>
75 – 90	<i>Roca Buena</i>
90 – 100	<i>Roca muy Buena</i>

Fuente: Manual conociendo a la roca.

Reemplazando el resultado en la tabla 09, se obtiene un RQD promedio de 48% y la calidad del macizo rocoso es: Roca mala.

2.3.2. DETERMINACIÓN DE LA RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE.

Para la prueba se utilizó martillo Schmidt de tipo L con el cual se tomó datos de campo, para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca, aplicando en posición perpendicular a la superficie de la roca. El material es una Granodiorita de peso específico 26.58 kN/m³, en el cuadro N°4, se tienen las medidas del rebote que se obtuvieron de la superficie (boca mina) de la roca analizada.

Cuadro N°4. Medidas de rebote obtenidas en campo

Lectura	Medida	Corregida	Ordenada
Lectura 01	51,00	53,55	52,50
Lectura 02	60,00	63,00	53,55
Lectura 03	54,00	56,70	53,55
Lectura 04	52,00	54,60	53,55
Lectura 05	58,00	60,90	54,60
Lectura 06	53,00	55,65	54,60
Lectura 07	61,00	64,05	54,60
Lectura 08	60,00	63,00	55,65
Lectura 09	55,00	57,75	55,65
Lectura 10	52,00	54,60	56,70
Lectura 11	58,00	60,90	56,70
Lectura 12	55,00	57,75	57,75
Lectura 13	51,00	53,55	57,75
Lectura 14	54,00	56,70	58,80
Lectura 15	53,00	55,65	58,80
Lectura 16	52,00	54,60	60,90
Lectura 17	51,00	53,55	60,90
Lectura 18	56,00	58,80	63,00
Lectura 19	50,00	52,50	63,00
Lectura 20	56,00	58,80	64,05
Promedio	54,60	57,33	56,51

Fuente: Elaboración propia.

El factor de corrección (FC), se debe aplicar a todas las lecturas obtenidas en los ensayos y se calcula de la siguiente manera:

valor de calibración; es 57.28.

$$FC = \frac{\text{Valor de calibración del yunque de prueba}}{\text{Promedio de los diez impactos sobre el yunque}} = 1.05$$

El promedio de las 20 medidas es 57.33, y la desviación estándar de las muestras de datos es 3.51, luego se calcula un rango de medidas de acuerdo con el cálculo siguiente y lo ubico en la tabla adjunta para obtener el valor de rebote corregido.

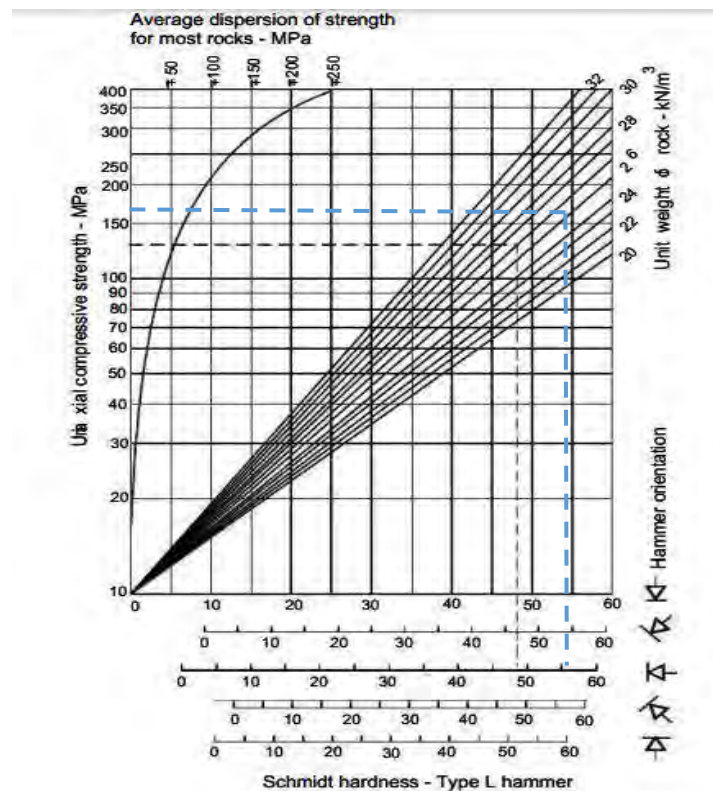
$$\text{Límite inferior} = 57.33 - 3.51 = 53.82$$

$$\text{Límite superior} = 57.33 + 3.51 = 60.84$$

Por ende, se considera los valores que estén dentro del rango [53.82; 60.84], por lo tanto, descartando se tiene el nuevo valor promedio de 56.51.

Sabiendo la densidad de la roca Granodiorita (26.58 KN/m³) y el valor obtenido según ISRM y la orientación del martillo de Smidt (horizontal) lo ubicamos en el gráfico de correlación de Miller, obteniendo valores representativos de la resistencia a compresión simple (RCS), para la roca ensayada.

Tabla 10. Correlación para el martillo de Smidt entre resistencia a la compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965).



Fuente: Geomecánica de Rocas.

Con la ecuación:

$$\log(RCS) = 0.00088 * 26.58 * RL + 1.01$$

$$\log(RCS) = 2.3318$$

Entonces, para $RL = 56.51$ (ISRM) se obtiene un valor RCS de 213 MPa.

2.3.3. DETERMINACIÓN DE ROCK MASS RATING (RMR).

Introducido por Bieniawski en 1989, es la clasificación Geomecánica más utilizada, para el cálculo considera los valores de los 5 parámetros, los cuales son: 1) resistencia de la roca intacta, 2) RQD, 3) espaciamiento, 4) condición de las discontinuidades y 5) agua subterránea.

$$RMR = 1) + 2) + 3) + 4) + 5)$$

Tabla 11. Tabla de valoración de RMR.

PARÁMETROS			RANGO DE VALORES						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 Mpa	1 - 2 Mpa			
		R. compresión simple	> 250 Mpa	100 - 250 Mpa.	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa	< 1 Mpa
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 - 100%	75 - 90%	50 - 75%	25 - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	6 - 20 cm	< 6 cm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades		Superficies muy rugosas. Sin separación. Bordes sanos y duros	Superficies ligeramente rugosas. Separación < 1mm. Bordes ligeramente alterados	Superficies ligeramente rugosas. Separación < 1mm. Bordes muy alterados	Superficies estriadas o con rellenos < 5mm ó abiertas 1-5mm. Continuas	Rellenos blandos > 5mm ó apertura > 5mm. Continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Relación: Presión agua/Presión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Fuente: Rock Mass Rating System (After Bienawski, 1989).

De la tabla N°11 propuesto por Bieniawski, obtendremos todos los valores para la determinación de RMR.

Donde:

- Resistencia de la roca intacta (213 MPa): 12
- RQD (47 %): 8
- Espaciamiento de discontinuidades: 8
- Condición de las discontinuidades: Para la determinación del valor de la condición de las discontinuidades, se tiene que evaluar los siguientes parámetros:

Persistencia, abertura, rugosidad, relleno y alteración del macizo rocoso, el cual se detalla tabla 12.

Tabla 12. Valoración del estado de las discontinuidades.

PARÁMETRO		VALORACIÓN				
4	Persistencia (longitud de la discontinuidad)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
		6	4	2	1	0
	Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
		6	5	3	1	0
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
		6	5	3	1	0
	Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
			< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
			6	5	3	1

Fuente: Rock Mass Rating System (After Bienawski, 1989).

Realizando el análisis en la tabla anterior, la condición de las discontinuidades es igual a 20.

✓ Agua subterránea: 10

Reemplazando: $RMR = 12 + 8 + 8 + 20 + 10 = 58$.

Tabla 13. Clasificación Geomecánica de RMR

0 – 20	Roca muy mala	V
21 – 40	Roca mala	IV
41 – 60	Roca regular	III
61 – 80	Roca Buena	II
81 – 100	Roca muy Buena	I

Fuente: RMR Bieniawski 1989.

Reemplazando el resultado en tabla N°13, se tiene el resultado de la calidad de macizo rocoso de tipo: III Regular.

2.3.4. DETERMINACIÓN DEL ÍNDICE DE Q DE BARTON Y GSI DE HOEK & BROWN.

Teniendo los resultados de la clasificación del macizo rocoso, calcularemos la clasificación GSI de Hoek & Brown y el índice Q de Barton con la siguiente relación:

$$GSI = RMR'89 - 5$$

$$GSI = 58 - 5 = 53$$

$$GSI = 9 \ln Q + 44$$

$$53 = 9 \ln Q + 44 \Rightarrow Q = 2.72$$

En el cuadro N°5, podemos apreciar la correlación entre las clasificaciones geomecánicas de RMR, Q y GSI:

Cuadro N°5. Resumen de los resultados de las Clasificaciones Geomecánicas

Litología	RQD	RMR	GSI	Q
Granodiorita	48 %	58	53	2.72

Fuente: Elaboración propia.

2.4. CÁLCULO DE ABERTURA MÁXIMA DE LABOR.

Para el cálculo se aplicó el método gráfico para calcular la estabilidad en base a la clasificación RMR y Q para hallar las aberturas máximas.

Según Barton, la fórmula empleada para el cálculo del ancho máximo es la siguiente:

$$\text{Ancho máximo} = 2(ESR)(Q')$$

Donde:

- ESR: Excavation Support Ratio.
- Q': Índice Q de Barton corregido.

La máxima profundidad para el bloque granodiorítico es de 800 m, por lo que consideraremos un factor de esfuerzos = 0.5 (Barton) para zonas de esfuerzos altos, se realizarán los cálculos con el valor de ESR = 1.6 considerado para labores permanentes. Además, en este caso particular el factor de corrección por esfuerzos es 0.5, por lo que los valores de Q y Q' serán diferentes.

Entonces, empleando la fórmula propuesta por Barton tenemos:

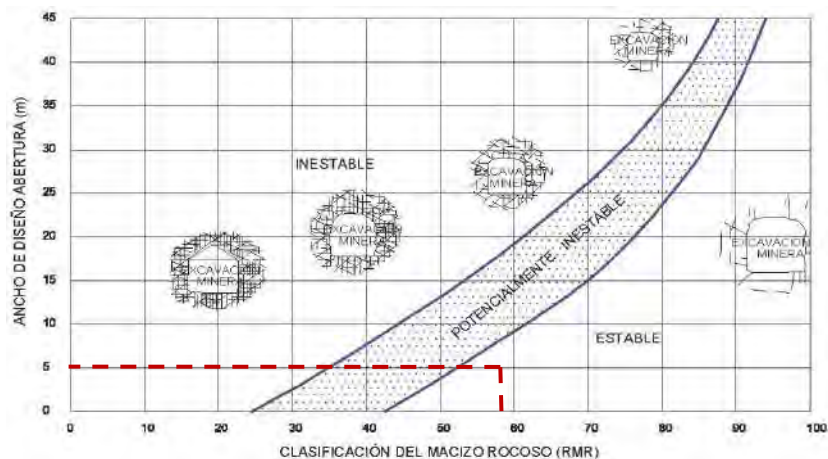
$$\text{Ancho máximo} = 2(ESR)(Q')$$

$$\text{Ancho máximo} = 2 \times 1.6 \times (0.50 \times 2.72) = 4.352 \text{ m.}$$

Por lo consiguiente, el resultado nos indica que se puede realizar una excavación máxima de 4.35 m de abertura sin tener dificultades.

Con el ábaco diseñado por Wang (2000), para los diferentes casos: tajo, labores temporales, labores permanentes y considerando el tipo de roca; nos encontramos en zona estable. Ver tabla 14.

Tabla 14. Curva de diseño de excavaciones (Wang, 2000).



Fuente: Span Design (Wang - 2000).

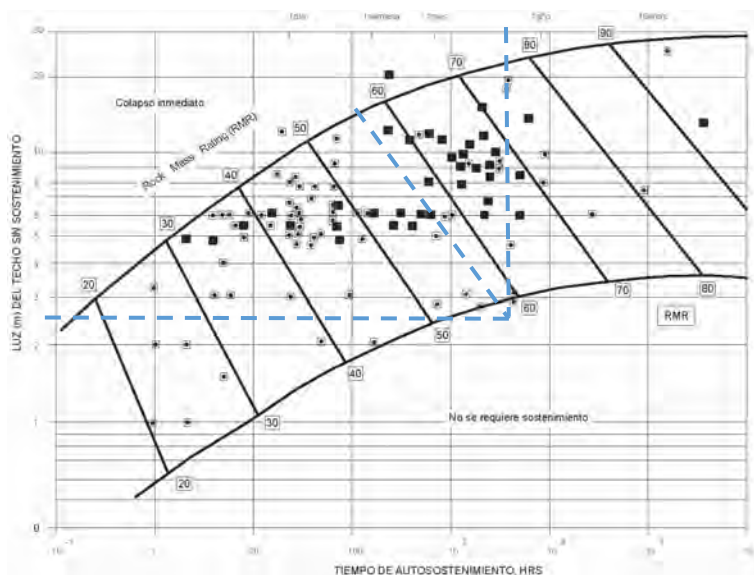
Por lo tanto, la abertura del pique inclinado Esperanza que comunicará al nivel 734 es estable sin sostenimiento, esta abertura sin sostener no generara problemas de estabilidad considerando el diseño de Wang. La recomendación de la sección a llevar será de 2.40m x 2.40m, para obtener un factor de seguridad que garantice la estabilidad del macizo rocoso.

2.5. CÁLCULO DE TIEMPO DE AUTO SOPORTE.

Considerando el estándar de ciclo de minado de la unidad minera, para avanzar cualquier tipo de labor esta debe de ser sostenida hasta el tope, dando el cumplimiento al principio de labor disparada labor sostenida.

El tiempo de auto soporte es el tiempo que la labor no requerirá sostenimiento hasta que la roca empiece a relajarse y sea necesario algún tipo de sostenimiento. Para estimar el tiempo de auto soporte de una labor, se utilizará el ábaco diseñado por Barton y validado por el NGI (tabla N°15), donde se tomará en cuenta el valor de RMR del macizo de rocoso.

Tabla 15. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo con el RMR



Fuente: OSINERGMIN Geomecánica.

Finalmente, del cuadro anterior la labor permanente de 2.40m. de ancho excavado en roca tipo III, tienen un auto sostenimiento aproximado de 7 meses, hasta que la roca empiece a relajarse. Se debe tener en cuenta que factores como una mala tronadura suelen afectar la estimación del tiempo de auto sostenimiento llevándolo a la disminución.

El sostenimiento se debe de realizar después de un desatado y/o redesatado en un terreno firme y no en un terreno relajado, que sería inseguro.

2.6. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.

aplicando el ábaco de SPM para el diseño de sostenimiento, en primer lugar, se debe determinar la dimensión equivalente mediante la siguiente expresión.

$$De = \frac{\text{Abertura o altura (m)}}{ESR}$$

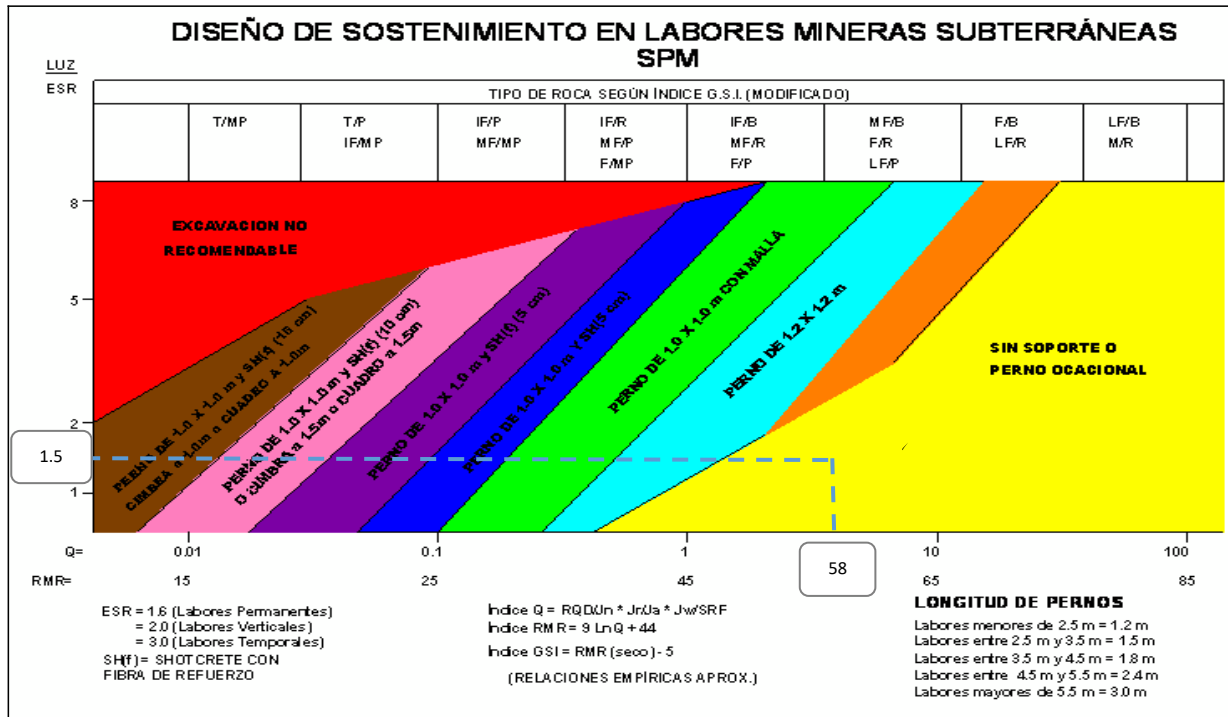
Donde:

- De: Dimensión equivalente.
- ESR: Excavation Support Ratio (1.6 para labores permanentes).

En el caso del diseño de soporte del pique inclinado Esperanza de sección 2.40 m x 2.40 m, se tiene:

$$De = 2.4/1.6 = 1.5$$

Tabla 16. Abaco de SPM diseño del sostenimiento del sistema Q.



Fuente: SPM.

De los resultados obtenidos con el ábaco SPM (Tabla 16), el sostenimiento a recomendar en el pique inclinado de sección 2.40m x 2.40m, será utilizando sostenimiento puntual con pernos helicoidales (4 pies/5 pies) y Split set (4 pies/5 pies) complementado con mallas electrosoldadas y/o eslabonada.

Para realizar el análisis diario y de manera práctica se puede aplicar la tabla GSI para el diseño del sostenimiento a considerar en las labores de avance.

2.7. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA GSI (MODIFICADO).

Esta clasificación Geomecánica es cualitativa que depende de dos parámetros:

- 1) Condiciones estructurales (cantidad de fracturas por metro cuadrado o RQD).
- 2) Condiciones superficiales (resistencia de la roca intacta y condición de discontinuidades).

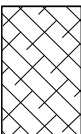
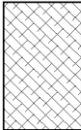
Para la determinación o evaluación con la tabla del valor de GSI, se muestra la secuencia que se tiene que realizar: En la superficie excavada y limpia se tiene que medir con un flexómetro una ventana de sección de 1.0 m x 1.0 m, primero se tiene que identificar el número o cantidad de fracturas por m², en seguida se debe de observar la abertura de las discontinuidades:

Si se muestran de cerradas a levemente abiertas, se debe evaluar su condición a la rotura con golpes de picota o su indentación.

Si se muestran de moderadamente abiertas a muy abiertas, se observará su valor con las paredes y relleno (estas determinan su condición)

Los datos obtenidos se ven en la tabla N°17; en la tabla se aprecia la estructura con sus descripciones (fracturas por metro cuadrado), y en la superior la condición superficial de resistencia con golpes de picota y la inferior se ve el grado de fracturamiento y resistencia.

Tabla 17. GSI Estandarizado

GSI ESTANDARIZADO					
 (Para labores de 0.7 a 4 mts) I No requiere de sostenimiento. ocasionalmente puntales en tajos. II L. P.: Pernos puntuales en donde requiera, L. T.: puntales en tajos donde requiera III L. P.: Pernos Sistematicos a 1.4 x 1.2 mts c/u, ocasionalmente malla electrosoldada. L. T.: P. Split.Set y/o puntales en tajos. IV L. P.: Pernos Sistematicos a 1.7 x 1.2 mts + malla electrosoldada, y/o cuadro de madera diametro 8". L.T.: P. Split.Set o puntales en linea a 1.2 a 1.5mts c/u, y/o Cuadro de Madera 1.2 a 1.5. V L. P.: Cimbra a (1.0 a 1.5 mts) o Cuadro de madera 0.5 a 1.5 mts, encribado y topeado. Avance con marchavantes. L. T.: perforacion horizontal y armado de cuadro completo (0.80 a 1.5mts) como MAXIMO. CONDICION SUPERFICIAL 		BUENA (B) (Resistente, Levemente Alterada) Discontinuidades rugosas, presenta superficie con oxidación, ligramiente abiertas <1mm. Dureza R4 (50 a 100 Mpa). (Se rompe con varios golpes de picota)		REGULAR (R) (Moderadamente Resistente y Alterado) Discontinuidad ligeramente rugosa, moderadamente alterada; abierta de 1 a 5mm. Relleno compacto. Dureza R3 (25 a 50 MPa) (Se rompe con uno o dos golpes firmes de picota)	
		POBRE (P) (Poco Resistente, Muy Alterado) Discontinuidad lisa, plana o con estrías, abierta> 5mm. Relleno compacto o con fragmentos de roca. Dureza R2 (5-25 MPa).(Se identifica superficialmente y/o raya fácilmente con la navaja)		MUY POBRE (MP) (Blanda, Extremadamente Alterado) Superficie pulida y estríada, muy abierta > 5mm. Relleno de fragmentos en matriz blanda y panizada. Dureza R1 (<5 MPa). (Se disgrega con fuerza de puño y/o identa profundamente con la picota)	
CONDICION ESTRUCTURAL		CONDICION ESTRUCTURAL			
 FRACURADA (F) Bien trabada, poco disturbada. Bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD= 50% - 75%) (6 a 10 fracturas / m2)	I 	I 	II 		
 MUY FRACURADA (MF) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada. Bloques angulosos formados por 4 ó mas sistemas de discontinuidades. (RQD= 25% - 50%) (11 a 20 fracturas / m2)	I 	II 	III 	IV 	
 INTENSAMENTE FRACURADA (IF) Plegamiento y fallamiento. Muchas discontinuidades interceptadas formando trozos angulosos e irregulares. Espaciamiento entre diaclasas de < 5cm.(RQD= <25%) (Mas de 20 fracturas / m2)	II 	III 	IV 	V 	
 TRI FURADA (T) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados en matriz arcillosa. (Sin RQD)			V 	V 	

Fuente: Departamento de Geomecánica OREX.

Tabla 18. Metodología de Aplicación del GSI

GSI				
METODOLOGIA DE APLICACION				
PARA LABORES SUBTERRANEAS DE 1.8 HASTA 4 MTS DE ABERTURA				
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA				
RMR	TIPO ROCA	CARACTERISTICAS		TIPO DE SOSTENIMIENTO
		L..PERMANENTE	L.TEMPORAL	
>81	I	F/B	F/R-MF/B	No requiere de sostenimiento. ocasionalmente puntales en tajos.
61-80	II	F/R-MF/B	F/P-MF/R-IF/B	L. P.: Pernos puntuales en donde requiera. L. P.: puntales en tajos donde requiera
41-60	III	F/P-MF/R-IF/B	MF/P-IF/R	L. P.: Pernos Sistemáticos a 1.4 x 1.2 mts c/u, ocasionalmente malla electrosoldada. L. P.: P. Split Set y/o puntales en tajos.
21-40	IV	MF/P-IF/R	MF/MP-IF/P	L. P.: Pernos Sistemáticos a 1.7x1.2 mts + malla electrosoldada, y/o cuadro de madera diametro 8". L. P.: P. Split Set o puntales en línea a 1.2a1.5mts c/u, y/o Cuadro de Madera 1.2a1.5.
<20	V	MF/MP-IF/P-IF/MP	IF/MP-T/P-T/MP	L. P.: Cimbra a (1.0 a 1.5 mts) o Cuadro de madera 0.5 a 1.5 mts, encribado y topeado. Avance con marchavantes. L. P.: perforacion horizontal y armado de cuadro completo (0.80 a 1.5mts) como MAXIMO.

1.-Para utilizar la tabla se determina in-situ lo siguiente:
a.-Parametros de ESTRUCTURA, N° de fracturas por m2 definidas con el flexometro.
b.-Parametros de CONDICIONES,segun la resistencia de la roca definida por el N° de golpes de picota y la facilidad de la rayada con la navaja e indentacion de la punta de la picota.El area evaluada con el GSI debe lavarse previamente para la facil visualizacion de las fracturas, ademas de observar el relleno de discontinuidades , presencia de agua , orientacion de discontinuidades que debiliten el macizo rocoso.

2.-La roca que no requiera soporte de acuerdo a la tabla (F/B),pero que presentan fracturamiento vertical y horizontal o subparalelas al eje de la labor, requieran un enpernado sistematico en las paredes en los tramos que sean afectados por esos sistemas.

3.- En las intersecciones de labores , el GSI MF/B en una zona de interseccion debe pasar a un MF/R para su sostenimiento..

4.- En el caso de tener un intenso goteo o flujo de agua , el sostenimiento determinado sufrira una modificacion al inmediato superior, si por ejemplo : Un macizo rocoso con refuerzo III en condiciones secas o humedas , bajo un goteo o flujo de agua intenso se reforzara con IV.

5.- El termino Perno Indica la utilizacion de Pernos Helicoidales para labores permanentes (ByPass,CX,Rp,Oficinas,Talleres), y Split Set para labores temporales(Tajeos , Accesos a tajeos , subniveles).

6.- La instalacion de malla electrosoldada debe ser de gradiente a gradiente (1 mt) de las seccion instalada tanto en labores de avance como en tajeos. Durante la instalacion deben asegurarse estas al techo con el uso de gatas o puntales o ganchos y luego asegurar de acuerdo al estandar.

7.- Para el tratamiento de Cuñas , se debe tener en cuenta las dimensiones que estas tienen vs la capacidad portante y longitud de pernos con que se piensa sujetar dichas cuñas . De no ser posible controlar la cuña colocar cuadros o cimbras .

8.- Control de terreno con el desate de rocas.

9.-Es necesario entender que la optimizacion de sostenimiento es "Colocar Sostenimiento adecuado en el lugar adecuado", siendo el sostenimiento parte del ciclo de minado.

1.-Bloques tabulares o lascas liberadas en la caja techo, en donde se presentan las "falsas cajas".



2.-Cuñas biplanares liberadas por las intersecciones de diaclasas en rocas fracturadas, las cuales pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.



4.-Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.



5.-Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad.



Fuente: Departamento de CIA OREX.

En el siguiente cuadro, se muestra el resumen de la evaluación Geomecánica del terreno a ejecutar el pique inclinado Esperanza:

Cuadro N°6. Resumen de la Evaluación Geomecánica.

Evaluación Geomecánica	
Litología	Granodiorita
Cobertura	356 m. (entre niveles 734 y 566)
Grado de alteración (A)	A3 Roca moderadamente alterada
Grado de resistencia (R)	Roca buena (= 213 Mpa)
Tipo de roca	Roca Regular
Grado de fracturamiento	Muy fracturada
RQD	48%
RMR (clase / valor)	Clase III, Valor 58
GSI	53
Índice de Bartón (Q)	2.72
Abertura máxima	4.35 m. - Estable
Tiempo de auto sostenimiento	7 meses
Análisis de resultados y recomendación del Diseño de sostenimiento a emplearse en la construcción del pique inclinado esperanza. Se recomienda usar: Pernos helicoidales (4pies/5pies) y/o Split Set (4pies/5pies) en complemento c/s malla electrosoldada. Por ser una labor permanente.	

Fuente: Elaboración propia.

Antes del inicio de la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, se tiene trabajos previos que se deben realizar como: La ejecución de Cruceros, la cámara de izaje del pique inclinado, pocket de almacenamientos y otros que lo detallamos a continuación:

2.8. LABORES PREVIAS.

El propósito es determinar las condiciones iniciales necesarias a la comunicación del pique inclinado Esperanza, previniendo que surjan contra tiempos durante su ejecución y operación.

Antes del inicio establecido de la comunicación pique inclinado Esperanza al nivel 734, se debe desarrollar trabajos previos, como la construcción del crucero, desquinces para

la cámara del winche de izaje, desquinces para la cámara y cambio el riel, pocket para desmonte y mineral, el cual se detalla a continuación y para mayor ilustración, Ver el plano N° 02.

Un Crucero 8980N en el nivel 734, con una sección de 2.40m x 2.40m y una longitud de 25 metros, que servirá como acceso para dar el inicio del pique inclinado Esperanza, además en este, se construira dos chimeneas (pocket y camino) para mineral y desmonte se realizará el desquinche en el crucero 8980 (3.60m x 2.40m). para cámara de carros

Desquinces en el crucero para cámara de winche de izaje, dando una sección de 3.60m por 3.60m con una longitud de 10.0 metros, adicional a ello se realizará el desquinche del piso para la base del Winche y el pozo a tierra con una sección de 1.20m x 1.20m de 3.0m de profundidad.

- Base del winche de izaje.
- Instalación del winche.

2.9. UBICACIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL INCLINADO ESPERANZA.

Para determinar la ubicación del pique inclinado Esperanza de 30° respecto a la horizontal, se tomó en consideración los siguientes puntos:

Como primer punto de inicio para la construcción del pique inclinado, se tomó en consideración la presencia del inclinado en el nivel 516 – nivel 566 en la zona Esperanza.

La zona donde se prevé construir el inclinado presenta una estructura rocosa favorable por tener cajas competentes y la no presencia de agua subterránea que facilitara la construcción de esta.

Y finalmente otro punto a tomar en cuenta es la distancia la cual es la más corta y no requiera de mayor desarrollo y preparación de labores, para ello el Pique inclinado Esperanza se debe de continuar al pique inclinado 566 que está a un promedio de 20 m. de la veta San Juan.

El pique inclinado Esperanza está ubicado: Ver cuadro N°7, entre los niveles 734, 566 y 516 con una longitud total de 446 m y una inclinación de -30° con respecto a la horizontal, con una sección de 8' x 8' que por dimensiones favorecerá al libre desplazamiento del carro minero U-35.

Cuadro N°7. *Coordenadas de la ubicación del pique inclinado Esperanza.*

Coordenadas UTM	Norte	Este	Cota
Fin del Pique Inclinado	8243353.73	709028.73	734.92
Inicio del Pique Inclinado	8243434.14	709344.71	566.42

Fuente: *Elaboración propia.*

2.10. DISEÑO DE LA SECCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.

El diseño será de la forma que adopte el contorno de una excavación, los parámetros de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, conocidos para alcanzar a cubrir los blocks de reservas y aumentar la producción, se proyecta con un ángulo de 30° , alcanzado una longitud de 356 metros, construido sobre estéril, estos son:

Cuadro N°8. *Parámetros del pique inclinado Esperanza.*

Parámetros	Cantidad	Unidad
Ángulo de inclinación	30	Grados ($^\circ$)
Longitud Total	356	m

Fuente: *Elaboración propia.*

La sección considerada será:

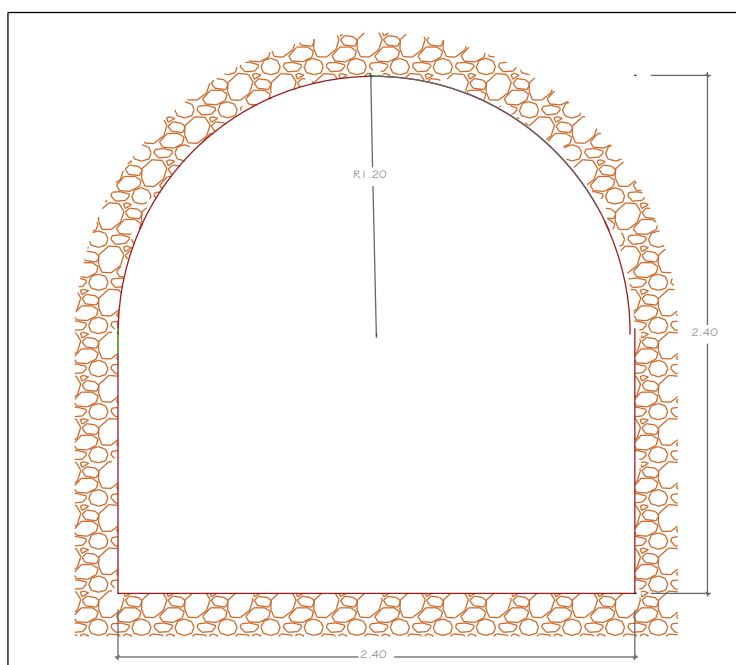
Cuadro N°9. Sección del pique inclinado Esperanza.

Parámetros	Cantidad		Unidad
	Ancho	Altura	
Sección	2.40	2.40	m
	8	8	pies

Fuente: Elaboración propia.

En los planos N° 02 y 03, se muestra el diseño del pique inclinado Esperanza.

Ilustración 22. Sección transversal del pique inclinado.

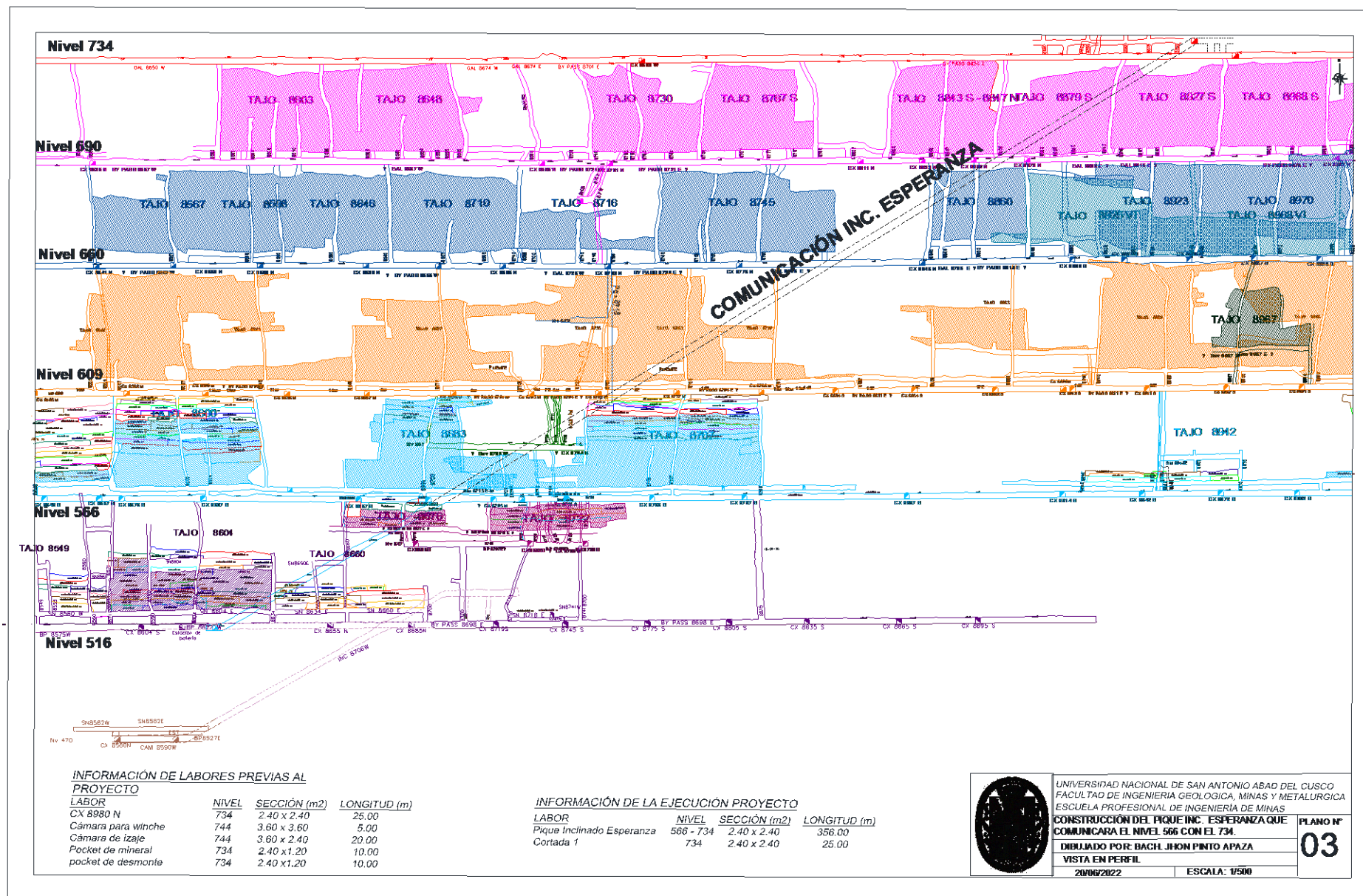


Fuente: Elaboración propia.

8



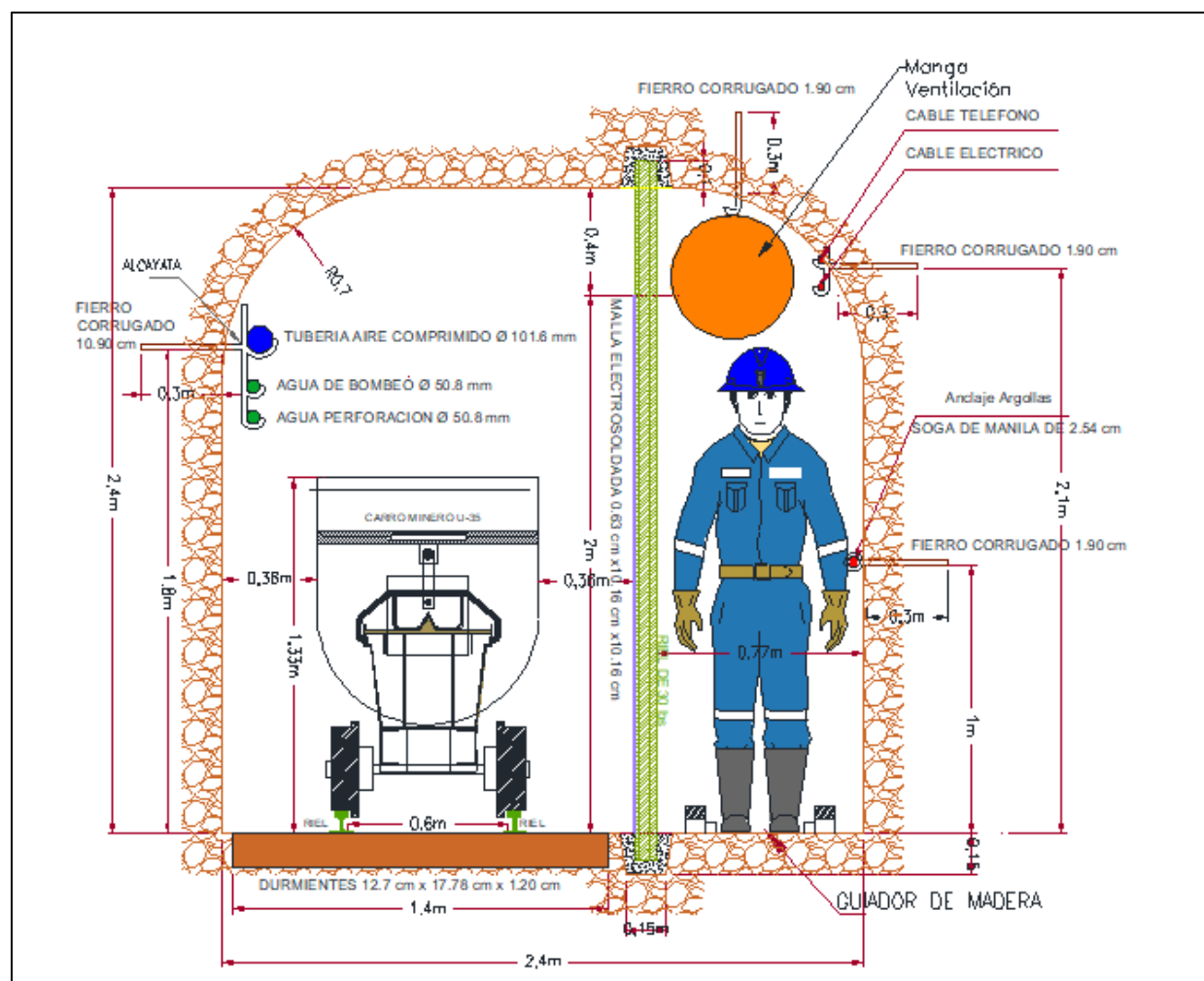
Plano 3. Vista en perfil del proyecto de construcción del pique inclinado Esperanza al nivel 734.



En la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza se prevé una sección con bóveda, y las dimensiones ya definidas de 2.40 m x 2.40 m.

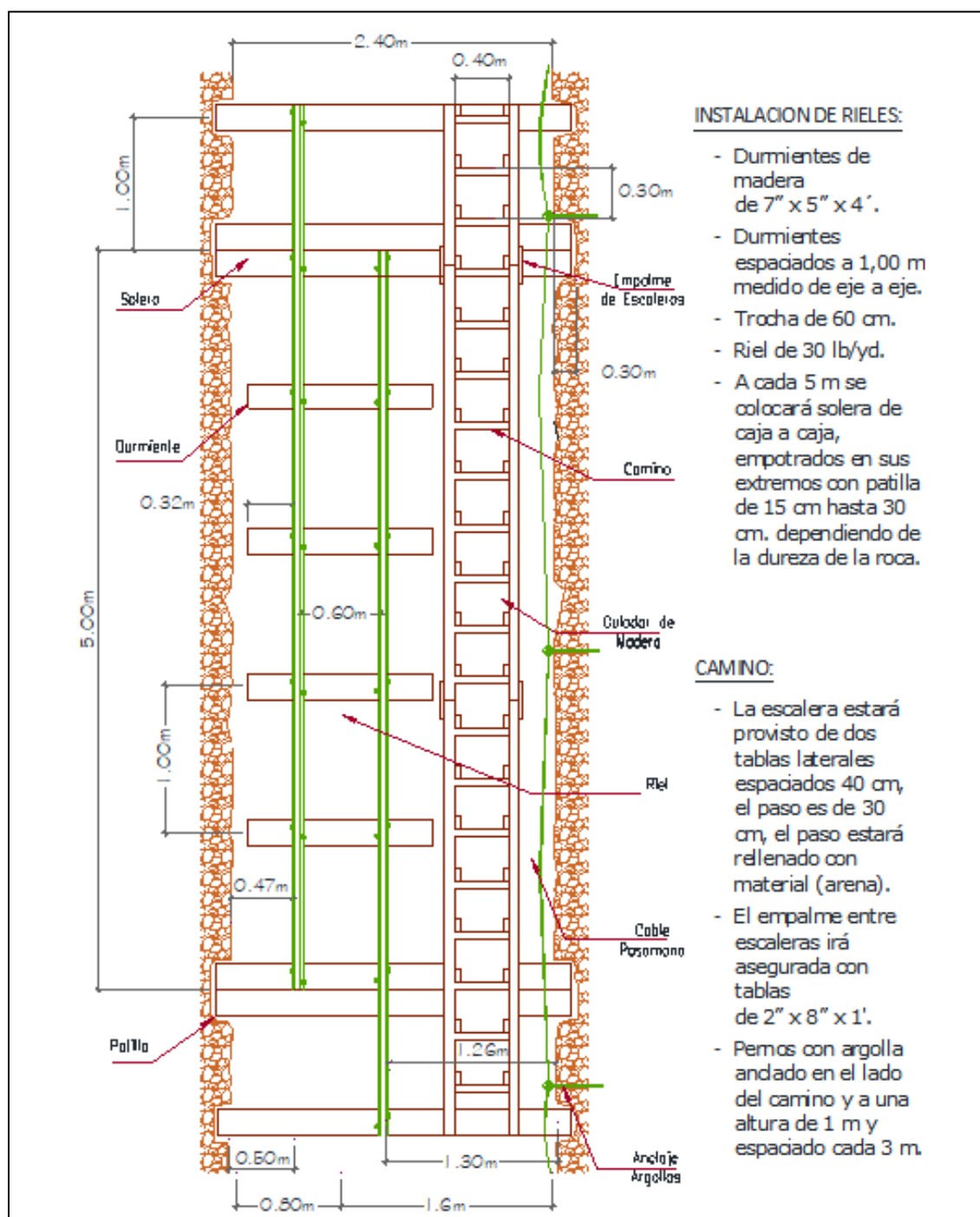
El sostenimiento que se empleará en la construcción del pique, son los pernos helicoidales de forma sistemática de 4 pies y un diámetro mínimo de 22 mm, reforzado con malla electrosoldada y galvanizada de 4pug x 4 pug de cocada – N° 8 (4.2 mm). El diseño de la sección del pique lo tenemos en el siguiente estándar de construcción de la minera. Ilustraciones N° 23, 24 y 25.

Ilustración 23. Diseño de la sección del pique inclinado Esperanza (vista frontal)



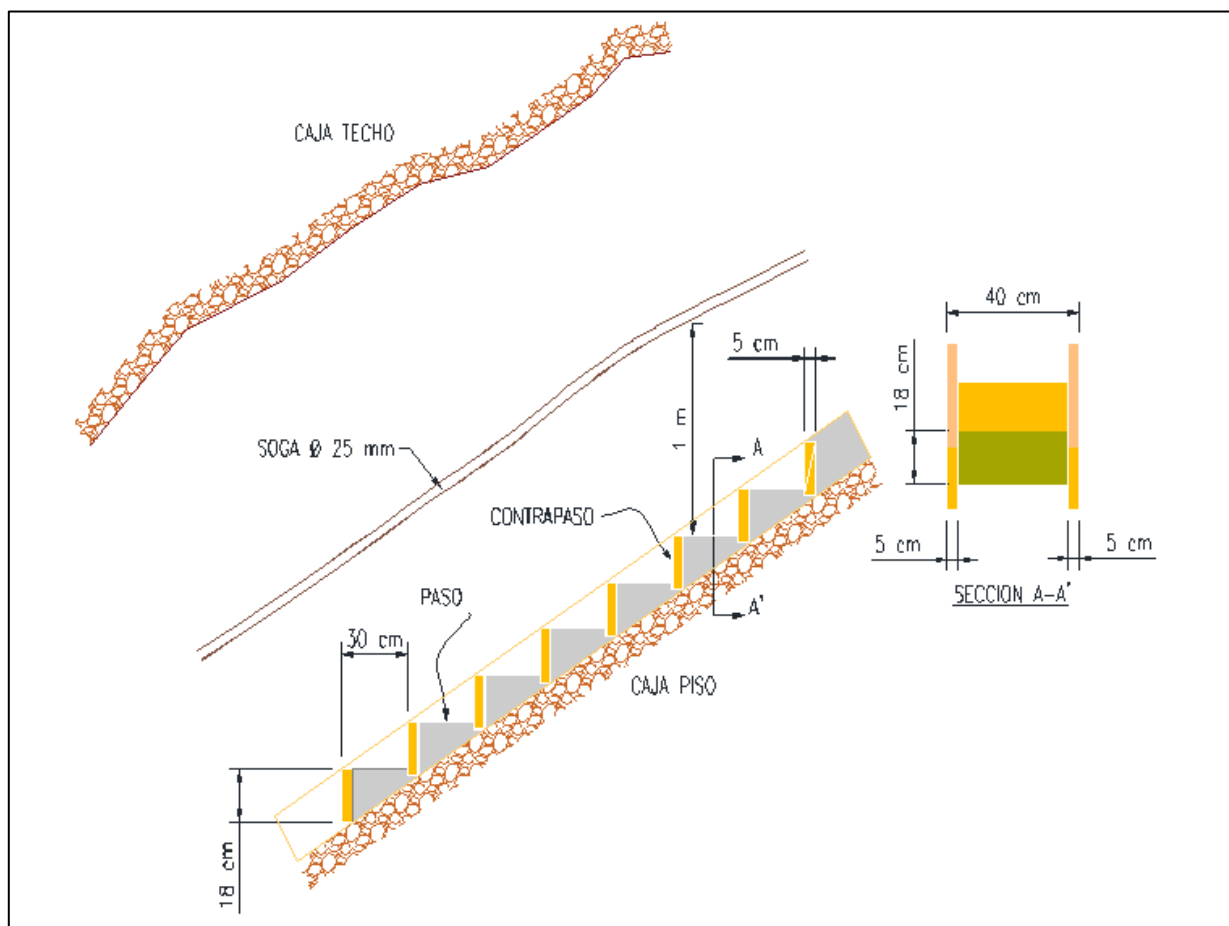
Fuente: estándar de CIA.

Ilustración 24 . Diseño de la sección del pique inclinado (vista planta).



Fuente: Estándar de CIA.

Ilustración 25. Diseño de la sección del pique inclinado Esperanza (vista perfil)



Fuente: Estándar de CIA.

2.11. TÉCNICAS DE CONSTRUCCIÓN.

Para la ejecución de las infraestructuras necesarias debemos tener en cuenta los métodos de ejecución más conocidos como son:

- Método de Banqueo.
- Método de Espiral.
- Método de Sección completa.

Para el caso del pique inclinado Esperanza, se ejecutará utilizando el método de sección completa como se explica más adelante.

3. PLANEAMIENTO DEL CICLO DE TRABAJO DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA - NV 734 Y LABORES PREVIAS.

3.1. PERFORACIÓN.

Es la operación unitaria inicial y la base primordial de la construcción del pique inclinado, las actividades en el frente serán: inicialmente pintar la dirección, gradiente, contorno de la sección y la malla de perforación; esto supervisado por el supervisor y/o ingeniero responsable de zona, seguido a ello, se procederá a perforar utilizando la perforadora Jackleg con barreno de 3,4 y 6 pies de longitud con brocas de 36, 38 mm, (mallas de perforación ilustración N°26 y N°27).

Se iniciará a perforar los taladros de arranque que es lo más importante para obtener una buena voladura que generalmente se utiliza corte quemado, dependiendo de la calidad de roca que se tiene, controlando el paralelismo y la profundidad de los taladros.

La perforación en la corona se realizará con taladros, espaciados a 0,47 m. para controlar la corona y evitar la sobre rotura, daño a las cajas adyacentes y llevar una sección uniforme.

3.1.1. NÚMERO DE TALADROS

Para hallar el número de taladros utilizaremos la formula práctica según EXSA, como se muestra a continuación:

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

Donde:

- P: Perímetro de la sección del túnel (m), que se determina con la siguiente formula $= 4 \times \sqrt{A}$.
- dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia.

- s: Área del túnel en m².
- c: Coeficiente de roca.

Tabla 19. coeficiente para determinar los valores de "dt"

<i>Dureza de la roca</i>	<i>Distancia entre taladros (m)</i>
<i>Dura</i>	<i>0.50</i>
<i>Intermedia</i>	<i>0.60</i>
<i>Blanda o suave</i>	<i>0.70</i>

Fuente: EXSA "Manual práctico de voladura"

Tabla 20. coeficiente de Roca (C)

<i>Dureza de la roca</i>	<i>Coeficiente de roca (m)</i>
<i>Dura</i>	<i>2.00</i>
<i>Intermedia</i>	<i>1.50</i>
<i>Blanda o suave</i>	<i>1.00</i>

Fuente: EXSA "Manual práctico de voladura"

3.1.2. CÁLCULO DE NÚMERO DE TALADROS PARA LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.

Para el cálculo del número de taladros para el pique inclinado, se trabajarán con los siguientes parámetros. Ver cuadro N°10.

Cuadro N°10. Parámetros del pique inclinado.

Parámetros Generales del Pique Inclinado Esperanza	
Ancho de labor	2.40 m
Altura de labor	2.40 m
Longitud de inclinado	356 m
Tipo de roca	Regular
Longitud de perforación	6 pies
Eficiencia de perforación	95%
Eficiencia de voladura	92%
Esponjamiento	45%
Sobre rotura	15%
Peso específico del desmonte	2.50 Tn/m ³
Explosivo	Emulnor 1000 y 3000

Fuente: Elaboración propia.

Donde:

- Sección de la labor (S):

$$S = (2.40 \text{ m} \times 2.40 \text{ m}) = 5.76 \text{ m}^2$$

- Volumen de material a mover por disparo (V):

$$V = \text{Área} \times \text{longitud barreno} \times \text{Eff. Perforación.}$$

$$V = 5.76 \text{ m}^2 \times 0.95 \times 6 \times 0.3048 \text{ m} = 10.01 \text{ m}^3$$

- Volumen de material roto (V1):

$$V1 = V \times \text{Eff. voladura}$$

$$V1 = 10.01 \times 0.92 = 9.21 \text{ m}^3$$

- Cálculo de Tonelaje:

$$\text{Ton} = \text{Volumen} \times \text{Pe}$$

$$\text{Ton} = 9.21 \text{ m}^3 \times 2.50 \text{ Tn/m}^3 = 23.03 \text{ Tn/disp.}$$

- Perímetro de la labor:

$$P = 4 \times \sqrt{5.76} = 9.60 \text{ m.}$$

Con los resultados geomecánicos obtenidos que son: tipo de roca III (Regular), y un RMR de 58, que servirán para tomar los valores de las constantes.

- Los siguientes valores se obtuvieron del cálculo y de las tablas 19 y 20.

$$dt = 0.50; c = 2.00; s = 5.76 \text{ m}^2$$

- Por lo tanto, reemplazando en la fórmula:

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{9.60}{0.50} \right) + (2.00 \times 5.76)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 19.20 + 11.52 = 30.72 \approx 31 \text{ taladros/frente.}$$

4. CÁLCULO DEL BURDEN U ESPACIAMIENTO

Para determinar el número de secciones (burden y espaciamento) utilizamos la fórmula de la regla práctica según EXSA:

Tabla 21. Fórmulas para determinar burden y espaciamento.

Sección del Corte	Valor del Burden	Valor del Espaciamento
Primera	$B1 = 1.7 \times D2$	$E1 = B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$E2 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1.5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$E3 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1.5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$E4 = 1.5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura”

Donde:

B = Burden (m)

E = Espaciamento.

D2 = Diámetro del taladro de alivio.

El diámetro del taladro de alivio (D) es igual a 41 mm.

Reemplazando en las fórmulas se tiene:

➤ 1° Burden.

$$B1 = 1.7 \times D = 1.7 \times 0.41 \text{ cm} = 6.97 \text{ cm} \approx 7 \text{ cm}$$

➤ 1° Espaciamento.

$$S1 = B1 (\sqrt{2}) = 7 \times 1.41 = 9.90 \text{ cm} \approx 10 \text{ cm}$$

➤ 2° Burden.

$$B2 = B1 (\sqrt{2}) = 7 \times 1.41 = 9.90 \text{ cm} \approx 10 \text{ cm}$$

➤ 2° Espaciamento.

$$S2 = 1.5 B2 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 10 \times 1.41 = 21.21 \text{ cm} \approx 22 \text{ cm}$$

➤ 3° Burden.

$$B3 = 1.5 B2 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 10 \times 1.41 = 21.21 \text{ cm} \approx 22 \text{ cm}$$

➤ 3° Espaciamiento.

$$S3 = 1.5 B3 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 22 \times 1.41 = 46.67 \text{ cm} \approx 47 \text{ cm}$$

➤ 4° Burden.

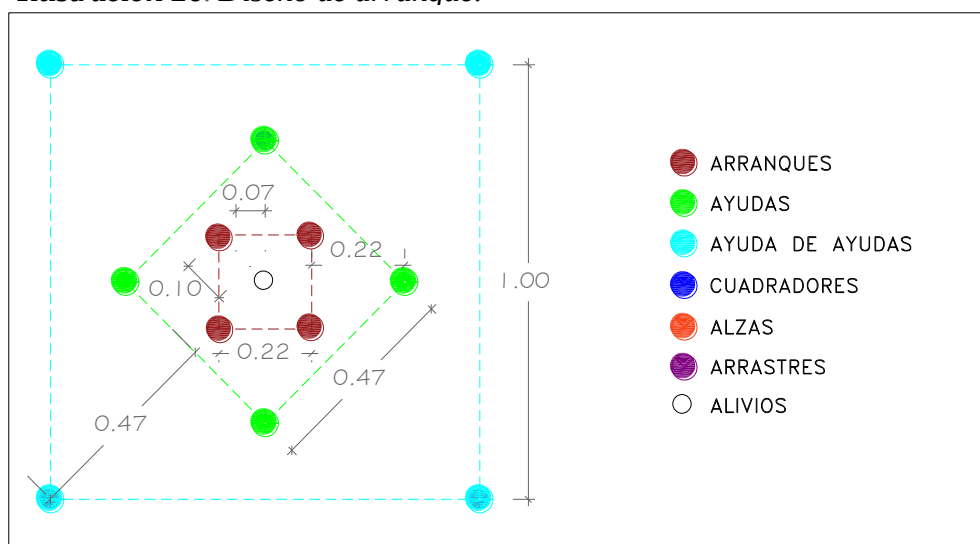
$$B4 = 1.5 B3 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 22 \times 1.41 = 46.67 \text{ cm} \approx 47 \text{ cm}.$$

➤ 4° Espaciamiento.

$$S4 = 1.5 B4 (\sqrt{2}) = 1.5 \times 47 \times 1.41 = 99.70 \text{ cm} \approx 100 \text{ cm}.$$

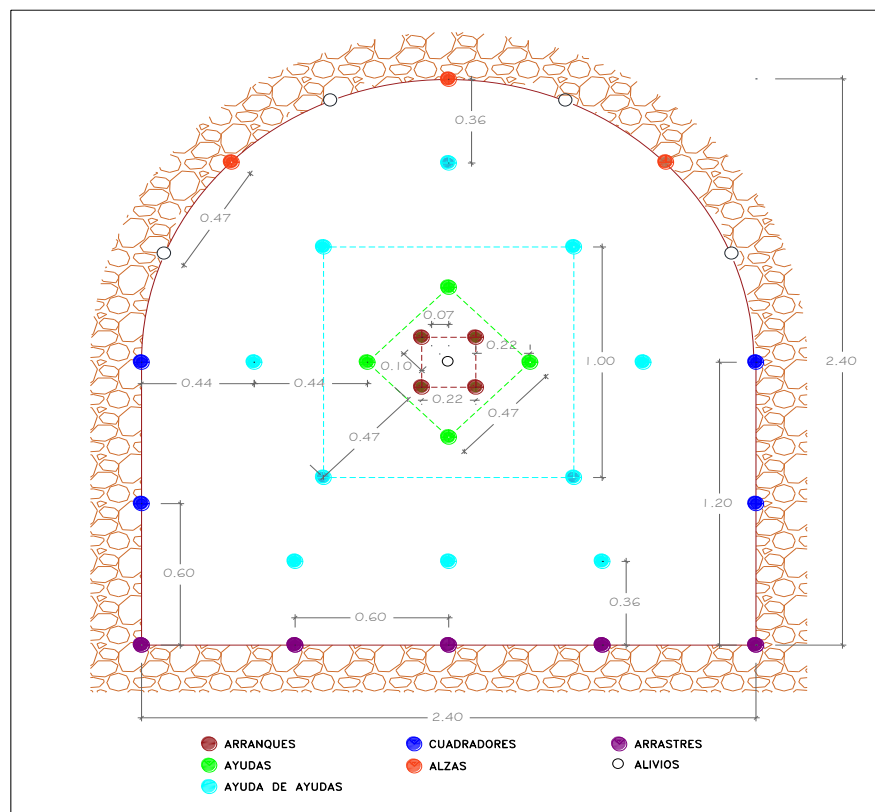
Con los datos calculados, se diseñará la malla de perforación para la comunicación del pique inclinado Esperanza. Ver las ilustraciones N°26 y 27.

Ilustración 26. Diseño de arranque.



Fuente: Elaboración propia.

Ilustración 27. Diseño de malla de perforación de sección 8'x8'



Fuente: Elaboración propia.

4.1.1. CÁLCULO DE TALADROS EN CRUCEROS Y CORTADAS

Para hallar el número de taladros para los Cruceiros que se va a ejecutar, se trabajará con los mismos parámetros de la comunicación del pique inclinado Esperanza. Ver ilustración N°27. Por lo tanto, el número de taladros es igual que de la comunicación del pique inclinado:

$$N^{\circ} \text{ tal} = 31 \text{ taladros/frente.}$$

De igual forma será el diseño de malla de perforación para el cruceiro. Ver las ilustraciones N° 26 y 27.

4.2. VOLADURA.

Para cargar los taladros para la voladura, se utilizará explosivos como emulsión de 1000 y 3000. Los accesorios para iniciar la voladura son el Carmex de 7' y 8' y Cordón de Ignición (Ignitedcord) o mecha rápida Z-18. A continuación, detallamos las características de los accesorios y explosivos de voladura a emplear. Ver la tabla N°22.

Tabla 22. Explosivos y accesorios para utilizar

Explosivos y Accesorios	Cantidad por caja	Kilos por caja	Peso por cartucho (kg)
<i>Emulnor 1000 1" x 12"</i>	150	25.00	0.167
<i>Emulnor 3000 1" x 12"</i>	144	25.00	0.174
<i>Carmex 2.10 m (7')</i>	300	16.10	-
<i>Carmex 2.40 m (8')</i>	300	18.30	-
<i>Mecha rápida m (Z-18)</i>	1500	10.35	-

Fuente: Famesa explosivos.

Tabla 23. Zonificación de explosivos según la calidad de roca.

Tipo de Roca	Tipo de explosive
<i>Muy suave</i>	<i>Emulnor 500</i>
<i>Suave a intermedia</i>	<i>Emulnor 1000</i>
<i>Intermedia a dura</i>	<i>Emulnor 3000</i>
<i>Muy dura</i>	<i>Emulnor 5000</i>

Fuente: Famesa explosivos.

La conexión o el amarre deberá seguir de la línea troncal a la línea descendiente con un orden, que garantice la formación de una cara libre adecuada, para tener una buena voladura y un diámetro de fragmentación que facilite la limpieza.

A continuación, determinaremos la cantidad de carga necesaria para la voladura de la siguiente manera.

4.2.1. DETERMINACIÓN DE CANTIDAD DE CARGA

Conociendo las secciones de las diferentes labores y dureza de la roca, se tiene los siguientes casos:

Tabla 24. Carga específica correlacionado al diámetro del taladro.

Diámetro de taladro (mm)	Carga específica (kg/m³)
30	1.10
40	1.30
50	1.50

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura”

En el proyecto de acuerdo con los datos los valores a considerar son los enmarcados.

Tabla 25. Factor de carga con relación a la sección del túnel.

Área del túnel en m²	Kilos de explosivos estimados por m³ de roca		
	Dura	Intermedia	Blanda o suave
De 1 a 5	3.00 - 2.50	2.20 - 1.80	1.50 - 1.00
De 5 a 10	2.50 - 2.00	1.80 - 1.40	1.00 - 0.80
De 10 a 20	2.00 - 1.70	1.40 - 1.00	0.80 - 0.50
De 20 a 40	1.70 - 1.40	1.00	0.50 - 0.40

Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura”

4.2.2. DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE VOLADURA PARA LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.

De acuerdo con los valores de la tabla N°25, el área del inclinado es 5.76 m² y la sección prevista está dentro de la segunda fila, por lo cual consideramos el factor de carga por interpolación (FC) de 2.43 kg/m³, estimamos el consumo de carga por disparo con la siguiente formula:

$$Q_c = FC \times V$$

Donde:

Qc: Cantidad de carga explosiva por disparo.

FC: factor de carga = 2.43 kg/ m³.

V: Volumen de material a mover por disparo = 10.01 m^3

➤ Reemplazando en la formula se tiene:

$$Q_c = 2.43 \text{ kg/m}^3 \times 10.01 \text{ m}^3/\text{disp.} = 24.32 \text{ kg/disp.}$$

➤ Carga por taladro (Q_c/tal):

$$Q_c/\text{tal} = 24.32 \text{ kg/disp.} / 34 \text{ tal/disp.} = 0.715 \text{ kg/tal.}$$

➤ Número de cartuchos por disparo:

Donde: Peso de cartucho de Emulnor 3000 (Pe) = 0.17 kg.

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/disp} = 24.52 \text{ kg/disp} / 0.17 \text{ kg/cart} = 144.24 \approx 145 \text{ cart/disp.}$$

➤ Factor de carga corregido y por metro de avance será:

$$\text{Factor de Carga} = 24.32 \text{ kg/disp} / 9.21 \text{ m}^3/\text{disp} = 2.64 \text{ kg/m}^3$$

Factor de Voladura = 1.06 kg/tn

$$\text{Factor de Carga lineal} = 24.32 \text{ kg/disp} / 1.60 \text{ m/disp} = 15.20 \text{ kg/m.}$$

4.2.3. DETERMINACIÓN DE LA DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA POR TALADRO PARA EL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.

La longitud de carga explosiva generalmente varía de 1/2 a 2/3 de la longitud del taladro, estando concentrada la carga explosiva en el fondo del taladro, en nuestro caso es de 0.87 a 1.16 metros.

Para garantizar el arranque se recomienda cargar los taladros de este de 1,3 a 1,6 veces más que el promedio calculado, las ayudas 1.1 veces y reducir equitativamente la carga en los demás taladros, la distribución quedará de la siguiente manera:

Dónde:

$$\text{La carga por taladro } (Q_c/\text{tal}) = 0.72 \text{ kg/tal.}$$

Distribución de carga explosiva en Arranque y Ayudas.

Arranque = $0.72\text{kg/tal} \times 1.30 = 0.94 \text{ kg/tal} \approx 5 \text{ cartuchos/tal}$.

Ayudas = $0.72\text{kg/tal} \times 1.10 = 0.79 \text{ kg/tal} \approx 5 \text{ cartuchos/tal}$.

A continuación, se muestra de forma detallada la distribución de carga por taladro.

Cuadro N°11. Distribución de carga por taladro.

Descripción	N° Tal.	Cart./Tal.	Tipo 1000	Tipo 3000	Cantidad	Kg.
Alivio	5	0.0				0.00
Arranque	4	5.0	0	20	20.00	3.40
Ayuda	8	5.0	0	40	40.00	6.80
Ayuda de ayudas	8	4.0	10	30	40.00	6.67
Cuadradores	4	4.0	4	12	16.00	2.72
Alza	3	3.0	6	3	9.00	1.53
Arrastre	4	4.0	0	20	20.00	3.40
Total	36		20	125	145	24.52
Pedido:	E1000	20	Und	Cármex: 31 Und		
	E3000	125	Und	Mecha Ráp: 8 M.		

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4. DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE VOLADURA PARA LOS CRUCEROS Y CORTADAS.

El factor de carga y la distribución de columna de carga para el crucero y cortada, es igual que de la comunicación del pique inclinado, en resumen:

Factor de Carga = $24.32 \text{ kg/disp} / 9.21 \text{ m}^3 / \text{disp} = 2.64 \text{ kg/m}^3$

Factor de voladura = 1.06 kg/tn

Factor de Carga lineal = $24.32 \text{ kg/disp} / 1.60 \text{ m/disp} = 15.20 \text{ kg/ml}$.

4.3. VENTILACIÓN.

Una ventilación adecuada proporciona un mejor ambiente de trabajo y mejor rendimiento de los colaboradores.

El requerimiento de ventilación adecuada tiene que ser calculada de acuerdo con el DS 024-2016 EM y su modificatoria el DS 023-2017-EM, subcapítulo VII – ventilación. En el anexo N°38, tenemos la fórmula de requerimiento de caudal de aire, que es el siguiente:

$$Q_{To} = Q_{T1} + Q_{Fu}$$

Dónde:

Q_{To} : Caudal total requerido para operación.

Q_{T1} : sumatoria de caudales requeridos.

Q_{Fu} : 15% del Q_{T1}

Para calcular el requerimiento de aire tenemos que calcular el:

- Caudal necesario por número de trabajadores.
- Caudal necesario por temperatura en labores de trabajo.
- Caudal necesario por perdidas de fugas.
- Caudal necesario por consumo de explosivo.

4.3.1. CAUDAL NECESARIO POR EL NÚMERO DE COLABORADORES.

El caudal necesario de aire para el personal varía según la altitud y el número de trabajadores de acuerdo con el D.S. 023 - 2017 - EM, anexo 38:

$$Q_{Tr} = F \times N \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Dónde:

Q_{Tr} : Caudal necesario por número de personal (m^3/min).

F: Caudal requerido mínimo por persona, considerando la escala del artículo 247 del D.S. 023-2017-EM.

N: Número de trabajadores, considerar la mayor guardia.

Para “F” consideraremos la altitud a la que se encuentra la unidad mina, como se observa en la tabla N°26.

Tabla 26. *Requerimiento de caudal por persona según altitud.*

<i>ALTITUD</i>	<i>Q (m^3/min)</i>
<i>De 0.00 msnm. a 1500 msnm.</i>	<i>3.00</i>
<i>De 1501 msnm. a 3000 msnm.</i>	<i>4.20</i>
<i>De 3001 msnm. a 4000 msnm.</i>	<i>5.10</i>
<i>Mayor a 4001 msnm.</i>	<i>6.00</i>

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 023-2017-EM.

Cuadro N°12. *Número de trabajadores en el inclinado*

Ocupación	Labor	Guardía	
		Día	Noche
Operación	Comunicación Pique inclinado Esperanza	4	4
Servicios		2	2
Operación	Frente (Cx)	2	2
Servicios		1	1
Supervisión Contrata		2	2
Supervisión Cía.		2	1
Topografía		2	0
Geología		1	0
Mantenimiento		2	0
Total, de personal		18	12

Fuente: Elaboración Propia.

Dónde:

$F = 3 \text{ m}^3/\text{min}$ (la unidad minera es a una altura de 734 m.s.n.m.).

$N = 18$ trabajadores (se considera la guardia con mayor personal).

Reemplazando los datos en la fórmula se tiene:

$$Q_{Tr} = 3 \times 18 = 54 \text{ m}^3/\text{min} \approx 1,907 \text{ CFM}$$

4.3.2. CAUDAL REQUERIDO POR CONSUMO DE EXPLOSIVO.

El requerimiento mínimo necesario de Caudal requerido por consumo de explosivos de acuerdo con el anexo 38 del D.S. 023-2017-EM:

$$Q_{EX} = A \times V \times N \text{ (m}^3/\text{min)}$$

Donde:

Q_{EX} : Caudal requerido por consumo de explosivo utilizado en la voladura (m^3/min).

A : área promedio de labores = 5.76 m^2 .

V : Velocidad mínima del aire exigido, al utilizar explosivo tipo emulsión es de 25 m/min de acuerdo con el D.S. 023-2017-EM, artículo 255.

N : Número de etapas en voladura = 2 niveles.

➤ Entonces:

$$A = 5.76 \text{ m}^2.$$

$V = 25 \text{ m/min}$ (cuando se emplea explosivo tipo emulsión de acuerdo con el D.S. 023-17, artículo 255).

$N = 2$ niveles.

Reemplazando, se tiene:

$$Q_{EX} = 5.76 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m/min} \times 2 = 288 \text{ m}^3/\text{min} \approx 10,170 \text{ CFM}$$

4.3.3. CAUDAL REQUERIDO DE ACUERDO CON LA TEMPERATURA POR LABORES DE TRABAJO.

El requerimiento necesario de caudal de aire por temperatura en los diferentes frentes de trabajo, en concordancia al anexo 38 del D.S. 023-2017-EM es:

$$Q_{Te} = V_m \times A \times N \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Donde:

Q_{Te} : Caudal requerido por temperatura (m³/min).

V_m : Velocidad mínima necesaria del aire (m/min).

A: sección de labor promedio (m²).

N: Número de fases con temperatura mayores a 23°C.

Entonces:

$$V_m = 30 \text{ m}^3\text{/min.}$$

$$A = 5.76 \text{ m}^2.$$

$$N = 2 \text{ niveles de calor.}$$

Reemplazando en la formula, se tiene:

$$Q_{Te} = 30 \text{ m}^3\text{/min.} \times 5.76 \text{ m}^2 \times 2 = 345.60 \approx 12,204 \text{ CFM.}$$

El caudal requerido por equipos así mismo, por consumo de madera será igual a cero, porque no se empleará equipos a diésel ni se empleará madera para el sostenimiento en la construcción del pique inclinado Esperanza y labores complementarias.

Por lo tanto, el requerimiento del caudal de aire se obtendrá de la comparación de los caudales vitales y complementarios. El caudal vital es la suma de los caudales de aire por persona y por temperatura en el lugar de trabajo que es 14,111 CFM y el caudal complementario es la dilución por explosivos que es 10,170 CFM.

Con estos datos se obtendrá el requerimiento del caudal de aire para la ejecución del proyecto. Ver el cuadro N°13.

Cuadro N°13. Mano de obra del primer turno.

Caudales	m3/min	CFM
Caudal vital ($Q_{Tr} + Q_{Te}$)	399.60	14,111.00
Caudal complementario (Q_{Ex})	288.00	10,170.00
Caudal prevalente (Q_{T1})	399.60	14,111.00
Caudal por fuga (Q_{Fu}) = 15% del (Q_{T1})	59.94	2,116.65
Caudal total requerido (Q_{To})	460	16,228

Fuente: Elaboración Propia

Considerando el mayor de los resultados que es 14,111; a esto sumándole el 15% del mismo por fugas es igual a 16,228 CFM, por consiguiente, el caudal de aire requerido para la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza y labores previas es de **16,228 CFM**.

4.4. REGADO Y DESATADO DE ROCAS SUELTAS.

Después de la voladura, se realizará la ventilación, el regado del frente de trabajo y de la carga, generalmente quedan rocas colgadas que están para caer, el cual será desatado con barretillas de 6, 8 y 10 pies en posición de cazador, cumpliendo con el PETS de la empresa (procedimiento escrito de trabajo seguro y las normas de seguridad).

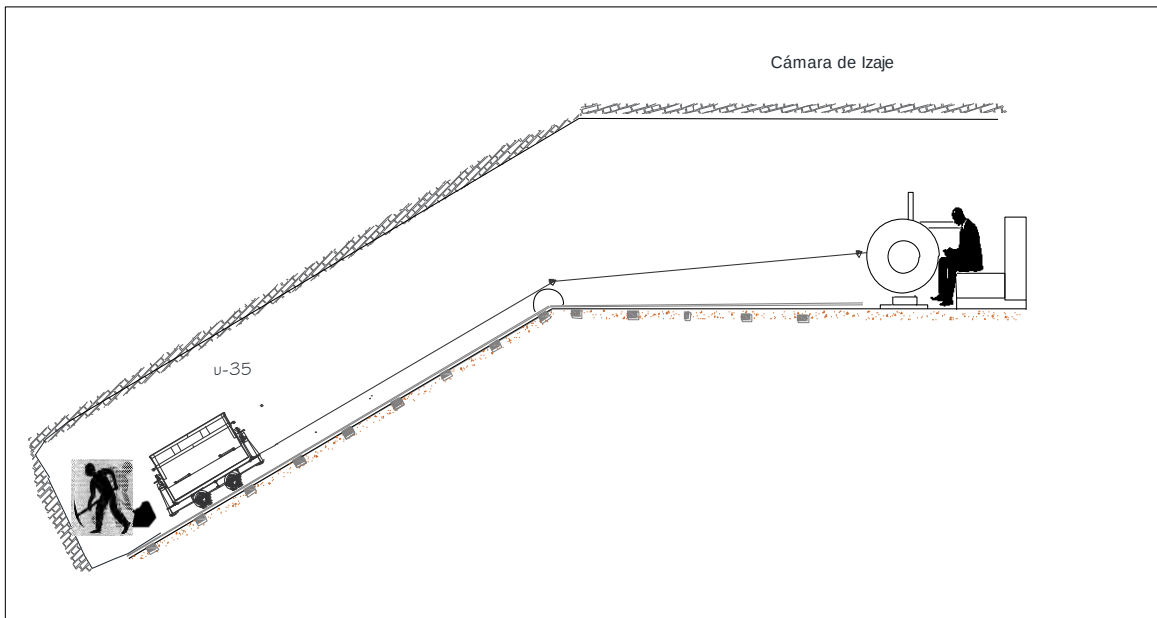
4.4.1. LIMPIEZA.

El material producto de la voladura en la comunicación del pique inclinado Esperanza y labores previas es limpiado del frente de trabajo hasta el botadero que está ubicado en la superficie en dos fases:

La roca fragmentada de la voladura se limpiará usando el carro minero U-35, se limpiará a pulso por 4 colaboradores, y en seguida se izará por el inclinado hasta el nivel 734, repitiéndose esta operación hasta concluir.

El material contenido en los carros mineros se echará en pocket. para ser evacuado al botadero que se encuentra en la superficie por una locomotora de 10 toneladas. Para el residuo de agua que podría acumularse se tiene que disponer de una bomba sumergible para bombear el agua.

Ilustración 28. *Proceso de limpieza en la construcción del Pique.*



Fuente: elaboración propia.

4.4.2. SOSTENIMIENTO.

De acuerdo con la evaluación Geomecánica realizado en el presente estudio, el sostenimiento se realizará con pernos helicoidales de 4 o 5 pies y 22 mm. de diámetro con mallas electrosoldadas de 4 pulgadas de cocada, N° 8 (4.2 mm) y rollo de 2 m x 25 m, esto considerando porque es una labor permanente.

La distribución de malla y los pernos será de la siguiente manera:

En el pique inclinado Esperanza, cruceros y cortadas de sección de 2.4m x 2.4m, los pernos se distribuirán en filas de 4 x 3, es decir la primera fila tendrá 4 pernos distribuidos

en toda la sección, la segunda fila tendrá 3 pernos y así en forma intercalada y sucesiva hasta completar toda el área a sostener, cumpliendo la malla de sostenimiento 1.2m x 1.7m.

Se desenrollará la malla electrosoldada con la punta dirigida hacia el piso, cortar la malla requerida con la cizalla eliminando las puntas sobresalientes.

Presentar la malla electrosoldada en el contorno de la sección de la labor a sostener con los tensores de malla.

Para la instalación del perno helicoidal, la distribución debe ser en sistemático, con la siguiente dosificación: por cada perno helicoidal se usará 2 resinas y 4 cementos.

La colocación de los pernos será en forma sistemática y radial, siendo lo más perpendicular posible a la roca.

El traslape de mallas es de 30 cm (tres cocos) y el perno helicoidal debe sobresalir fuera de la roca para realizar el ajuste debe ser máximo $\frac{1}{2}$ pie o 15cm. y mínimo 10cm.

La malla debe cubrir totalmente la corona, desde la gradiente de los hastiales

En la ilustración que se muestra, aprecia la distribución de los pernos helicoidales y la malla electrosoldada:

Ilustración 29. Ilustración de instalación de pernos helicoidales y malla electrosoldada.

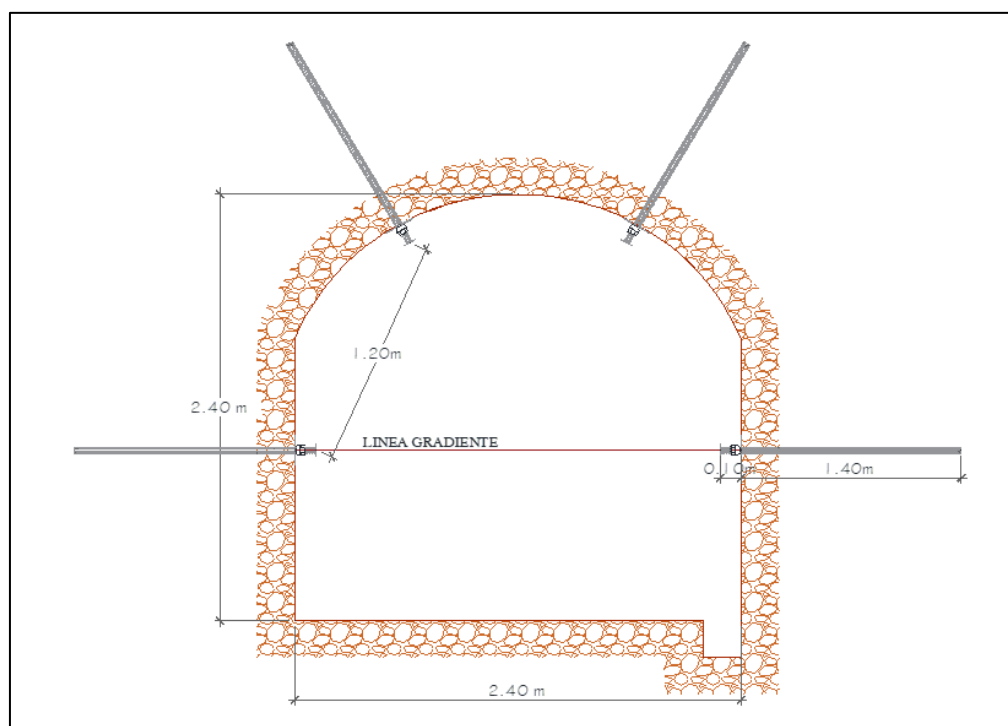
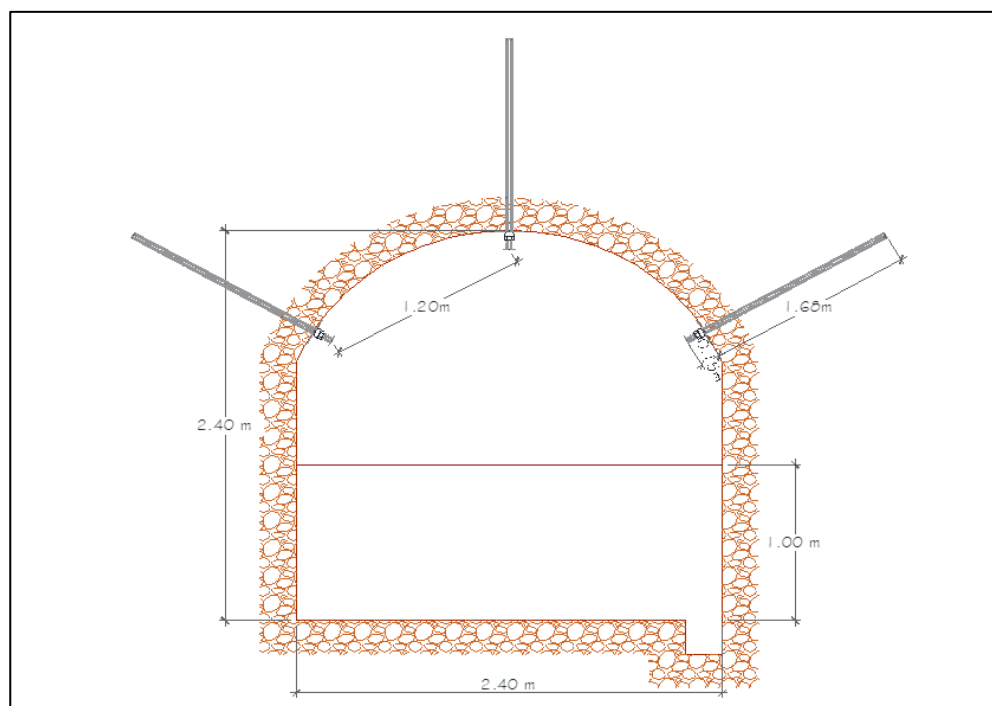


Ilustración 30. Diseño de instalación de pernos helicoidales.



Fuente: Área de Geomecánica, CIA OREX.

4.4.3. SISTEMA DE DRENAJE Y BOMBEO.

La distribución del sistema de bombeo en la zona Esperanza se halla en los diferentes niveles, como: 516, 566, 609, 666 y 690. Para cada sistema de bombeo referenciado en el plano se asignó una estación de bombeo, siendo 5 estaciones en total.

Para el caso específico de la construcción de la comunicación del pique inclinado Esperanza, se utilizará una electrobomba sumergible de 25 HP de potencia, con una instalación de tubería de HDPE de 2 pulgadas de diámetro, mediante esto se evacuará el agua producto de la Perforación directamente al nivel 734.

4.4.4. INSTALACIONES.

Después de realizar la limpieza y sostenimiento adecuado y cuando la distancia lo exija, se procederá a realizar las instalaciones de la línea de caudillaje de acuerdo con el diseño presentado en este trabajo, lo que seguirá permitiendo la profundización de pique inclinado en comunicación:

- Se muestra el diseño de la línea de cauville a instalarse.
- Se pondra longarinas de apoyo sobre el que estará la línea de cauville.
- Se instalará tuberías de aire, agua a una distancia adecuada para la perforación.
- Se aumentará la manga de ventilación constantemente para una buena ventilación.

Las instalaciones para las labores previas, será de igual forma que del pique inclinado, con la diferencia de la instalación de línea de cauville, en donde no será necesario colocar la solera (longarinas).

4.5. MANO DE OBRA Y EQUIPOS.

4.5.1. MANO DE OBRA

La cantidad de personal que trabajó en cada turno (día y noche) en la comunicación del pique inclinado Esperanza y labores previas será de la siguiente manera. Ver el cuadro N°14

Cuadro N°14. Mano de obra por turno.

Ocupación	Cantidad por guardia	
	Día	Noche
Maestro perforista	1	1
Ayudante perforista	1	1
Ayudantes (lamperos)	2	2
Winchero	1	1
Bombero	1	1
Total, de personal	6	6

Fuente: Elaboración propia.

4.5.2. EQUIPOS:

Se deberá de contar con los siguientes equipos:

Cuadro N°15. Relación de equipos a utilizar.

Equipos	Cantidad
Winche eléctrico	1
Perforadora Jack Leg	2
Carro minero U-35	2
Electrobomba sumergible 18 KW	1
Ventilador axial	1

Fuente: elaboración propia

5. SELECCIÓN DEL TIPO DE IZAJE.

Para calcular tomaremos las consideraciones aportadas por NOVITSKY Jr. En donde manifiesta que “todas las labores que estén dentro 20 a 70° se consideran como inclinado y mayores a este valor se deben de realizar la operación suponiendo como un pozo vertical”, para asegurar los cálculos de la investigación.

5.1. INFRAESTRUCTURA PARA EL SISTEMA DE IZAJE EN INCLINADO.

5.1.1. INCLINADO

Son labores que están entre 20° y 70° y sirven de comunicación entre los diferentes niveles que tienen la finalidad para el transporte de mineral, desmonte, personal y equipos.

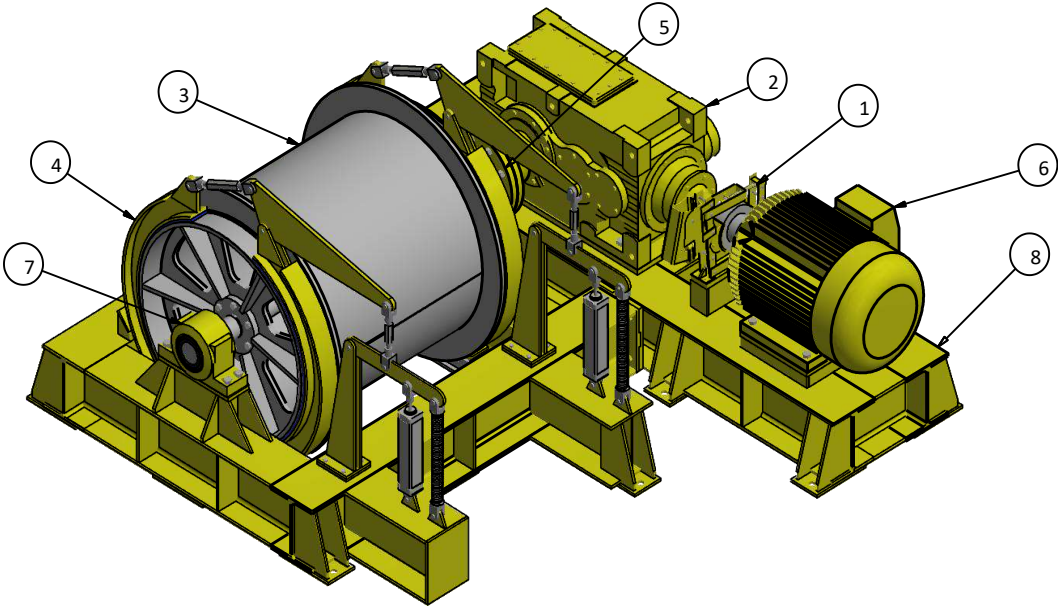
5.1.2. WINCHE DE IZAJE

Es una maquinaria empleada con el fin de bajar o levantar la carga, material, equipos y personal en el interior de la mina; por lo que debe cumplir con los requisitos mínimos de seguridad.

a. Componentes del winche de izaje.

El winche se compone de:

- Motor.
- Tambora.
- Cable.
- Jaula, skips o carros mineros.
- Poleas.
- Sistema de seguridad (frenos).
- Palancas de control.



Nº	CODIGO	DESCRIPCION	Nº	CODIGO	DESCRIPCION
1	AM	MOTOR	5	E	ACOPLE RT
2	BC	CAJA REDUCTORA	6	F	FRENO MR
3	CT	TAMBOR	7	CT	CHUMACERA
4	DF	FRENO CON PISTONES	8	B	BASE

Fuente: JSC equipos mineros.

Ilustración 32. Comando de control del winche



Nº	DESCRIPCION	Nº	DESCRIPCION
1	Joystick: Para subir o bajar el recorrido de cable	5	Boton de encendido
2	Llave de encendido	6	Boton de stop
3	Selector 1-0-2 (Joystick-neutro-pique)	7	Pique subida
4	Pantalla de indicación	8	Pique bajada
		9	Pedal hombre muerto

Fuente: JSC equipos mineros.

5.2. DATA REQUERIDA PARA CÁLCULAR EL CICLO DE IZAJE.

5.2.1. Cálculo del peso y tipo de material a izar por viaje.

La ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza se trabajó con un carro minero U-35, que tiene una capacidad de 35 pies³ (1m³) que trabajará 5 horas en promedio por guardia.

Cuando entre en operación el inclinado Esperanza (conexión nivel 516 y 734), trabaja con dos carros mineros acelerando la extracción y junto con la producción planeada por mes que es de 2750 toneladas, considerando 25 días trabajados en un mes se tendrá una producción de 110 toneladas de mineral por día. A ello, se debe considerar la extracción de desmonte, que es de 150 TMD, considerando 2 frentes de sección completa, 02 frentes de Subnivel de sección 0.90m x 2.10m y 02 chimeneas de sección de 1.20m x 1.20m.

A continuación, se detallará todos los cálculos:

a. Cálculo de la capacidad de carga.

Los U-35 tienen 1m³, de capacidad nominal, calcularemos la capacidad de carga mediante la formula:

$$C = \frac{Vc \times \rho \times fc}{(1 + e)}$$

Donde:

C: Capacidad de carga (ton).

Vc: capacidad Volumetrica del carro minero U35 (m³).

ρ : Densidad de carga (ton/m³).

e: Esponjamiento del material roto (%).

fc : Factor de carguío (%).

Con los siguientes datos reemplazamos en la formula, considerando una humedad en ambos casos del 2%.

$$\rho_{\text{mineral}} = 2.75 \text{ ton}/m^3 + 0,02 \times 2.75 \text{ ton}/m^3 = 2.81 \text{ ton}/m^3$$

$$\rho_{\text{desmonte}} = 2.45 \text{ ton}/m^3 + 0,02 \times 2.45 \text{ ton}/m^3 = 2.50 \text{ ton}/m^3$$

Teniendo el factor de carguío en un carro minero de: $f_c = 80\%$ y un esponjamiento (e) de mineral $e = 40\%$ y 45% para desmonte.

Entonces, reemplazando estos valores en la formula presentada anteriormente:

Para mineral:

$$C = \frac{1m^3 \times 2.81 \text{ ton}/m^3 \times 0.80}{1 + 0.40} = 1.61 \text{ ton/vagon}$$

Para desmonte:

$$C = \frac{1m^3 \times 2.50 \text{ ton}/m^3 \times 0.80}{1 + 0.45} = 1.38 \text{ ton/vagon}$$

Por lo tanto, al izar 2 carros mineros por viaje, se calculará el peso a izar:

Para mineral:

$$= 2 \text{ vagones min./viaje} \times 1.61 \text{ ton/vagone} = 3.22 \text{ ton/viaje}$$

Para desmonte:

$$= 2 \text{ vagones des./viaje} \times 1.38 \text{ ton/vagones} = 2.76 \text{ ton/viaje}$$

b. Peso del carro minero (U35) y número de carros mineros (U35) izados por viaje

El peso vacío de un carro minero U-35 (tara) es de 700 kg = 0.70 ton, en dos carros mineros U35, será de 1400 kg = 1.40 ton.

5.3. DIÁMETRO Y PESO DEL CABLE DE IZAJE.

Los cables que generalmente se usan en minería son de tipo “round strand” o “flattened strand”, que están constituidos por 6 torones que se enrollan en un núcleo de fibra.

La masa y fuerza de los cables de alambre depende de la sección transversal y cantidad de acero, los que son directamente proporcional al cuadrado del diámetro de los hilos, aun así, el diseño del cable afecta la masa y fuerza del cable, por lo que se le agrega una constante.

De la relación de masa del cable ($m=kd^2$), donde k es la constante dependiente del diseño del cable. El valor que se obtiene se corrobora con las tablas de los que proveen cables.

El acero utilizado en los cables de alambre presenta una resistencia a la rotura de 1570 MN/m² que es equivalente a 160 kg/mm²; y consideramos la fuerza a la ruptura como $S=Kd^2$, siendo K una constante dependiente del diseño del cable y resistencia del alambre.

Si tenemos un diámetro de cable $d(\text{cm})$, obtendremos la masa del cable $m=kd^2$ (Kg/m) y la fuerza del cable será $S=Kd^2$ (KN).

En el tabla N°23, se puede apreciar los valores de “ k ” y “ K ” con el propósito de ver varios tipos de cables.

Tabla 23. Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre.

<i>Tipos de cables</i>	<i>k</i>	<i>K</i>
<i>Round Strand</i>	<i>0.36</i>	<i>52</i>
<i>Round Strand con alambre en el núcleo</i>	<i>0.40</i>	<i>56</i>
<i>Flattened Strand</i>	<i>0.41</i>	<i>55</i>
<i>Flattened Strand con alambre en el núcleo</i>	<i>0.45</i>	<i>58</i>
<i>Lockedoil</i>	<i>0.56</i>	<i>85</i>

Fuente: Catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble & Son LTD.

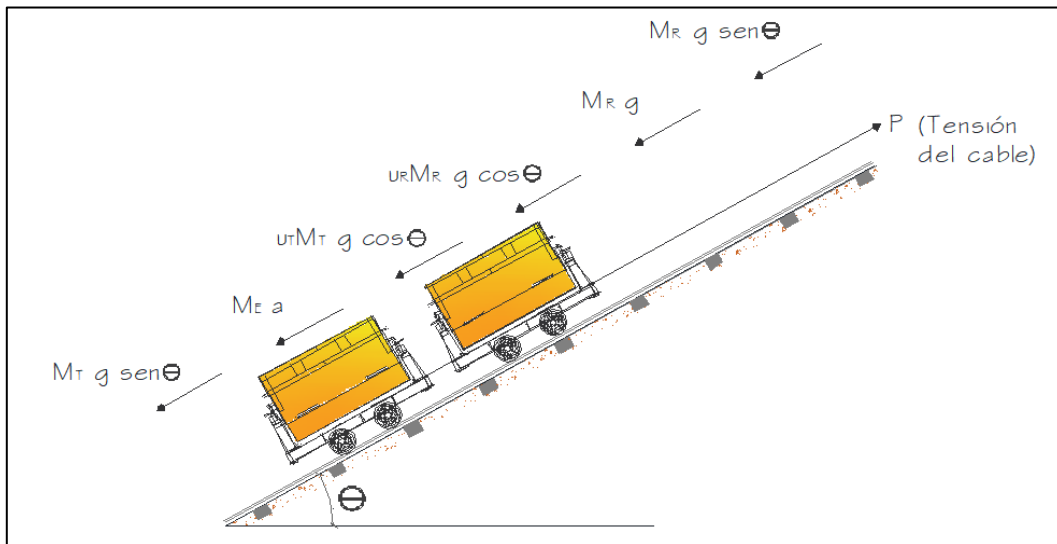
5.3.1. Factor de seguridad de un cable de izaje.

El factor de seguridad de un cable es el ratio de la fuerza de rotura entre las cargas máximas. En la ilustración N°33, es un esquema de vagones interconectados (tren de carros mineros) que ascienden por un inclinado de pendiente “ θ ” y “ a ” de aceleración por un cable de alambres. La masa de los vagones (carros mineros) está representada como “ M_T ”, la masa total de las llantas está representada como “ M_W ” de radio “ r ”, con un radio de giro “ k ” y el total de la masa del cable es M_R . Las masas que interactúan serán:

$$\text{Masa total equivalente los vagones enlados (del tren)} = M_E = M_T + M_W \frac{k^2}{r^2}$$

donde, μ_T ; representa el coeficiente de fricción de las ruedas y μ_R ; representa el coeficiente de fricción del cable.

Ilustración 33. Diagrama de fuerzas que actúan en el inclinado

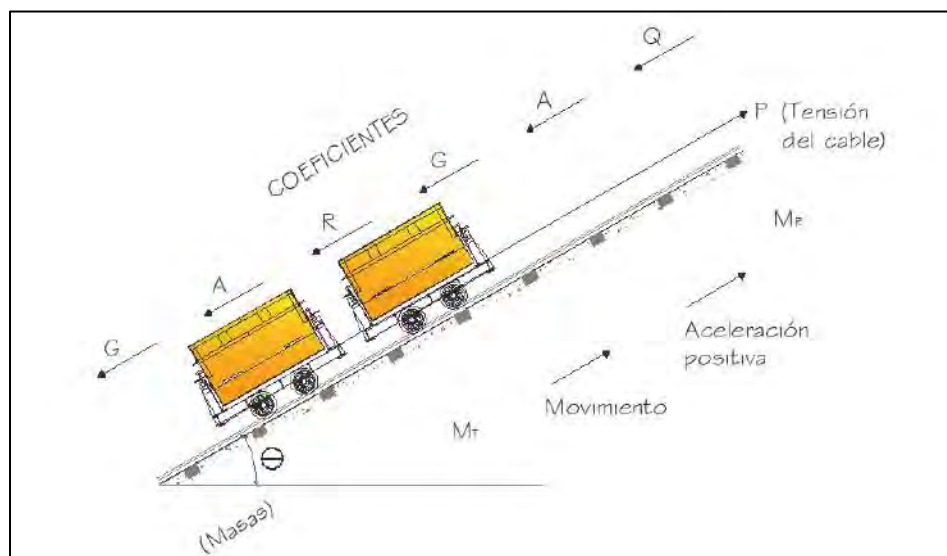


Fuente: Lino Arias Calla, (2013).

Es recomendable considerar todas las fuerzas como pesos y usar “ $M_T \times g$ ” como peso del balancín para todos los pesos relacionados con el tren, teniendo $M_T \times g \times A = M_E \times a$, donde A es coeficiente de aceleración y está dado por: $A = M_E \times a / M_T \times g$. de similar forma, consideramos el coeficiente de gradiente como $\sin \theta = G$; $\mu_T = R$, considerando que el $\cos \theta$ es muy cercano a la unidad para gradientes típicos.

En la siguiente Ilustración, observamos el tren con los coeficientes y masas usadas en un sistema de izaje.

Ilustración 34. Masas y coeficientes inclinados de extracción de un tren con cable.



Fuente: Lino Arias Calla, (2013).

De la ilustración N°34 se puede observar que las resistencias R y Q son siempre contrarias al sentido del desplazamiento y A en todo caso es siempre opuesta al sentido que tiene la aceleración (a), donde G actúa en dirección de la gradiente.

Por tanto, para determinar la tensión que actúa en el cable será con la formula:

$$P = M_T \times g \times (G + A + R) + M_R \times g \times (G + A + Q) \dots\dots\dots (1)$$

Donde:

M_T : Masa de los vagones (del tren).

M_R : Masa total de los cables.

g: fuerza ejercida por la Gravedad.

G: Coeficiente determinado por la gravedad.

A: Coeficiente determinado por la aceleración.

R: Coeficiente determinado por la resistencia del tren.

Q: Coeficiente determinado por la fricción del cable.

Si “A” es coeficiente determinado de una aceleración máxima, se puede usar la ecuación para obtener la tensión máxima en el cable, sin embargo, en el arranque el máximo valor de “A” no es conocido por lo general. Con la finalidad de considerar un factor de seguridad dinámico de 5 para las fuerzas que actúan en el cable, la ecuación resumida es la siguiente:

$$\text{Fuerza de ruptura del cable} = S = 5 Mg(A + G) \dots\dots\dots (2)$$

considerando: $M = M_T + M_R$, donde los valores de R y Q son ignorados, por tener valores son muy inferiores que A o G. Se considera el valor de A de 0.125 para cualquier propósito en general.

De la misma manera en concordancia con el reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 024-2016 EM y su modificatoria con el D.S. 023-2017 EM, en su capítulo VII Art. 306 el factor de seguridad para rotura/carga en trabajo de los cables en minería será de 5. Lo que coincide con la teoría descrita anteriormente.

5.3.2. Determinación del cable óptimo y su peso.

Para determinar el cable óptimo a utilizar se generará tomando en cuenta el izaje de mineral, sabiendo que la carga de mineral (3.22 ton) es mayor por viaje.

Además, se utilizará la relación que hay en la masa y fuerza con el diámetro y con las constantes de acuerdo con la tabla N°23, por que se utilizará el cable tipo “flattened strand” con diámetro “d” (cm), de lo que tendremos:

$$Masa = 0.41 d^2 (Kg/m)$$

$$Fuerza = 55d^2 (KN)$$

Entonces, reemplazando en la ecuación N° 1 para calcular de manera más precisa, adicionando el factor de seguridad 5, como se observa en la siguiente expresión:

$$S = 5[M_T \times g(G + A + R) + M_R \times g(G + A + Q)]$$

Dónde:

Peso del mineral = 3.22 ton/viaje.

Tara del vagón = 1400 kg = 1.40 ton/viaje.

$M_T = 3.22 \text{ ton} + 1.40 \text{ ton} = 4.62 \text{ ton}.$

$M_R = 446 \text{ m} \times 0.41 d^2 \times 1\text{ton}/1000 \text{ kg} = 0.171 d^2 \text{ ton}.$

Donde se asume que: A= 0.125 y como $G = \text{sen}30 = 0.50$, R= 0.01, Q = 0.10

Entonces reemplazando los datos, se tiene:

$$55d^2 = 5 \times 9.81 [4.62 \times (0.50+0.125+0.01) + 0.171 d^2 \times (0.50+0.125+0.01)]$$

$$55d^2 = 49.05 (2.93 + 0.627 d^2)$$

$$24.25d^2 = 143.72$$

$$d^2 = 5.93$$

$$d = 2.44\text{cm} = 24.4 \text{ mm.} \approx 25 \text{ mm.}$$

De acuerdo con los tamaños estándares de los cables de “flattened o triangular strand”, el valor más cercano es de **26 mm.** de diámetro, por lo tanto, se elige este diámetro.

El valor de M_R , aplicando la formula, para una longitud de 446 m de cable es:

$$M_R = 0.171 d^2 \text{ ton} = 0.171 (2.50 \text{ cm})^2 = 1068.75 \text{ kg}.$$

la masa calculada del cable de izaje a usar es:

$$\text{Masa} = 0.41 d^2 (\text{Kg/m}) = 0.41 (2.50)^2 = 2.56 \text{ kg/m}$$

La fuerza calculada de ruptura del cable de izaje a usar es:

$$\text{Fuerza} = 55 d^2 (\text{KN}) = 55 (1.80)^2 = 343.75 \text{ N}$$

Por lo tanto, la máxima tensión que soportara este cable es: 343.75 N.

El resultado obtenido, se debe verificar con el catálogo de un fabricante para poder aplicar a un proyecto real. Para ello, se corroborará con el catálogo de fabricación de cables de alambre de una empresa australiana. Ver tabla N°24.

Tabla 24. Características de cables de alambre para minería.

<i>Diámetro nominal (mm)</i>	<i>Masa aproximada 6 x 19 a 6 x 25 (Kg/100m)</i>	<i>Fuerza de rotura mínima (KN)</i>
16	105	164
18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

Fuente: Catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble Son LTD.

De acuerdo con el cálculo, el diámetro nominal de cable obtenido es de 26 mm, ahora analizaremos estos resultados obtenidos por cálculo coincidirán con los valores del catálogo:

El valor del cable calculado para la masa es 2.56 kg/m que está dentro del promedio al valor del catálogo, sin embargo, la fuerza de ruptura que se calculó para el cable es 343.75 kN que es menor al del catálogo (432 kN), el valor del catálogo es mayor al requerido para nuestro sistema de extracción, siendo exactamente 88.25 kN de más. Resumiendo, el cable que se elegirá tiene las características siguientes:

Cuadro N°16. Resumen de características del cable para izaje óptimo.

Características del cable de izaje	
Tipo	Flattened – Triangular Strand (de torones perfilados – triangulares)
Distribución de alambres	6 x 23 (6 x 10 / 12 / Δ)
Diámetro	26 mm
Fuerza mínima de ruptura	432 KN

Fuente: Elaboración propia.

5.3.3. Máximo tonelaje por hora, turno y N° de horas efectivas de izaje por turno.

Para instalar el sistema de izaje, se debe de incluir los siguientes parámetros para calcular el sistema de izaje a instalar:

Producción por año (A) = 2750.00 ton/mes x 12 meses = 33,000.00 ton/año.

Longitud del total del inclinado (H) = 446.00 m.

Entonces, para hallar la producción/hora del pique para extraer carga (mineral y desmonte) se determina con la fórmula siguiente:

$$Qh = \frac{c (A + a)}{d \times t}$$

Donde:

A: Cantidad por año a extraer de mineral por el pique inclinado es (ton)
=33,000.00

a: Cantidad por año a extraer de estéril (desmonte) por el pique inclinado es (ton)
= 61,875.00

d: días trabajados/año = 300

t: horas efectivas de izaje/día = 16

c: El coeficiente de irregularidad que se da por producción = 1.15, cuando el izaje es con carros mineros.

Reemplazando los datos en la fórmula, se tiene:

$$Qh = \frac{1.15 (33000 + 61875)}{300 \times 16} = 22.73 \text{ ton/hr}$$

5.3.4. Máximo tonelaje por turno.

Las operaciones tienen 2 guardias de 12 horas, el tiempo efectivo de izaje (mineral y desmonte) es de 8 horas por cada guardia:

$$\text{Máx. ton/turno} = 22.73 \text{ ton/hr} \times 8 \text{ hr} = 181.84 \text{ ton/turno}$$

5.3.5. Número de horas de izaje por turno y por día

el número de horas efectivas que se izará material (mineral desmonte) por guardia es de 8 horas, por las dos guardias serán 16 horas de izaje al día.

5.3.6. Número Máximo de viajes por hora en el nivel superior y la velocidad del cable.

El número máximo de viajes que se necesita en el nivel superior (734) es:

Para izaje de mineral:

$$\text{Nº máx. de viajes/hr} = 22.73 \frac{\text{ton}}{\text{hr}} \times \frac{1 \text{ viaje}}{2 \text{ c. m.}} \times \frac{1 \text{ c. m.}}{1.61 \text{ ton}} = 7.06 \frac{\text{viajes}}{\text{hr}}$$

Nº máx. de viajes/hr ≈ 8 viajes/hr

El tiempo que se demorará por un viaje es 0.13 horas ó 7.5 minutos.

Para izaje de desmonte:

$$\text{Nº máx. de viajes/hr} = 22.73 \frac{\text{ton}}{\text{hr}} \times \frac{1 \text{ viaje}}{2 \text{ c. m.}} \times \frac{1 \text{ c. m.}}{1.38 \text{ ton}} = 8.24 \frac{\text{viajes}}{\text{hr}}$$

$$\text{Nº máx. de } \frac{\text{viajes}}{\text{hr}} \approx 9 \text{ viajes/hr}$$

El tiempo que se demorará por un viaje es 0.11 horas ó 6.67 minutos.

Para la determinación de la velocidad de cuerda, en este caso, se trabajará con la situación más crítica que es la de extracción con desmonte, es decir 6.67 minutos. Pero a este resultado debemos sustraerle el tiempo de manipuleo de carros mineros, que en promedio se estima en 45 segundos tanto en el nivel superior como en el nivel inferior. Entonces, esto suma 1.50 minutos.

Calcular la velocidad del cable se tomará el caso más crítico que es el izaje de material estéril que es 6.67 min. Sin embargo, a este resultado se tiene que disminuir los tiempos de manipuleo de los carros mineros, que en promedio es un minuto 60 segundos tanto en el nivel superior e inferior por lo que se le adicionara 2 min.

Se tendrá: 6.67 minutos – 2 minutos = 4.67 minutos.

Por consiguiente, 4.67 minutos debe demorar por cada viaje, es decir el ciclo completo de bajar y subir (ida y vuelta), con carga y sin carga, entonces, la longitud total a recorrer “L” es 892 m.

Con los datos obtenidos, calcularemos velocidad de cuerda:

$$\text{Velocidad cuerda} = \frac{L}{\text{tiempo empleado/viaje}} = \frac{852\text{m}}{4.67\text{min}} = \frac{135.33\text{m}}{\text{min}} = \frac{3.18\text{m}}{\text{seg}}$$

5.4. CÁLCULAR LAS DIMENSIONES DEL TAMBOR DEL WINCHE.

5.4.1. Cálculo del Diámetro de la Tambora (D).

La relación que hay entre el diámetro del tambor y el diámetro de cable tiene que ser de 1 a 60; cuando se tiene un diámetro mayor a 25.4 mm. de acuerdo con el D.S. 024-2016 EM y su modificatoria el D.S. 023-2017 EM. En el Capítulo VII, En su Art. 300. En el caso del proyecto, como el diámetro del cable a usar es de 26mm y solo contara con un tambor que cumple esta relación. Sin olvidar que como máximo el tambor debe de alojar tres capas de cable.

tenemos, la siguiente proporción:

$$\frac{\text{Diámetro cable}}{\text{Diámetro tambor}} = \frac{1}{60}$$

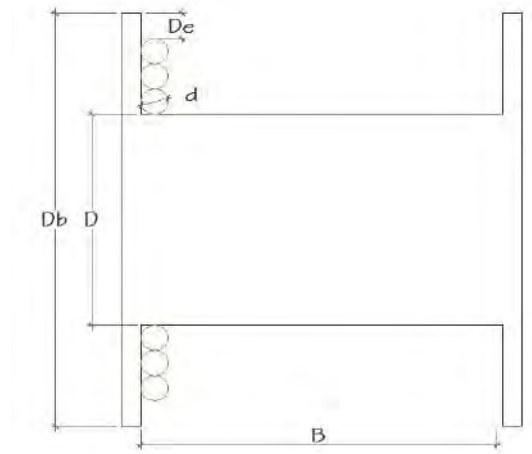
$$\frac{26 \text{ mm}}{\text{Diámetro tambor}} = \frac{1}{60}$$

$$\text{Diámetro del tambor} = 1560\text{mm} = 156.0\text{cm} \approx 1.56\text{m} \approx 61.41 \text{ pulg}$$

5.4.2. Cálculo de Ancho de la Tambor (B).

Se utilizará la siguiente ilustración, para calcular el ancho de la tambora:

Ilustración 35. Diagrama de una Tambora.



Fuente: JCS equipos mineros.

De la ilustración anterior, podemos deducir lo siguiente:

5.4.3. Longitud de cable en una vuelta, capa media.

$$L1 = \pi \times \left(D + \frac{Db - D}{2} \right)$$

a. Numero de capas.

$$N^{\circ} = \frac{Db - D}{2d}$$

b. Numero de vueltas.

$$N^{\circ} = \frac{B}{d}$$

c. Longitud que se almacenara.

$$Lt = \pi \times \left(D + \frac{Db - D}{2} \right) \times \frac{Db - D}{2d} \times \frac{B}{d}$$

$$Lt = \frac{B}{1.2732d^2} (Db^2 - D^2)$$

Como B esta medido en milímetros (mm), lo convertiremos a metros:

$$Lt = \frac{B}{1273.2d^2} (Db^2 - D^2)$$

tenemos:

- Lt: representa la Longitud de cable a usar (m).
- B: representa el ancho de la tambora (mm).
- d: representa el Diámetro del cable a usar (mm).
- Db: representa el Diámetro de brida (mm).
- D: representa el Diámetro de tambora (mm).

liberando el ancho de la tambora (B), obtenemos:

$$B = \frac{1273.2 \times d^2 \times Lt}{(Db^2 - D^2)}$$

Teniendo el conocimiento que la cantidad de capas a enrollar es 3, de ahí hallamos el diámetro de brida Db con la siguiente relación:

$$Db = D + 2 \times 3 \times d$$

$$Db = 1.56m + 2 \times 3 \times 0.026m = 1.716m$$

A continuación, determinamos la longitud del cable:

Profundidad del pique inclinado Esperanza : 446 m

Distancia del punto de acumulación al centro del tambor : 30 m

Total (Lt) : 476 m

Finalmente calculamos el ancho de la tambora

$$B = \frac{1560 \times (26mm)^2 \times 476m}{(1716^2 - 1560^2)mm^2} = 982.22mm \approx 0.982m$$

En la siguiente tabla, se muestra el resumen de las características que necesitara la tambora. Ver cuadro N°17.

Cuadro N°17. Resumen de las características de la tambora

Características de la tambora	Medida (m)
Diámetro de la Tambora	1.560
Diámetro de Brida (Db)	1.716
Ancho de Tambora	0.98

Fuente: Elaboración propia.

5.5. CÁLCULO DE LA CAPACIDAD DEL MOTOR DEL WINCHE ELÉCTRICO.

Para desarrollar los cálculos necesarios de capacidad, utilizaremos el diagrama de Novitzky (potencia para un sistema balanceado y no balanceado), de transporte y extracción en minería a cielo abierto.

5.5.1. Diagrama de izaje para winches de tambor cilíndrico.

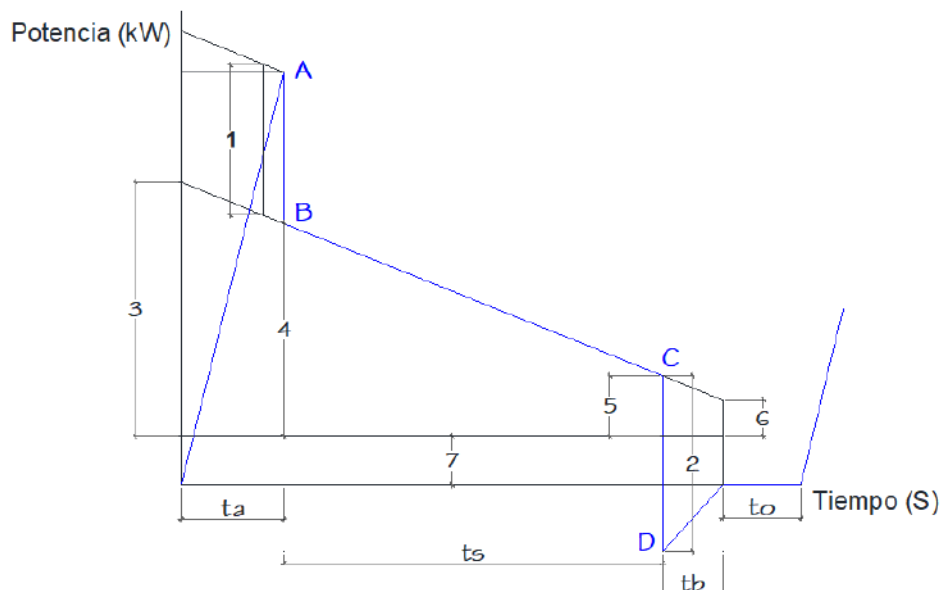
El diagrama que muestra el izaje con winches (con tambor cilíndrico) da las potencias en kw, que serán requeridos para poder realizar el izaje de manera más eficiente en un ciclo. El ciclo de izaje está compuesto por 4 tiempos que son:

- ✓ Tiempo de aceleración (t_a).
- ✓ Tiempo de velocidad máxima (t_s).
- ✓ Tiempo de desaceleración (t_b).
- ✓ Tiempo de descanso (t_o).

En el diagrama se observan 4 puntos, que son los valores resultantes requeridos para el izaje, estos puntos se representan con las letras: A, B, C y D. para hallarlos necesitamos calcular las potencias en kW que necesita el winche para realizar el ciclo de izaje por periodos de trabajo. Hallados estos valores se relacionarán mediante fórmulas para obtener las potencias resultantes.

Los puntos (A, B, C y D) se observan en la ilustración N° 36.

Ilustración 36. Diagrama de potencias para un sistema no balanceado de extracción.



Fuente: Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.

En la tabla N°26 mostramos las fórmulas para calcular los diagramas de izaje.

Tabla 26. Fórmulas para calcular diagramas de carguío en izaje con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados.

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado
Potencia de aceleración (máxima)	(1)	$+ \frac{W'x v^2}{32.2 \times 102 \times t_a}$
Potencia de desaceleración (máxima)	(2)	$- \frac{W'x v^2}{32.2 \times 102 \times t_b}$
Potencia en el comienzo de aceleración (equivalente)	(3)	$+ \frac{(W + W_r + W_s)v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	(4)	$+ \frac{(W + W_r + W_s - W_a)v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia en la velocidad máxima al principio de la desaceleración	(5)	$+ \frac{(W + W_r + W_b)v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	(6)	$+ \frac{(W + W_s)v \operatorname{sen} \alpha}{102}$
Potencia por fricción (promedio) para pique inclinados	(7)	$+7a + 7b + 7c$

Fuente: Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.

Los valores de 7a, 7b y 7c de la fase (7), lo determinaremos con las fórmulas de la tabla N°27 siguiente.

Tabla 27. Fórmulas para componentes de fricción.

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado
Potencia de Fricción mecánica	7a	$\left(\frac{W + W_s + 0.5 W_r}{102} v \times \text{sen } \alpha + 7b + 7c \right) \times \left(\frac{1 - E}{E} \right)$
Potencia de Fricción de rodamiento	7b	$+ \frac{(W + W_s) v \times 0.02 \cos \alpha}{102}$
Potencia de Fricción de cable	7c	$+ \frac{W_r \times 0.10 \times v \times \cos \alpha}{102}$

Fuente: Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965.

Para hallar la potencia que necesitamos, es importante definir los valores y variables. Ver la tabla N°28.

Tabla 28. Descripciones y nomenclaturas.

Descripción	Nomenclatura	Unidad
Masa del material a manipular	W	kg
Masa de los vagones (carros mineros)	Ws	kg
Masa del cable = L x peso lineal del cable	Wr	kg
Masa del cable enrollado durante la aceleración = 0.5 x Vta x peso lineal del cable	Wa	kg
Masa del cable enrollado durante la desaceleración = 0.5 x Vtb x peso lineal del cable	Wb	kg
Peso total del cable = Wr + masa del cable enrollado + masa entre tambor y vagón	Wro	kg
Masa equivalente de las partes en movimiento (para operaciones balanceadas y no balanceadas), reducido al radio del tambor, incluyendo engranajes, tambores con embragues, poleas, pero no la armadura del motor	Wo	kg
Masa total del Sistema = W + Ws + Wro + Wo	W'	kg
Velocidad máxima del cable	V	m/s
Tiempo de un viaje en un solo sentido, excluyendo paradas	T	s
Tiempo de aceleración	Ta	s
Tiempo de desaceleración	Tb	s

Fuente: Arias Calla, 2013.

- la eficiencia del mecanismo, según Peele se determinará tomando los datos de la tabla N°26, con la siguiente formula:

$$E = \frac{0.90 W}{W + kW''}$$

Donde:

$k = 0.05$ constante que se considera para piques inclinados y verticales.

$W'' = (W + W_s + 0.5W_r) \operatorname{sen}\alpha + (W + W_s) 0.02 \cos\alpha + 0.10 W_r \cos\alpha$ (para sistemas no balanceados).

- Fricción del carro o rodamiento: Un valor promedio recomendado a utilizar es 2%. Teniendo en cuenta que la Fricción del carro minero = (masa a izar) $\times 0.02 \cos\alpha$.
- La masa equivalente de las partes en movimiento (W_o): para calcular la masa reducida del tambor se utiliza la relación propuesta, según Federov:

$$Pt = (132 + 75B) \times D_t^2$$

Donde:

B = es el Ancho del tambor (m).

D_t = es el Diámetro del tambor (m).

- Siguiendo con el cálculo de los valores del diagrama de izaje, calcularemos los valores A, B, C y D. Para esto, utilizaremos las fórmulas:

$$\text{Potencia en el punto A} = (1) + (7) + \frac{(4) + 2 \times (3)}{3}$$

$$\text{Potencia en el punto B} = (4) + (7)$$

$$\text{Potencia en el punto C} = (5) + (7)$$

$$\text{Potencia en el punto D} = (2) + (7) + \frac{(5) + 2 \times (6)}{3}$$

Observaciones:

- El valor de (2) es negativo y el valor de (7) es positivo.
- Los resultados de los cálculos podemos verificarlo de la manera siguiente:

- a) El Ratio de trabajo neto durante el ciclo de izaje con el trabajo neto representado por la producción de un ciclo de trabajo tiene que ser igual a la eficiencia mecánica.
- b) Las potencias para aceleración tiene que ser igual a la potencia de desaceleración.

5.5.2. Diagrama de izaje para winches de tambor Cilíndrico.

Paso 1: calculamos los valores de los componentes del sistema de izaje.

Cuadro N°18. Cálculo de los componentes del sistema de izaje.

Nomenclatura	Descripción	operación	Valor	Und
W	Masa del material a manipular	$1.61\text{tn} \cdot 2 \cdot 1000\text{kg/tn}$	3,220.00	Kg
Ws	Masa de los vagones	$700\text{kg} \cdot 2$	1,400.00	Kg
Wr	Masa del cable	$446\text{m} \cdot 2.56\text{kg/m}$	1141.76	Kg
Wa	Masa del cable enrollado durante la aceleración	$0.50 \cdot 2.26 \cdot 7 \cdot 2.56$	20.25	Kg
Wb	Masa del cable enrollado durante la desaceleración	$0.50 \cdot 2.26 \cdot 7 \cdot 2.56$	20.25	Kg
Wro	Peso total del cable	$1141.76\text{kg} + (30\text{m} \cdot 2.56\text{kg/m})$	1218.5	Kg
Wo	Masa equivalente de las partes en movimiento	$(256 + 75(0.551) \cdot 1.560^2)$	723.57	Kg
W'	Masa total del sistema de izaje	$3220\text{kg} + 1400\text{kg} + 1218.5\text{kg} + 723.57\text{kg}$	6,562.07	Kg
V	Velocidad máxima del cable	$446 / (155.10 - 0.5(7+7))$	3.01	m/s
T	Tiempo de un viaje en un solo sentido, excluyendo paradas	$(446/2.13) + 0.50(7+7)$	155.17	S
Ta	Tiempo de aceleración		7	S
Tb	Tiempo de desaceleración		7	S
Ts	Tiempo de velocidad máxima	$155.17 - (7+7)$	141.17	S
To	Tiempo de Descanso		45	S
L	Trayectoria total		446	m
A	Ángulo de inclinación respecto a la horizontal		30	Grados
E	Eficiencia del mecanismo		0.87	

Fuente: Elaboración propia.

Paso 2: Cálculo de las potencias por periodos:**Cuadro N°19.** Cálculo de potencias por periodos.

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de aceleración (máxima)	-1	$+ \frac{W' x v^2}{32.2 x 102 x t_a}$	2.59
Potencia de desaceleración (máxima)	-2	$- \frac{W' x v^2}{32.2 x 102 x t_b}$	-2.59
Potencia en el comienzo de aceleración (equivalente)	-3	$+ \frac{(W + W_r + W_s) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$	170.11
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	-4	$+ \frac{(W + W_r + W_s - W_a) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$	169.51
Potencia en la velocidad máxima al principio de la desaceleración	-5	$+ \frac{(W + W_s + W_b) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$	137.00
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	-6	$+ \frac{(W + W_s) v \operatorname{sen} \alpha}{102}$	136.40
Potencia por fricción (promedio) para pique inclinados	-7	$+7a + 7b + 7c$	29.91

Fuente: Elaboración propia.**Cuadro N°20.** Cálculos de potencias del sistema de izaje.

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de Fricción mecánica	7a	$\left(\frac{(W + W_s + 0.5 W_r) v x \operatorname{sen} \alpha}{102} + 7b + 7c \right) x \left(\frac{1-E}{E} \right)$	23.81
Potencia de Fricción de rodamiento	7b	$+ \frac{(W + W_s) v x 0.02 \cos \alpha}{102}$	2.73
Potencia de Fricción de cable	7c	$+ \frac{W_r x 0.10 x v x \cos \alpha}{102}$	3.37

Fuente: Elaboración propia.

Paso 3: Cálculo de los valores para cada punto en el diagrama de izaje.

Cuadro N°21. Valores de potencia en cada punto.

Punto	Fórmulas	Valor (kW)	Tiempo (s)
Potencia en A	$= (1) + (7) + \frac{(4) + 2x(3)}{3}$	202.41	7
Potencia en B	$= (4) + (7)$	199.42	7
Potencia en C	$= (5) + (7)$	166.91	141.36
Potencia en D	$= (2) + (7) + \frac{(5) + 2x(6)}{3}$	163.92	141.36

Fuente: Elaboración propia.

Por último, representaremos los valores obtenidos en el diagrama de izaje:

5.5.3. Capacidad del motor del winche eléctrico.

Desarrollaremos la potencia necesaria que necesita el winche para poder trabajar sin inconvenientes en el inclinado Esperanza.

Se debe considerar que para motores que trabajan con corriente alterna se recomienda utilizar la siguiente formula.

$$(RMS)^2 = \frac{A^2 \times t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \times t_s + D^2 \times t_b}{\frac{t_a}{2} + t_s + \frac{t_b}{2} + \frac{t_o}{4}} \quad (kW)$$

Del cuadro N°21, se tienen los valores A, B, C y D lo reemplazamos resultado:

$RMS (KW)$

$$= \sqrt{\frac{134.30^2 \times 7 + \frac{132.78^2 + 116.74^2 + 132.78 \times 116.74}{3} \times 141.36 + 115.23^2 \times 7}{\frac{7}{2} + 141.36 + \frac{7}{2} + \frac{45}{4}}}$$

$$RMS (KW) = 181.015 \text{ kW}$$

Por lo tanto, lo que necesita el rotor del motor por un segundo (potencia máxima) lo determinaremos de la siguiente manera:

Se debe de incrementar más el 25% del valor de RMS en caso de motores que funcionen con corriente alterna.

Por tanto:

$$\text{Potencia máxima} = 181.015 \text{ kW} \times 1.25 = 226.27 \text{ kW}$$

Se redondea a 227 kW (potencia de winche), que es un valor comercial.

Las características necesarias que requiere el winche eléctrico serán las siguientes: ver cuadro N° 22.

Cuadro N°22. Características del winche eléctrico requerido.

Características del winche eléctrico	
Peso total por izar	6.23 ton
Capacidad de enrollamiento (velocidad de cuerda)	3.18 m/s
Potencia Requerida	227 kw (304 HP)
Diámetro mínimo de tambor	1.56 m
Sistema de motor	Trifásico

Fuente: Elaboración propia.

6. PLANEAMIENTO DE EJECUCIÓN DE TODAS LAS OBRAS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE ESPERANZA.

EL planeamiento para la ejecución de la comunicación e instalación del pique inclinado Esperanza, se realizará considerando los datos obtenidos de los cálculos

anteriormente, como lo realizado en perforación y voladura, considerando dos disparos por día, para ello tenemos el resumen de los metrajes en el siguiente cuadro:

Cuadro N° 23. Avance total de actividades

Labor	Sección (m2)	Nivel	Avance total (m)	Avance/di sp. (m)	N° días
Inclinado pique Esperanza	2.40 x 2.40	566 - 734	356.00	1.60	112.00
Cortada 8980 N	2.40 x 2.40	734	25.00	1.60	8.00
Cámara de winche (Desquinche)	3.60 x 3.60	744	5.00	-	2.00
Cámara de izaje (Desquinche)	3.60 x 2.40	744	20.00	-	10.00
Pocket (2)	2.40 x 1.20	734	10.00	1.00	10.00

Fuente: Elaboración propia

La ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza al Nv. 734 y labores previas, se presenta de manera detalla.

a) Ejecución del Crucero 8980 N - nivel 734.

En el nivel 734, se construirá el crucero 8980 N con una sección de 2.40m x 2.40m y una longitud de 25 metros, que servirá como acceso para dar el inicio de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, además en este, se realizará el desquinche para la cámara del Winche.

b) Cámara de Izaje – nivel 744.

Construido el crucero 8980 N, desarrollamos la estación superior para la cámara del izaje, para ello se realizará un desquinche para dar una sección de 3.60m por 3.60m con una longitud de 5.0 metros. Adicional a ello se realizará el desquiche del piso para la base del Winche y el pozo a tierra con una sección de 1.20m x 1.20m de 3.0 metros de profundidad.

c) Obras civiles.

Dada la sección para la cámara del Winche, la siguiente tarea es realizar el armado de estructura, encobrado y el baseado para la plataforma del winche de izaje, el cual se elaborará con diferentes componentes como: Cemento, agregado y fierro corrugado. Todo este trabajo se realizará bajo la supervisión el personal especializado.

d) Refugios de seguridad.

Los refugios de seguridad se ejecutarán a lo largo del pique inclinado Eperanza a medida que se profundice, que están distanciado a cada 25 metros, estos estarán ubicados en lado camino. La sección será de 1.50m x 1.80m con una longitud de 1.20 metros, en todo el tramo del pique inclinado se realizará 13 refugios de seguridad.

e) Instalación de riel y camino.

Los trabajos de tendido de Rieles e instalación de camino se realizarán continuamente y en paralelo, durante la profundización del pique inclinado, en el cual instalarán 60 colleras.

6.1. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES PARA LA EJECUCIÓN DE LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.

A continuación, se presenta el cronograma de ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza al Nv. 734:

Cuadro N°24. Propuesta de cronograma de la construcción del Pique inclinado.

n°	Nombre de tarea	duración	comienzo	fin
1	Comunicación del pique inclinado Esperanza nivel 566 al 734	157	1/06/2022	03/12/2022
2	Inicio	0	1/06/2022	03/12/2022
3	Trabajos previos a la construcción del inclinado	40	1/06/2022	10/07/2022
4	levantamiento topografico trazado de ejes	1	2/06/2022	3/06/2022
5	inicio del cruzero 8580	8	3/06/2022	11/06/2022
6	inicio de los dos pocket nv. 734 -744	10	11/06/2022	21/06/2022
7	desquinche para la camara de izaje, camara de winche, pozos a tierra	10	21/06/2022	30/06/2022
8	construccion de tolvas americanas	4	30/06/2022	4/07/2022
9	instalación y energización del Winche de izaje en el Nv. 744	3	4/07/2022	10/07/2022
10	Inicio de la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza	117	11/07/2022	03/12/2022
11	trazado de ejes (levantamiento topografico)	1	7/07/2022	8/08/2022
12	Inicio de la ejecución de la comunicación del pique inclinado Esperanza	112	8/08/2022	28/11/2022
13	ejecución de 13 refugios cada 25 m. con un avance de 8.4 m/día	4	28/11/2022	03/12/202
14	fin.	157		03/12/2022

Fuente: elaboración propia

6.2. EVALUACIÓN TÉCNICO - ECONÓMICO DEL ESTUDIO.

La evaluación económica de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734; debe de identificar qué ventajas y desventajas estarán asociadas a la inversión en el proyecto, y también se analiza los costos de beneficios para tomar decisiones acertadas entre otras alternativas.

6.3. MONTO DE INVERSIÓN EN LA INFRAESTRUCTURA.

6.3.1. Costo de ejecución del pique inclinado Esperanza Nv. 734.

Datos:

- Ancho de labor : 2.4 m
- Altura de labor : 2.4 m
- Sección de labor : 5.76 m².
- Sobre rotura : 15%
- Número de Disparos por día : 2 Disparos
- Densidad del material : 2.5 Tn/m³.

Eficiencia de avances:

- Longitud de barra de extensión : 6 pies
- Eficiencia de perforación : 95%
- Longitud de perforación : 1.74 m
- Eficiencia de avance : 92 %
- Longitud efectiva de perforación : 1.60 m

Cuadro N°26. Precio unitario de la ejecución de la comunicación del pique inclinado.**1.- MANO DE OBRA:**

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Perforista Palero	8	1.00	80.00		80.00	
Ayudante perforista	8	1.00	75.00		75.00	
Winchero	8	1.00	75.00		75.00	
Ayudante winchero	8	1.00	70.00		70.00	
Limpieza servicio	16	2.00	70.00		140.00	
Compresorista - Ayud. Mec.	8	0.10	60.00		6.00	
Sub- total	48	6.00			446.00	
Leyes Sociales	101.81%				454.07	
Total Obreros					900.07	865.45

Costos fijos y GG	28.33
--------------------------	--------------

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Residente	1.00	10.00%	233.33		23.33	
Ing. Guardia	1.00	10.00%	183.33		18.33	
Asist. Jefe de Guardia	1.00	10.00%	116.67		11.67	
Ing. de Seguridad	1.00	5.00%	200.00		10.00	
Inspector de seguridad	1.00	5.00%	100.00		5.00	
Mecanico / lamparero	1.00	5.00%	83.33		4.17	
Capataz	1.00	10.00%	93.33		9.33	
Administrador	1.00	5.00%	100.00		5.00	
Asistente Administrador	1.00	5.00%	73.33		3.67	
Asistenta Social	1.00	5.00%	83.33		4.17	
Sub- total	10.00				94.67	
Leyes Sociales	65.29%				61.81	
Total Supervisión					156.47	150.04

Costos fijos y GG	28.33
--------------------------	--------------

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Descripción	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Protector	Pza.	6.00	49.70	320.00	0.93	
Guantes de Cuero	Par	6.00	11.50	20.00	3.45	
Guantes de jebe neoprene	Par	6.00	16.95	25.00	4.07	
Correas portalamparas	Pza.	6.00	11.72	350.00	0.20	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	6.00	21.85	90.00	1.46	
Botas de jebe	Par	6.00	55.10	120.00	2.76	
Mameluco camisa pantalon	Pza.	6.00	57.20	120.00	2.86	
Respiradores 3M	Pza.	6.00	71.00	120.00	3.55	
Filtro de respirador 3M	Par	6.00	25.08	20.00	7.52	
Tapón de oídos	Par	6.00	4.36	115.00	0.23	
Pantalon de jebe	Pza.	6.00	33.90	85.00	2.39	
Saco de jebe	Pza.	6.00	33.90	85.00	2.39	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	6.00	3.62	90.00	0.24	
Tafílete de protector	Pza.	6.00	10.28	120.00	0.51	
Lampara de baterías +cargador	Pza.	6.00	219.62	500.00	2.64	
Total Implementos de Seguridad					35.20	33.75

3.- MATERIALES DE PERORACION:

Barrenos	Cant.	Precio S/.	V. Util	p.p.	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Barra Conica de 6 pies	1	317.52	1200	160.00	42.34	
Broca de 38 mm	1	79.50	400	160.00	31.80	
Total barrenos					74.14	71.09

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Manguera de 1/2"	Metros	30.00	4.75	110.00	1.30	
Manguera de 1"	Metros	30.00	9.50	90.00	3.17	
Aceite de perforación	Galones	0.34	40.70	1.00	13.91	
Total mangueras y accesorios					18.37	17.61

4.- HERRAMIENTAS:

Materiales	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Lampas	Pza.	1.00	33.80	35.00	0.97	
Picos	Pza.	1.00	30.02	70.00	0.43	
Llave Stylson 24"	Pza.	1.00	77.32	150.00	0.52	
Llave Francesa 16"	Pza.	1.00	58.10	150.00	0.39	
Sacabarrenos	Pza.	1.00	38.54	150.00	0.26	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0.25	5.68	1.00	1.42	
Alambre de amarre No 18	Kg.	0.10	5.68	1.00	0.57	
Barretillas	Pza.	2.00	63.00	100.00	1.26	
Cucharilla	Pza.	1.00	11.15	180.00	0.06	
Punzón de cobre	Pza.	1.00	10.35	180.00	0.06	
Soplete para barrido de taladros	Pza.	1.00	52.00	180.00	0.29	
Guiadores para perforación	Pza.	5.00	3.30	45.00	0.37	
Atacador de madera	Pza.	1.00	8.10	45.00	0.18	
Flexómetro 5mt	Pza.	1.00	8.70	45.00	0.19	
Cachimba (Hechizo) de 10 a 6	Pza.	1.00	25.20	180.00	0.14	
Cachimba (Hechizo) de 12 a 6	Pza.	1.00	32.60	180.00	0.18	
Pata de cabra (Hechizo)	Pza.	1.00	45.81	300.00	0.15	
Santiago para rieles	Pza.	1.00	1324.00	1800.00	0.74	
Gamarrilla de agua	Pza.	1.00	120.00	180.00	0.67	
Arco de sierra	Pza.	1.00	17.00	150.00	0.11	
Hoja de sierra	Pza.	1.00	5.00	12.00	0.42	
Balon de gas de 10 kg	Gl.	1.00	42.00	45.00	0.93	
Alicate	Pza.	1.00	15.00	150.00	0.10	
Pintura	Pza.	0.02	21.00	1.00	0.42	
Total herramientas					10.81	10.37

5.- EXPLOSIVOS:

Descripción	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Explosivos	Kg.	23.63	6.30	1.00	148.94	
Carmex Z-18	Pza.	33.00	1.77	1.00	58.26	
Mecha Rápida	Metros	8.00	1.35	1.00	10.82	
Total Explosivos y Accesorios					218.03	136.27

6.- MAQUINA PERFORADORA:

Descripción	P.U. S/.	Repuestos	V. Util	Costo S/. x PP.	Pies Perf.	Costo S./ m
Máquina Perforadora Pala Eimco 12-B	14616	80%	90000	0.29	160.00	
Total maquina perforadora				0.29	160.00	44.85

7.- ENERGÍA Y AIRE COMPRIMIDO:

Descripción	Hrs. / Disp.	Incidencia	kW.h	Costo S/. / Hrs.	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Winche de Izaje 70 HP	6.00	70%	52.50	16.80	70.56	
Compresora Eléctrica 325 CFM	6.00	70%		26.40	110.88	
Ventilador 20000 CFM	8.00	40%	26.25	8.40	26.88	
Electrobomba sumergible 9 Kw	2.00	70%	7.50	2.40	3.36	
Compresora y otros	12.00	60%	100.00	32.00	230.40	
Total energía y aire comprimido					442.08	423.89

8.- ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:

Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio S/.	Precio \$.	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Comedor (Personal)	6.00	70%	25.00		105.00	
Comedor (Supervisión)	10.00	10%	25.00		25.00	
Movilidad (personal)	1.00	10%	180.00		18.00	
Movilidad (Supervisión)	1.00	15%	150.00		22.50	
Combustible - Movilidad (Gl)	12.00	10%	12.00		14.40	
Abastecimiento agua perf. (m3)	2.00	75%	5.00		7.50	
Total alimentación, movilidad y varios					192.40	184.48

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS		1994.46
Utilidad	0%	0
Imprevistos	10%	199.446
COSTO POR METRO LINEAL		2193.91

Fuente: Elaboración propia.

Por consiguiente, el costo de ejecución de todo el inclinado es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Pique Inclinado Esperanza sección 8' x 8'	356.00	M	2193.91	S/./m	S/.781031.96
			585.04	\$/m	\$ 208274.24

6.3.2. Costo de instalación de pernos helicoidales y mallas electrosoldadas

Rendimiento : 21 pernos más 3 paños de malla /Gda.

Cuadro N°27. Precio unitario de la instalación de pernos helicoidales más malla electrosoldada.

1.- MANO DE OBRA:

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Perforista	8	1.00	80.00		80.00	
Ayte Perforista	8	1.00	75.00		75.00	
Compresorista - Ayud. Mec.	8	0.10	60.00		6.00	
Sub- total	24.00	2.10			161.00	
Leyes Sociales	0.00%				0.00	
Total Obreros					161.00	5.76

Costos fijos y GG	1.07
--------------------------	-------------

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Residente	1.00	5.00%	233.33		11.67	
Ing. Guardia	1.00	5.00%	183.33		9.17	
Asist. Jefe de Guardia	1.00	5.00%	116.67		5.83	
Ing. de Seguridad	1.00	3.00%	200.00		6.00	
Inspector de seguridad	1.00	3.00%	100.00		3.00	
Mecanico / lamparero	1.00	3.00%	83.33		2.50	
Capataz	1.00	5.00%	93.33		4.67	
Administrador	1.00	3.00%	100.00		3.00	
Asistente Administrador	1.00	3.00%	73.33		2.20	
Asistenta Social	1.00	3.00%	83.33		2.50	
Sub- total	10.00				50.53	
Leyes Sociales	65.29%				32.99	
Total Obreros					83.53	3.98

Costos fijos y GG	1.07
--------------------------	-------------

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Descripción	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Protector	Pza.	2.00	49.70	320.00	0.31	
Guantes de Cuero	Par	2.00	11.50	20.00	1.15	
Guantes de jebe neoprene	Par	2.00	16.95	25.00	1.36	
Correas portalamparas	Pza.	2.00	11.72	350.00	0.07	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	2.00	21.85	90.00	0.49	
Botas de jebe	Par	2.00	55.10	120.00	0.92	
Mameluco camisa pantalon	Pza.	2.00	57.20	120.00	0.95	
Respiradores 3M	Pza.	2.00	71.00	120.00	1.18	
Filtro de respirador 3M	Par	2.00	25.08	20.00	2.51	
Tapòn de oídos	Par	2.00	4.36	115.00	0.08	
Pantalon de jebe	Pza.	2.00	33.90	85.00	0.80	
Saco de jebe	Pza.	2.00	33.90	85.00	0.80	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	2.00	3.62	90.00	0.08	
Tafílete de protector	Pza.	2.00	10.28	120.00	0.17	
Lampara de baterías	Pza.	2.00	219.62	500.00	0.88	
KLM+cargador	Pza.	2.00				
Total Implementos de Seguridad					11.73	0.56

3.- MATERIALES DE PERFORACION:

Barrenos	Cant.	Precio S/.	V. Util	p.p.	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Barra Conica de 5 pies	1	98.18	1200.00	126.00	10.31	
Broca de 38 mm	1	27.52	400.00	126.00	8.67	
Total barrenos					18.98	0.90

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Manguera de 1/2"	Metros	30.00	4.75	150.00	0.95	
Manguera de 1"	Metros	30.00	9.50	120.00	2.38	
Aceite de perforación	Galones	0.15	40.70	1.00	6.11	
Total mangueras y accesorios					9.43	0.45

4.- HERRAMIENTAS:

Materiales	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Lampas	Pza.	1.00	33.80	35.00	0.97	
Picos	Pza.	1.00	30.02	70.00	0.43	
Llave Stylson 24"	Pza.	1.00	77.32	150.00	0.52	
Llave Francesa 16"	Pza.	1.00	58.10	150.00	0.39	
Sacabarrenos	Pza.	1.00	38.54	150.00	0.26	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0.25	5.68	1.00	1.42	
Alambre de amarre No 18	Kg.	0.10	5.68	1.00	0.57	
Barretillas	Pza.	2.00	63.00	100.00	1.26	
Punzon de cobre	Pza.	1.00	10.35	180.00	0.06	
Flexómetro 5mt	Pza.	1.00	8.70	45.00	0.19	
Adaptador (split set completo)	Pza.	1.00	380.10	150.00	2.53	
Gamarrilla de agua	Pza.	1.00	120.00	180.00	0.67	
Arco de sierra	Pza.	1.00	17.00	150.00	0.11	
Hoja de sierra	Pza.	1.00	5.00	12.00	0.42	
Balon de gas de 10 kg	Gl.	1.00	42.00	45.00	0.93	
Alicate	Pza.	1.00	15.00	150.00	0.10	
Pintura	Pza.	0.02	21.00	1.00	0.42	
Total herramientas					11.24	0.54

5.- MAQUINA PERFORADORA:

Descripción	P.U. S/.	Repuestos	V. Util	Costo S/. x Pie Perf.	Pies Perf.	Costo S/. / Pza
Máquina Perforadora	14616	100.00%	90000.00	0.32	126.00	
Total máquina perforadora					40.92	1.95

6.- MATERIALES:

Descripción	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x Disp	Costo S/. / Pza
Perno Helicoidal de 6 pies	Pza	1.00	30.26	1.00	30.26	30.26
Carucho de Resina	Pza	2.00	1.93	1.00	3.86	3.86
Cartucho de Cemento	Pza	4.00	0.74	1.00	2.98	2.98
Malla electrosoldada	m2	1.67	21.25	1.00	35.49	35.49
Total, elementos mecánicos					72.59	72.59

7.- ENERGÍA Y AIRE COMPRIMIDO:

Descripción	Hrs. / Disp.	Incidencia	kW.h	Costo S/. / Hrs.	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Winche de Izaje 70 HP	6.00	15%	52.50	16.80	15.12	
Compresora Eléctrica 325 CFM	6.00	30%		26.40	47.52	
Ventilador 20000 CFM	8.00	30%	26.25	8.40	20.16	
Electrobomba sumergible 9 kW	2.00	30%	7.50	2.40	1.44	
Compresora y otros	12.00	20%	100.00	32.00	76.80	
Total energía y aire comprimido					161.04	7.67

8.- ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:

Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio S/.	Precio \$.	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Comedor (Personal)	6.00	100%	25.00		150.00	
Comedor (Supervisión)	10.00	10%	25.00		25.00	
Movilidad (personal)	1.00	10%	180.00		18.00	
Movilidad (Supervisión)	1.00	15%	150.00		22.50	
Combustible - Movilidad (Gl)	12.00	10%	12.00		14.40	
Abastecimiento agua perf. (m3)	2.00	75%	5.00		7.50	
Total alimentación, movilidad y varios					237.40	11.30

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS					107.84
Utilidad + Inprevistos 10%					10.78
COSTO POR PERNO HELICOIDAL					118.60

Fuente: Elaboración propia.

Por lo tanto, el costo total de sostenimiento con pernos helicoidales más malla electrosoldada de la ejecución del pique inclinado es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Sostenimiento del pique Inclinado	1406.56	Pernos	118.60	S/./und	S/.144505.54
			29.90	\$/und	\$ 38534.81

6.3.3. Costo de instalación de rieles.

Rendimiento : 9 metros /Gda. $\approx$ 1.50 colleras.

Cuadro N°28. Precio unitario de la instalación de rieles.

1.- MANO DE OBRA:

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x gdia	Costo S/. / Pza
Maestro carrilano	8	1.00	80.00		80.00	
Ayte carrilano	8	1.00	75.00		75.00	
Peón	8	1.00	60.00		60.00	
Sub- total	24	3.00			165.00	
Leyes Sociales	101.81%				167.99	
Total Obreros					433.89	48.21

Costos fijos y GG	2.77
--------------------------	-------------

Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/.	Jornal \$	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Residente	1.00	5.00%	233.33		11.67	
Ing. Guardia	1.00	5.00%	183.33		9.17	
Asist. Jefe de Guardia	1.00	5.00%	116.67		5.83	
Ing. de Seguridad	1.00	3.00%	200.00		6.00	
Inspector de seguridad	1.00	3.00%	100.00		3.00	
Mecanico / lamparero	1.00	3.00%	83.33		2.50	
Capataz	1.00	5.00%	93.33		4.67	
Administrador	1.00	3.00%	100.00		3.00	
Asistente Administrador	1.00	3.00%	73.33		2.20	
Asistenta Social	1.00	3.00%	83.33		2.50	
Sub- total	10.00				50.53	
Leyes Sociales	65.29%				32.99	
Total Obreros					83.53	9.28

Costos fijos y GG	2.77
--------------------------	-------------

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:

Descripción	Unidad	Unidad	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x gdia	Costo S/. / Pza
Protector	Pza.	3.00	49.70	320.00	0.47	
Guantes de Cuero	Par	3.00	11.50	20.00	1.73	
Correas portalamparas	Pza.	3.00	11.72	350.00	0.10	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	3.00	21.85	90.00	0.73	
Botas de jebe	Par	3.00	55.10	120.00	1.38	
Mameluco camisa pantalon	Pza.	3.00	57.20	120.00	1.43	
Respiradores 3M	Pza.	3.00	71.00	120.00	1.78	
Filtro de respirador 3M	Par	3.00	25.08	20.00	3.76	
Tapòn de oidos	Par	3.00	4.36	115.00	0.11	
Pantalon de jebe	Pza.	3.00	33.90	85.00	1.20	
Saco de jebe	Pza.	3.00	33.90	85.00	1.20	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	3.00	3.62	90.00	0.12	
Tafilete de protector	Pza.	3.00	10.28	120.00	0.26	
Lampara de baterias	Pza.	3.00	219.62	500.00	1.32	
KLM+cargador	Pza.	3.00	172.30	180.00	2.87	
Arnes tipo paracaidas	Pza.	3.00	61.20	180.00	1.02	
Linea de vida	Pza.	3.00				
Total Implementos de Seguridad					19.46	2.16

3.- HERRAMIENTAS:

Materiales	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x gdia	Costo S/. / Pza
Lampas	Pza.	1.00	33.80	35.00	0.97	
Picos	Pza.	1.00	30.02	70.00	0.43	
Barretillas	Pza.	2.00	63.00	100.00	1.26	
Corvina de 36"	Pza.	1.00	285.30	150.00	1.90	
Azucla	Pza.	1.00	32.00	150.00	0.21	
Comba de 8 lbs.	Pza.	1.00	56.85	120.00	0.47	
Puntas (ahusadas)	Pza.	1.00	13.54	15.00	0.90	
Formón	Pza.	1.00	1.93	50.00	0.04	
Flexómetro 5mt	Pza.	1.00	8.70	45.00	0.19	
Cachimba (Hechizo) de 10 a 6	Pza.	1.00	25.20	180.00	0.14	
Cachimba (Hechizo) de 12 a 6	Pza.	1.00	32.60	180.00	0.18	
Pata de cabra (Hechizo)	Pza.	1.00	45.81	300.00	0.15	
Santiago para rieles	Pza.	1.00	1324.00	1800.00	0.74	
Total herramientas					7.59	0.84

4.- MATERIALES:

Materiales	Unidad	Cant.	Precio S/.	V. Util	Costo S/. x gdia	Costo S/. / Pza
Rieles de 30 Libras	Unidad	2.00	280.96	1.00	561.93	93.66
Eclisas	Pza.	4.00	5.49	1.00	21.97	3.66
Durmientes	Pza.	8.00	15.58	1.00	124.60	20.77
Pernos y tuercas	Pza.	8.00	1.95	1.00	15.60	2.60
Clavos rieleros	Pza.	32.00	0.50	1.00	16.00	2.67
Total materiales					740.10	123.35

5.- ENERGÍA:

Descripción	Hrs. / Disp.	Incidencia	kW.h	Costo S/. / Hrs.	Costo S/. x Disp	Costo S./ m
Winche de Izaje 154 HP	6.00	15%	52.50	16.80	15.12	
Ventilador 20000 CFM	8.00	30%	26.25	8.40	20.16	
Otros	12.00	20%	100.00	32.00	76.80	
Total energía					35.28	3.92

6.- ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:

Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio S/.	Precio \$.	Costo S/. x Disp	Costo S/. / m
Comedor (Personal)	3.00	100%	25.00		75.00	
Comedor (Supervisión)	10.00	10%	25.00		25.00	
Movilidad (personal)	1.00	10%	180.00		18.00	
Movilidad (Supervisión)	1.00	15%	150.00		22.50	
Combustible - Movilidad (Gl)	12.00	10%	12.00		14.40	
Total alimentación, movilidad y varios					154.90	17.21

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS					204.91
Utilidad	10%				20.90
COSTO POR INSTALACION DE RIELES RECTOS S/. /m. collera					225.81

Fuente: Elaboración propia.

Por lo tanto, el costo total de la instalación de rieles de 30 Yd en todo el trayecto del pique inclinado es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Instalación de riel en el pique inclinado	356.00	M	225.81	S/. /m coll.	\$/71226.99
			60.11	\$/m coll.	\$ 18993.86

6.3.4. Costos de construcción de cruceros y cortadas.

El resumen de los precios unitarios para la construcción de todos cruceros, cortadas y refugios de seguridad que se va a ejecutar se muestra a continuación:

Cuadro N°29. Resumen de precio unitario del crucero y/o cortada, sección 2.40m x 2.40m.

Total Mano de obra directa + Costos fijos y GG	358.07
Total Mano de obra supervisión + Costos fijos y GG	178.37
Total materiales perforación	70.08
Total implementos de seguridad	17.43
Total herramientas y otros materiales	8.03
Total Explosivos y Accesorios	136.27
Total equipo de perforación	93.01
Total energía y aire comprimido	423.89
Total alimentación, movilidad y varios	143.80

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS		1428.95
Utilidad	10%	14.29
Imprevistos	0%	0.00
COSTO POR METRO LINEAL		1585.81

- *Fuente: Elaboración propia.*

Por lo tanto, el costo de ejecución de los Cruceros, Cortadas y Refugios de seguridad es:

Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo Total
Cruceros y Cortadas sección 8' x 8'	25	M	1585.81	S./m	S/.60064.48
			459.34	\$/m	\$ 16011.86

7. CÁLCULO DEL COSTO TOTAL DE LA INFRAESTRUCTURA.

A continuación, se detallan los costos de la infraestructura, que es la suma de las de los precios unitarios de las distintas actividades para la profundización de la unidad y por ende el incremento de la producción. Estos precios unitarios se expresan por metro lineal (\$/m) en algunos casos por metro cubico (\$/m3) como ejemplo para los desquinces y limpieza de material.

Cuadro N°25. Resumen del costo total de la infraestructura – de la comunicación del Inclinado Esperanza al nivel 734.

Descripción		Cantidad	Und	PU	\$/Und	Costo Total\$.
CX 8980N Nv 734 Sección 8' x 8'	Avance	25.00	M	419.16	\$/m	10478.97
	Sostenimiento	103.34	Pernos	29.49	\$/und	3040.84
Cámara de winche Nv 734 Sección 12' x 12'	Desquinche	36.00	m3	22.84	\$/m3	822.23
	Sostenimiento	36.76	Pernos	29.49	\$/und	1084.17
Inclinado Esperanza sección 8' x 8'	Avance	356.00	M	584.04	\$/m	207918.24
	Sostenimiento	1306.56	Pernos	29.49	\$/und	38534.81
Refugios de Seguridad sección 5' x 6' x 4'	Avance	11	M	459.34	\$/m	6465.47
	Sostenimiento	38.59	Pernos	29.49	\$/und	1138.15
Instalación de rieles (Cámara, Inc, Cx, Cort.)		341.00	M	60.11	\$/m coll.	20496.54
Armado de plataforma para winche		1.00	unid.	3030.30	\$/und	3030.30
Tuberías de aire y agua		800.00	M	3.00	\$/m	2400.00
Manga de ventilación de 18'' (60 m. c/u)		7.00	unid.	180.00	\$/und	1260.00
Cable electrico para bombeo y ventilador		500.00	M	0.80	\$/m	400.00
SUB TOTAL						297069.72
Contingencias		5.00%				14853.49
TOTAL USD \$						311923.21

- **Fuente:** Elaboración propia.

8. COSTOS DE INVERSIÓN EN LA COMUNICACIÓN DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA AL NIVEL 734.

Como ya se determinó en el cuadro N°27 el cálculo del costo total de la infraestructura, se le agrega el costo de equipos y materiales para la ejecución de la misma:

Cuadro N°26. Resumen de inversión de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.

DESCRIPCIÓN	COSTO \$
Costo Total de la Infraestructura	311923.21
Ventilador axial 18,000 CFM	15,000.00
Winche eléctrico 304 HP	50,000.00
Tablero eléctrico 50	1,200.00
Carros mineros U-35	9,000.00
Cable de 26 mm	10,000.00
Electrobomba sumergible 18 kW	8,000.00
Total	405123.21

Fuente: Elaboración propia.

9. COSTOS DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN DE LA MINA.

Cuadro N°27. Inversión en desarrollo y preparación de la mina.

Descripción		Cantidad	Und	PU	\$/Und	Costo Total S/.
By Pass, sección 7' x 7'	Avance	890.00	M	383.34	\$/m	341170.76
	Sostenimiento	3668.71	Pernos	33.52	\$/und	122958.82
Crucero, sección 7' x 7'	Avance	560.00	M	383.34	\$/m	214669.24
	Sostenimiento	2309.88	Pernos	33.52	\$/und	77417.05
Chimenea simple de sección 4' x 4'	Avance	990.00	M	343.25	\$/m	339816.17
	Sostenimiento	3300.00	Pisos	59.16	\$/piso	195222.03
Sub Nivel de sección 3' x 7'	Avance	804.00	M	223.50	\$/m	179694.00
	Sostenimiento	670.00	Cuadros	96.28	\$/und	64508.65
Chimenea doble de sección 4' x 8'	Avance	100.00	M	397.58	\$/m	39758.32
	Sostenimiento	333.33	Pisos	89.58	\$/piso	29859.55
Instalación de rieles (By Pass, Crucero)		1450.00	M	51.64	\$/m coll.	74872.73
Instalación de cambio (By Pass, Crucero)		28.00	Und	100.96	\$/und	2826.91
Construcción de Tolvas		14.00	Und	539.28	\$/und	7549.92
Locomotora de 3 ton eléctricas a batería		2.00	Und	25000.00	\$/und	50000.00
Ventilador axial 20,000 CFM		2.00	Und	10000.00	\$/und	20000.00
Carros mineros U-35		12.00	Und	1500.00	\$/und	18000.00
Tuberías de aire y agua		1200.00	M	3.00	\$/m	3600.00
Manga de ventilación de 18" (60 m. c/u)		20.00	Und	180.00	\$/und	3600.00
Cable eléctrico		1200.00	M	0.80	\$/m	960.00

SUB TOTAL		1,786,484.14
Contingencias	5.00%	89,324.21
TOTAL USD \$		1,875,808.35

Fuente: productividad.

10. COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX).

Cuadro N°28. Inversión en la comunicación del pique inclinado esperanza al nivel 734.

COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX)	
DESCRIPCIÓN	COSTO \$
Sistema de extracción (Inclinado)	405123.21
Preparación mina (Niveles 516 y 566)	1,875,808.35
Total	2,280931.04

- **Fuente:** Elaboración propia.

11. COSTOS DE OPERACIÓN (OPEX).

Resumiendo, los costos de comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734 es:

Cuadro N°29. Inversión del pique inclinado Esperanza.

COSTOS DE OPERACIÓN (OPEX)	
CONCEPTO	COSTO (/TM)
Costo mina	530.00
Costo planta	60.00
Costo transporte	5.00
Costos fijos	123.81
Total	718.81

- **Fuente:** Elaboración propia.

12. VALORIZACIÓN DE RESERVAS Y VIDA DE LA MINA.

Con la comunicación del pique inclinado esperanza al nivel 734 se facilitará la extracción de las reservas por debajo del nivel 516.

Cuadro N°30. Reserva de mineral zona Esperanza.

RESERVA ZONA ESPERANZA			
Veta	Total TMS	Pot. dil. (m)	Ley (Gr/TMS)
Esperanza Norte	93700.32	0.90	12.00
Total	93700.32	0.90	12.00

Fuente: Elaboración propia.

El tonelaje para extraer de la veta Esperanza suma 93700.32 TMS, al ritmo de producción de 110 TMS/Día o 2750.00 TMS/Mes. El cálculo de onzas finos de oro se realiza con la siguiente formula:

$$\text{Oz Au finas} = \text{TMS} \times \text{Ley} \times \text{R.M.} \times \text{Fc}$$

Donde:

TMS : Toneladas métricas de mineral = 93700.32 (ver cuadro N° 31)

Ley : 12.00 Gr/TMS

R.M. : Recuperación metalúrgica = 90%

Fc : factor de conversión = 31.1035 gr/onoz.

Precio de la Onz de Au = 1,900 \$/Onz.

Reemplazando en la ecuación, se tiene:

$$\text{Oz Au finas} = 32535.36 \text{ Onz}$$

Valorización de reservas = 32535.36 Onz x 1,900 \$/Onz.

Valorización de reservas = 61817177.05 \$.

Vida de la mina = 93700.32 TMS / 2750 TMS/Mes x 12 Meses

Vida de la mina = 2.83 $\approx$ 3 años.

13. EVALUACIÓN ECONÓMICOS (VAN, TIR).

La construcción de la comunicación del pique inclinado Nv. 734 de 30°, se ha realizado con la finalidad de incrementar la extracción de mineral. Las consideraciones que se tomaran en cuenta para la evaluación económica son las siguientes:

Monto Total de la Inversión	:	\$ 2,228,093.00
Horizonte del Proyecto	:	3 años.
Tasa de interés Anual	:	15 %

Teniendo el siguiente flujo de caja económico anual:

Cuadro N° 31. Flujo de caja económico anual.

PERIODO (AÑO)	0	1	2	3
Inversión (CAPEX)	2,228,0931.21			
Ingresos				
- Ventas concentrado de Au		15,234,809	15,234,809	15,234,809
Egresos				
- Costos de operación (OPEX)		10,985,813	10,985,813	10,985,813
Utilidad Operativa		4,248,996	4,248,996	4,248,996
- Impuesto a la renta (30%)		1,274,699	1,274,699	1,274,699
Flujo de Caja		2,974,297	2,974,297	2,974,297

Fuente: Productividad Compañía.

Luego Tenemos que el VAN es:

$$VAN = VP_{\text{Beneficios}} - VP_{\text{Costos}}$$

$$VAN = \sum Flujo de Efectivo \left[i = 15\% \rightarrow n = 3 \right] - Inversión$$

$$VAN = \left\{ \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + 0.15)^1} \right) \right] + \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + 0.15)^2} \right) \right] \right. \\ \left. + \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + 0.15)^3} \right) \right] \right\} - 2,257,464.04$$

$$VAN = 5491553.52 - 2,228,093.21$$

$$VAN = \$ 3210622.31$$

Por lo tanto, se puede ver que el proyecto justifica ampliamente la inversión.

Calculando de TIR.

Se tiene:

$$TIR = VP_{\text{Beneficios}} - VP_{\text{Costos}} = 0$$

$$0 = \left\{ \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + x)^1} \right) \right] + \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + x)^2} \right) \right] \right. \\ \left. + \left[2,974,296.98 * \left(\frac{1}{(1 + x)^3} \right) \right] \right\} - 2,228,093.21$$

$$X = 119.25 \%$$

Por tanteo se tiene que se tendrá una TIR de 119.25%, este porcentaje supera la tasa de descuento que es de 15%, esto quiere decir que es viable el proyecto.

Estos indicadores económicos demuestran que la comunicación del pique inclinado esperanza será beneficioso para la compañía minera OREX SAC.

14. INCREMENTO DE PRODUCCIÓN.

Uno de los problemas para poder alcanzar el objetivo, ha sido la reducida capacidad de extracción por el pique 8700 para los tajos de producción y frentes en desarrollo. En los niveles 566, 516, 470; Para lo cual se establece la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734. Con el cual la extracción se incrementará.

El programa de producción está establecido día a día, mes a mes y para un año; se puede decir a corto y mediano plazo. Para lo que se considera lo siguiente:

- ✓ Las reservas de minerales a los que se puede acceder.
- ✓ La capacidad de producción de la mina.
- ✓ La capacidad de procesamiento de la planta de tratamiento.

14.1. Las reservas de minerales accesibles.

Con la comunicación del pique inclinado esperanza al nivel 734, se logrará una mayor capacidad de extracción zona Esperanza, porque se tiene el inclinado 516 que esta generando 14 bloques de 60 m x 40 m entre los niveles 475 y 516 de las vetas Esperanza, con una suma total de 93,700 ton y una ley diluida de 12.00 gr/ton.

14.2. La capacidad de tratamiento.

La capacidad de tratamiento de planta es de 350 ton/día, para lo cual, la producción actual de mina como mínima es de 181 ton/día (ver cuadro N° 32) y Acopio de 120 ton/día, para cumplir con la demanda de la planta de tratamiento se tiene una diferencia de 49

toneladas de mineral; para una solución de esta se tiene que incrementar la producción de mina.

14.3. La capacidad de producción.

La producción pasada de la zona es de 80 ton/día equivalente a 2004 ton/mes con 150 trabajadores/zona y laborando 25 días/mes, en el siguiente cuadro se muestra el programa de producción total y por zonas de la unidad minera:

Cuadro N° 32. Programa mensual de producción por zonas.

Zonas	Programa mensual			% de aporte al programa	
	Tms Prog	Ley Prog	Oz Prog	% Tms	% Onzas
Cero	350.78	8.28	93.37	8%	6%
Nv. 150	998.05	10.08	323.47	22%	19%
Esperanza	2004.67	9.51	613.15	44%	36%
Mercedes	800.00	21.28	547.29	18%	33%
Millonaria	378.81	8.64	105.26	8%	6%
Total general	4532.31	11.55	1682.54	100%	100%

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro siguiente se muestra el análisis de los indicadores de producción de la zona Esperanza.

Cuadro N° 33. Indicadores de producción.

Productividad de la zona Esperanza	
Número total de personal en la zona	150 personas/día
Personal requerido por tajo	3 personas/gd
Número de tajos en la zona	7 tajos
Número de cortes por mes	0.50 cortes/mes
Rotura programada por mes en la zona	2004.00 Tm/mes
Ley programada en la zona	12.00 Gr/Tm
Rendimiento del personal	0.53 Tm/Hr-gd

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se realiza la distribución de personal adecuada, empleando el mismo número de personal que cuenta la zona (150 trabajadores/día). Ver cuadro N° 34.

Cuadro N° 34. Distribución de personal de zona Esperanza.

Ocupación	Guardía	
	Día	Noche
Producción (7 tajos)	21	21
en preparación (3tajos)	9	9
Wincheros Nv. 734	3	3
Winchero NV. 566	2	2
Baldero Nv 566	2	2
Wincheros Nv. 516 - Pique inclinado	2	2
Balderos Nv. 516	2	2
Wincheros Nv. 516 -pique inclinado	2	2
Motoristas Nv. 734	2	2
Motoristas Nv. 566	2	2
Motoristas Nv. 516	2	2
Motorista Nv. 470	2	2
Rehabilitación	8	8
Supervisión	6	6
Logístico	6	6
Personal de retén	4	4
Total de personal	75	75

Fuente: Elaboración propia.

La distribución adecuada de personal justifica para 7 tajos, el cual incrementa de 5 a 7 tajos equivalente en 56.25 % en producción en la zona Esperanza y de 0.53 a 0.73 ton/hr-gd de rendimiento. **Cuadro N° 35.** Análisis de producción de la zona.

Producción de mineral			
Mineral	TM/Día	TM/Mes	TM/Hr-Gd
Producción	80.00	2000.00	0.53
Nueva producción	110.00	2750.00	0.73

Fuente:Elaboración propia.

Realizado el análisis, satisface todos los factores para el incremento de producción de la zona, el cual nos permitirá la producción de 15 toneladas adicionales, equivalente a 30 ton/día.

CAPITULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

1. ANÁLISIS DE RESULTADOS TÉCNICOS.

Resumen de la evaluación geomecánica

Evaluación Geomecánica	
Litología	Granodiorita
Cobertura	356 m. (entre niveles 734 y 566)
Grado de alteración (A)	A3 Roca moderadamente alterada
Grado de resistencia (R)	Roca buena (= 213 Mpa)
Tipo de roca	Roca Regular
Grado de fracturamiento	Muy fracturada
RQD	48%
RMR (clase / valor)	Clase III, Valor 58
GSI	53
Índice de Bartón (Q)	2.72
Abertura máxima	4.35 m. - Estable
Tiempo de auto sostenimiento	7 meses
Análisis de resultados y recomendación del Diseño de sostenimiento a emplearse en la construcción del pique inclinado esperanza. Se recomienda usar: Pernos helicoidales (4pies/6pies) y/o Split Set (4pies/6pies) en complemento c/s malla electrosoldada. Por ser una labor permanente.	

Discusión; Los resultados obtenidos en la evaluación geomecánica coinciden con los resultados geomecánicos obtenidos por W. Huaracha (2021). Mientras en el trabajo de C.

Velarde (2019) los parámetros geomecánicos obtenidos están dentro del parámetro, justificando que pertenecen al mismo yacimiento el batolito de la costa formación Incahuasi.

2. ANÁLISIS DE RESULTADOS ECONÓMICOS.

a. Para verificar si la inversión es rentable hallamos el valor actual neto (VAN) de la construcción y preparación de la mina hasta su explotación, que nos da un valor de: $VAN = \$ 3210622.31$. Lo que representa 140.76% de la inversión, lo que lo hace rentable la inversión en el presente proyecto.

b. Hallando la tasa interna de retorno (TIR), se estima en un 119.25% que supera ampliamente a la tasa de descuento que aplica de un 15%, bajo este indicador podemos decir que es viable el proyecto de la construcción de la comunicación del pique inclinado Esperanza.

Discusión; los resultados obtenidos dan una rentabilidad que es favorable para la empresa, teniendo los resultados de W. Huaracha (2021) se muestra una rentabilidad más alta, inversión más baja por que la construcción del inclinado es menor en longitud, lo que justifica; con respecto a C. Velarde (2019) tiene una inversión y una rentabilidad menores por relación a la magnitud del proyecto. En ambos casos demuestran la rentabilidad en la construcción de inclinados.

3. FACTORES QUE FACILITARÁN EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN POR EL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.

Los factores que facilitaran el incremento de la producción son:

- a. La extracción directa del material del nivel 516 al nivel 734. Eliminando el cuello de botella que existió en el nivel 566.

- b. Reducción del personal en los niveles 566 y 546.

4. POSIBILIDAD DE INCREMENTO DE PRODUCCIÓN ATREVEZ DEL PIQUE INCLINADO ESPERANZA.

- a. La posibilidad de incrementar la producción a través del proyecto es la capacidad del poder de extracción que brindará el presente proyecto que será en una cantidad promedio de 360 toneladas de material por día, que da un margen muy amplio de incrementar los frentes de trabajo.
- b. Y el pique 8700, se destina a otros fines, como para el transporte de personal, ganando más tiempo efectivo de trabajo y reduciendo la fatiga que ocasiona ingresar por a pie bajando por escaleras hasta los niveles de trabajo.

5. COMENTARIOS FINALES.

- a. El presente proyecto es una respuesta a la falta de capacidad de extracción de material (mineral y desmonte) que existe en la zona esperanza ya que se tiene reservas probadas en los niveles 470 – 516 y teniendo tajos activos en los niveles 516 - 566 y con frentes limitados en sus avances por falta de un sistema de extracción más efectivo.
- b. En la zona esperanza se tiene para desarrollar 14 bloques de 60 m x 50 m, entre los niveles 470 y 516 y 14 boques entre el nivel 516 y 566 de la veta Esperanza, con una suma total de 91,700 toneladas e incrementando la producción de 80 a 110 toneladas de mineral por día.

CONCLUSIONES.

1. De acuerdo con los resultados obtenidos en las operaciones se determina que la capacidad de extracción es 110 Tm/D, ampliamente mayor a la que se tenía 80 Tm/día, lo que incrementa la productividad.
2. De acuerdo con la evaluación de las características Geomecánicas en la comunicación del pique inclinado Esperanza Nv. 566 al nivel 734, se determinó el macizo rocoso de clase III, que es de calidad regular (RMR de 58), con una presencia de roca semidura a dura (resistencia a la compresión 213 Mpa), el sostenimiento a utilizado es pernos helicoidales de 5 pies y 22 mm. de diámetro con mallas electrosoldadas galvanizadas de 4 pulgadas de cocada.
3. El plan de comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734; se estimó un tiempo de ejecución de 157 días para realizar todas las obras con los parámetros hallados.
4. Respecto a lo económico la factibilidad económica de la comunicación del pique inclinando Esperanza al nivel 734, el costo total de construcción de la infraestructura e implementación de equipos asciende a \$ 405123.21 con un VAN positivo de \$ = \$ 3210622.31 y un TIR de 119.25 %, considerando una tasa de descuento de 15% anual, con estos parámetros obtenidos el proyecto es rentable.

RECOMENDACIONES.

1. Se recomienda realizar exploraciones por debajo del nivel 470 por parte del área de Geología, para elaborar un nuevo proyecto y seguir incrementando las reservas de mineral de la zona Esperanza y hacer uso del inclinado Esperanza, en la unidad minera San Juan de Arequipa.
2. En pique inclinado Esperanza, recomienda seleccionar a los colaboradores idóneos y calificados que cuenten con la experiencia necesaria para los trabajos de izaje en inclinados.
3. Se recomienda inspecciones especializadas para la evaluación del sistema de izaje de empresas especializadas.

BIBLIOGRAFIA.

- Apuntes de maquinaria minera I, máximo Mayta.
- ATLAS COPCO (2015) compresores industriales de piston, Belgica.
- BERNARDO CAÑAVI DEMETRIO, Universidad Nacional del Centro del Perú (2019) – “*Modelamiento de la carga de extracción de los sistemas de izaje para dimensionar la potencia del motor en la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A*”
- Diccionario geológico, Jorge Dávila burga, Lima Perú - 2006
- FERNÁNDEZ Y BATISTA, (2017) “*Metodología de la investigación*” SEXTA edición MCGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A. (México)
- HUARACHO WILBER (2021), “Construcción Del Pique Inclinado Mercedes – Nv 480 Para Mejorar La Producción En La Unidad Minera San Juan De Arequipa” Universidad Nacional De San Antonio Abad Del Cusco.
- LINO DAVID ARIAS CALLA, Pontificia Universidad Católica del Perú –Sección Ingeniería de minas (2013) – “*PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN*”
- Manual de geomecánica, conociendo la roca.
- Manual práctico de voladura, Exsa España.
- REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL Ds 024 -2016 y su modificatoria Ds 023-2017.
- ROBERT PEELE (1918) “*Mining Engineers Hand book*”. THIRD EDITION tenth printing, American university center.
- VELARDE F. CESAR (2019), “Construcción Del Pique Inclinado 223 Para El Incremento De Reservas Minerales En La Veta Paola, Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa” Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

- Catálogo de cables Camesa, 2008.
- Instituto Tecnológico Geominero de España, Área de seguridad minera “CAL CVOL” cálculo y diseño de voladura.
- C LOPEZ JIMENO y M. BUSTILLO REVUELTA, Manual de Excavación y evaluación Minera.
- A. NOVITSKY (1965) “*transporte y extracción en minas a cielo abierto*”.
- SPM “sistema práctico minero”.

ANEXOS.

ANEXO 1. ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO

1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.

1.1. UBICACIÓN

La mina la unidad minera San Juan de Arequipa, está ubicada en el lado occidental de la Cordillera de los Andes, por la franja del batolito costa, por la Costa Sur del Perú, el extremo sur de la franja aurífera de Nazca-Ocoña, la empresa minera CENTURY MINING PERÚ SAC, ahora Compañía Minera OREX S.A.C., tiene sus operaciones ubicadas en el valle de San Juan de Churunga, distrito Rio Grande-IQUIPI, provincia de Condesuyos, Región de Arequipa.

las coordenadas UTM se tomaron como referencia el punto centro del campamento.

Cuadro N° 36, *Coordenadas de ubicación de la Unidad minera.*

Datum WGS 84	
Latitud 13°56'172" S	Longitud 73°02'47" W
Coordenadas UTM	
Coordenadas Este 712473	Coordenadas Norte 8236528
Coordenada Este 712987	Coordenada Norte 8236070
Zona 18 Banda L	Altitud Promedio 750 <u>m.s.n.m</u>

Fuente: Propia

1.2.1. Ubicación del pique zona Esperanza Esperanza

Ilustración 38. Ubicación de las zonas de trabajo en la unidad minera.



Fuente: vista satelital.

1.3. TOPOGRAFÍA

La topografía del lugar contempla de un terreno accidentado ya que está atravesado por una serie de quebradas, de manera significativa está presente el Valle de Chorunga. Las elevaciones que se presentan son bastante altas con apariencia general bastante empinadas y desiguales y abruptas, la zona presenta una meseta costera. En general la topografía que se presenta en de sistemas tipos dendríticos a casi paralelos en tipos de rocas intrusivas y rocas sedimentarias, respectivamente.

1.4. CLIMA Y VEGETACIÓN.

1.4.1. CLIMA

El clima es de tipo seco semicálido, que es un clima típico subtropical costero, las características meteorológicas son las siguientes:

a. Temperatura

Los cambios de temperatura son los siguientes:

- Temperatura máxima de verano: 25°C Temperatura mínima de verano 15°C.
- Temperatura máxima en invierno: 18°C Temperatura mínima en invierno: 6°C.

Lluvia.

b. Precipitación

Los cambios durante el año son los siguientes:

- La precipitación máxima extremo mensual es de 4 mm.
- Precipitación media mensual es de 2 mm.
- La precipitación mínima mensual es de 0,3 mm.
- Precipitación anual es de 24mm.

c. Humedad relativa

Humedad relativa media mensual: 75%°

d. Evaporación

- Evaporación máxima mensual llega a: 141,4 mm
- Evaporación mínima mensual es de: 107,9 mm
- Evaporación media mensual es: 123,2 mm

1.4.2. VEGETACIÓN

Por el Valle de San Juan de Chorunga encontramos una variedad de árboles frutales como: duraznos, higos, guayabas, aguacates, mangos, ciruelas, peras, uvas, etc. Actualmente

San Juan es parte del proyecto de cultivo de aguacate de Sierra Exportadora, que da los primeros frutos desde hace unos cuatro años y genera fuentes de empleo adicionales. El valle se caracteriza por producir vinos y pisco de uvas moscatel, que se cosechan en abril. Cada finca pasa por cerca de dos días de ceremonias de preparación y almacenamiento, y los productos se comercializan de junio a julio.

2. RECURSOS.

2.1. RECURSO HUMANO

El 10% de la población está empleada en la agricultura y el resto en la minería, de los cuales el 60% trabaja en empresas y el 40% en minería artesanal. La minería artesanal en esta región se caracteriza por la mano de obra intensiva y el uso mínimo de equipos, por existir vetas muy delgadas y de mejor calidad. Las vetas son generalmente de 1 a 10 cm de potencia y las leyes de oro varían de 1 a 80 Oz/TM. Las vetas se desarrollan como depósitos de oro en rocas estériles o áreas donde el contenido de oro es muy bajo. Los mineros extraen selectivamente las vetas y eluden el paso de la minería que generalmente sigue al paso de minería formal, reduciendo así los costos de procesamiento. El método que se aplica es del Circado (minería selectiva) implica la perforación, voladura y extracción de la roca estéril antes por debajo de la veta (en el caso de una veta de manto) y desde los bordes adyacentes (en el caso de una veta vertical). manteniendo una altura considerable para mantener la accesibilidad y continuar el progreso. La disposición del corte se realiza por fuera de la obra, si el corte es poco profundo, o por dentro, si el corte es profundo y/o requiere mayor apoyo. Los mineros artesanales alcanzan alrededor de 1,6 g por lata (35kg). extrayendo el mineral de veta con mucho cuidado aplicando un cincel o un pico y sin usar explosivos, luego se coloca los minerales sobre la manta. Los minerales extraídos son enviados para su

procesamiento en quimbaletes, en promedio una cantidad de 35kg por cada 30 minutos a mas según contenga el metal valioso.

2.2. RECURSOS HIDRÍCOS

En el Valle de San Juan de Chorunga , el agua es un gran problema porque no hay una fuente permanente de agua y los canales del río Chorunga tienen poquísima agua, durante la temporada de verano de enero a marzo las aguas de los ríos Agua Blanca y Chalhuané juegan un papel importante ya que alimenta el acuífero del lecho del río Chorunga, recorriendo 11,5 km. Aproximadamente aguas abajo toda la microcuenca San Juan de Chorunga uniéndose a la cuenca del río Ocoña, por donde discurre agua constante durante todo el año y es el principal recurso hídrico de la región. El principal recurso hídrico en la microcuenca del valle Chorunga esta discurre a una profundidad de 10 a 20 m a lo largo de la quebrada, proveniente de la infiltración y saturación durante el flujo en la temporada; De enero a marzo, de lluvia y las inundaciones en las partes altas vertientes de la quebrada. El caudal total de agua subterránea para el campamento y uso industrial es de alrededor de 30 litro/segundo.

2.3. RECURSO ELÉCTRICO

La energía eléctrica en la Unidad Minera San Juan de Arequipa es alimentada por la empresa SEAL y generada por los siguientes grupos electrógenos:

Se tiene un requerimiento de 2.0 megas o 2000 Kw de necesidad de energía eléctrica, nuestra generación eléctrica es de 2.25 megas la cual está cubierta actualmente con el reemplazo de 2 grupos Kato de proveedor Energía Peruana, este consumo se distribuye en 900 kw para mina, 600 kw para planta, 120 kw en acopio y 100 kw en campamento, teniendo un consumo promedio de 2000 Kw.

Para el suministro de energía en la minera, es generada a partir de grupo electrógeno con motores a combustión interna consumiendo un promedio de 45000.00 gls. De petróleo al mes.

3. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.

Debido a diferentes períodos de inyección de magma, en toda el área de San Juan, se formaron rocas ígneas intrusivas de diversas composiciones, las cuales formaron diorita, diorita en grano y tonalitas perteneciente a la formación rocosa costera (batolito de la costa), en las épocas del Cretácico Superior - Terciario Inferior. El lecho del río Chorunga, muestra un conglomerado cuaternario no consolidado que forma depósitos aluviales, fluviales con fragmentos heterogéneos de roca compuesta de grava, arena y arcilla, sin estrato definido.

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

Los diversos tipos de rocas, que van desde sedimentarias hasta volcánicas, tienen una geología compleja impregnada de una larga historia geológica, posiblemente comenzando con la deposición y acumulación de un gran paquete sedimentario perteneciente al Grupo Yura, particularmente la Formación Labra y Cachios. Ubicado en la parte suroeste del plano geológico regional, después del proceso de deposición, un fuerte magmatismo comenzó a crear arcos de islas, desplazándose hacia el continente, engrosando la corteza continental y, junto con la tectónica orogénica(hercinica), generándose la primera fuerza compresiva. junto con este proceso, el magmatismo calizo se introduce al continente, generando un material calco alcasino magmatico de tipo plutónico formando una matriz rocosa (batolito) ligeramente orientada a lo largo del eje andino. (Acosta , Alvan y Hillebrandt,).

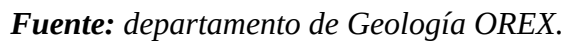


Ilustración 39. Comuna Estratigráfica Regional.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL CUADRANGULO DE PAUSA Y CARAVELI

ERA	SIST	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		ESP (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	EDAD
CUATERNARIO		HOLOCENO	Depósitos Aluviales		150		Clastos de roca de diferente composición (andesita, anfibolita, tufo dacítico, aglomerados volcánicos, calizas, areniscas,	2.0
		PLIOCENO	Volc. Sencca		80		Tobas y brechas tobácea de naturaleza dacítica o riolítica.	14.8
			Fm. Huaylillas		100		Tobas dacíticas, riolíticas de color blanco, rosado.	
		MIOCENO					Secuencia gruesa de arenisca calcárea de granomedio a grueso, forma angular con niveles de conglomerado fino y abundante material piroclástico.	33.9
			Fm. Camaná		500			
							Discordancia Erosional	
		EOCENO	Fm. Paracas		350		Areniscas de grano grueso como conglomeráticas, cemento calcáreo, interestratificaciones de lutitas, arcillas, calcarenitas y margas.	39.0
			Miembro Altos de Calpa				Conglomerados heterogéneos poco consolidados y mal clasificados con areniscas y piroclastos que presenta niveles de tobas blanquecinas.	
			Miembro Cuno Cuno		710		Clastos bien estratificados y compactos que alternan niveles de conglomerados finos y limonitas.	
			Miembro Cruz blanca				Conglomerados redondeados a subredondeados que son de origen intrusivo, volcánico, sedimentario sedimentario y metamórfico.	
PALEOCENO							Discordancia Erosional	58.0
			Fm. San José		260		Areniscas, lutitas y arcillas finamente estratificados intercruzada con venillas de yeso e intercaladas con niveles deconglomerados.	
JURASICO		MALM	Formación	Grupo Yura	Labra		COMPLEJO BELLA UNION Areniscas grises de grano medio interestratificadas con cuarcitas blanquecinas de 10-50 cm de grosor con niveles delgados de lutitas de color grises oscuras a negras.	65.0
					Cachios			
			Complejo Basal		?		BATOLITO DE LA COSTA Diorita Gneis	250
								2000

Fuente: Departamento de Geología Cia.

3.2. GEOLOGÍA LOCAL.

La geología local del área de estudio está compuesta principalmente por tipo de roca hipabisal (Complejo Bella Unión) y rocas intrusivas plutónicas (Batolito Costero). Un estudio de (Cobbing y Pitcher) detalló las segmentaciones de unidades y superunidades plutónicas y lecho rocoso costero, y comparó segmentos dentro de unidades y superunidades en términos de composición y tectónico estructural.

Ilustración 40. Columna Estratigrafica Local.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA LOCAL

ERA	SIST	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		ESP (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	EDAD
CUATERNARIO		HOLOCENO	Depósitos Aluviales		150		Clastos de roca de diferente composición (andesita, anfibolita, tufo dacítico, aglomerados volcánicos, calizas, areniscas,	20
		PLIOCENO	Volcánicos Sencca		80		Tobas y brechas tobáceas de naturaleza dacítica o riolítica.	
		EOCENO		Miembro Altos de Calpa	710		Conglomerados heterogéneos poco consolidados y mal clasificados con areniscas y piroclastos que presenta niveles de tobas blanquecinas.	12.5
				Miembro Cuno Cuno			Clastos bien estratificados y compactos que alternan niveles de conglomerados finos y limonitas.	
				Miembro Cruz blanca			Conglomerados redondeados a subredondeados que son de origen intrusivo, volcánico, sedimentario sedimentario y metamórfico.	
JURASICO	MALM	Formación	Grupo Yura	Labra	280		COMPLEJO BELLA UNION Areniscas grises de grano medio interestratificadas con cuarcitas blanquecinas de 10-50 cm de grosor con niveles delgados de lutitas de color grises oscuras a negras.	58.0
				Cachios				250
			Complejo Basal		?		BATOLITO DE LA COSTA Diorita Gneis	2000

Fuente: Departamento de Geología Cia..

3.2.1. Batolito de la costa.

a. Super unidad incahuasi

La Superunidad Incahuasi está compuesta principalmente por rocas intrusivas de diorita, granodiorita y tonalitas provenientes de la etapa de pulsación magmática y

emplazamiento de cuerpos rocosos tardíos, y como representante, monzodiorita y diorita se ubican en los márgenes o bordes de dicha superunidad. (Victor P.G 1983).

Ilustración 41. Se muestra la fotografía de la diorita.



Fuente: propia

Ilustración 42. Roca Granodiorita.



Fuente: propia

b. Complejo bella unión.

Es descrito Con este nombre por (Caldas Vidal), por componerse de roca andecíticas y dacíticas, este complejo se encuentra en el cuadrángulo de Acari, pero se Continúa usando el mismo nombre para referirse a rocas subvolcánicas de brecha, encontrado en Minas como Calpa, Río Atico y en la pampa de sondor en la jurisdicción de cuadrángulo de chaparra.

El Complejo Bella Unión está en contacto con metasedimentos precámbricos que se encuentran como roca encajónante siendo metamorfizado por cuerpos intrusivos de las unidades de Incahuasi y Tiabaya, debido a este fenómeno, el mineral es ferromagnesiana cloritizada estas rocas, además tienen una desiminada presencia de pirita.

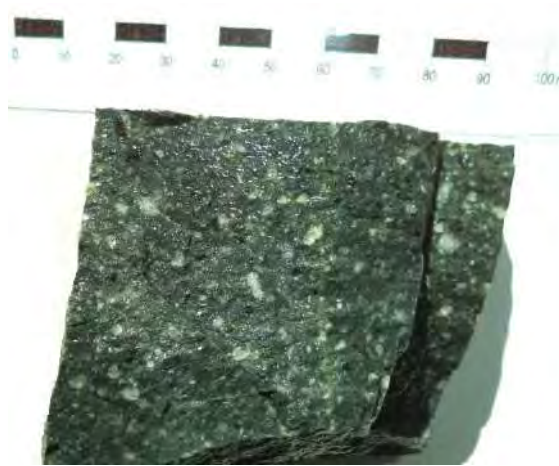
c. Andesita

Las rocas se encuentran en forma de diques que cortan intrusiones, que son láminas de discordancia que rellenan grietas, y los diques en el área de estudio indican grandes plutones generalmente orientados de este a oeste paralelos a los diques en varios buzamientos. A lo largo de la Veta Mercedes, los diques de pórfido de andesita actúan como controles litológicos debido a los fluidos minerales en la interface entre la andesita y las rocas intrusivas.

Se pueden distinguir dos tipos de diques por su estructura, uno se denomina andesita, que tiene una estructura de pórfido de color verde grisáceo oscuro a negro, la presencia de fenocristales indica un enfriamiento lento de la cristalización de la hornblenda y plagioclasas, y el otro tipo de dique es llamada andesita, que tiene una estructura afántica, que después las estructuras se diferencian por el tamaño de los cristales, en las plagioclasas que son microcristalinos.

Entre los grados de alteraciones hidrotermales de diques que encontramos, muestran una variedad de dique entre silificación y propilitización.

Ilustración 43. Roca Andecita.



Fuente: propia

d. Monzonita

La monzonita está presente en los diques que se encuentran en la parte este de la veta Mercedes, más ancha que la veta de pórfido andesítica, y el pórfido de monzonita se encuentra entre la veta norte y la veta sur, lo que indica que la estructura tiene una tendencia a tomar una estructura tabular la cual tuvo la función conducto como canal de Circulación de fluidos hidrotermales.

4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

Las formaciones geológicas estructurales son muy importantes para tener una interpretación de la estructura componente en el lugar del estudio, de esa manera correlacionar el modelo experimental con estructura predominante en la zona.

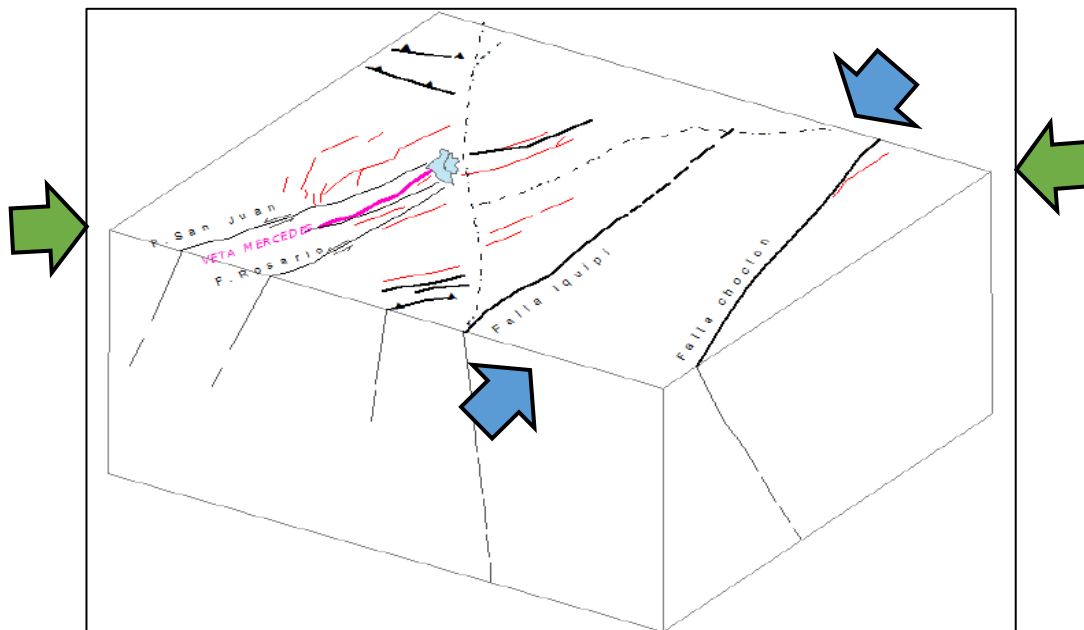
Según La teoría de fallas de (Anderson) Las características estructurales de las fracturas, diaclasas y estructuras mineralizadas (vetas) son el resultado de esfuerzos llamados

tensores, los esfuerzos aplicados a la roca moldearán la dinámica de comportamiento de la estructura, produciendo diferentes tipos de fallas dependiendo de la dirección de la fuerza tensor produciendo diversas fallas.

Esto significa que la superficie de la Tierra está muy cerca del plano de la tensión principal, y una de las tensiones principales debe ser polar o normal a la superficie de la Tierra. Debido a que la superficie de la Tierra es regionalmente casi horizontal, esto significa que, en la mayor parte de la superficie de la Tierra, una de las tensiones principales es vertical, mientras que las otras dos son horizontales. (Waldron y Morgan)

Estas direcciones se estudian utilizando métodos de estudio estructural y estadísticos, como el estereograma, diagrama de rosa , diagrama de contorno y además del método del diedro recto.

Ilustración 44. Representación de los Esfuerzos en la corteza



Fuente: departamento de geología Cía.

5. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

Veta Mercedes y Esperanza es reconocida y catalogada como una de la veta hidrotermal de oro más profundas dentro del gran cuerpo (batolito de la costa), los procesos mineralógicos han sido muy variados y complejos, en este capítulo se revisará la caracterización mineralógicos de las zonas de mena, ganga y su relación con el comportamiento estructural.

5.1. Mineralización.

Las vetas de cuarzo varían en grosor desde unos pocos centímetros hasta unos 2 metros. Asimismo, El rumbo de las vetas varía de N60°W, N85°W con dirección de E-W, con buzamiento va desde los 60°N-NE hasta los 85°N-NE.

La mineralización en la zona de San Juan Chorunga consiste en cuarzo, pirita cristalina, pirita amorfa de grano fino, magnetita, especularita. Los depósitos adicionales son posibles en las zonas de San Juan y Mercedes 2 con dirección del este y al oeste dependiendo de los controles de calidad diarios.

De las cinco zonas desarrolladas, la zona Mercedes 2 y la zona Esperanza tienen el mayor potencial en depósitos mineralizados.

5.2. Mineralogía.

El yacimiento San Juan Chorunga presenta dos grupos de minerales característicos: el primer grupo principal consiste en "cuarzo-pirita-oro", seguido de un segundo grupo polimetálico "cuarzo-esfalerita-mineral calcopirita-galena y trozas de pirrotina ", propio de depósitos básicos profundos con mineralización.

El oro se presenta como inclusiones en los cuarzos, que se encuentran principalmente acompañados de pirita masiva de apariencia grisácea oscura, mientras que la pirita clara indica pobreza. Según el análisis microscópico, los minerales reconocidos son: oro nativo, pirita, calcopirita, galena, esfalerita, magnetita, tetraedronita, azurita, hematita, limonita, cuarzo, clarita y calcitas; por otro lado también están presentes jarosita, goethita, maficita, calancantita, yeso y psilomilano.

5.3. Sistemas de vetas.

En la unidad minera existen dos sistemas de vetas importantes:

5.3.1. Veta San Juan

El depósito ocurre en las fracturas con mineralización aurífera de origen hidrotermal, epigenético y genético profundo; su morfología es tabular además tiene forma de rosario, serpenteante o sinuoso con dirección de este a oeste y tiene un buzamiento hacia el norte. Las vetas de afloramiento se extienden hasta 4 km y varían en potencia de 0,01 a 1,20 m, entre ellas, la intensidad de veta es en su mayoría de 0,25 m, y las más importantes son grietas de relleno y estructuras diseminadas, asimismo su estructura consiste en varias microvetas de cuarzo y clorita de un centímetro de ancho con fallas no mineralizadas que forman las vetas norte y sur.

Además, la caja sufre alteración hidrotermal, potásica, silicificación y piritización teniendo presencia de diorita, a veces, cloración silicificada y andesita afánitica como caja o roca huésped.

La profundidad de la veta San Juan es de unos 1000 metros. Actualmente alcanza una altura o cota de 470 m.s.n.m.

5.3.2. Veta Mercedes

Esta veta está formada en las fracturas y es la unión de los ramales norte-sur con una separación de 10 m, con potencia que varían de unos pocos centímetros hasta 1 metros de espesor, generalmente con una tendencia este-oeste y noroeste, con buzamientos que van de 70 a 80 grados hacia el sur y al norte.

Esta tiene más de 800 metros de profundidad. Sin embargo, en el nivel 480 se encuentra minerales básicos como: calcopirita, galena, esfalerita, magnetita y hematita. y lentes minerales que encapsulan con carbonatos. Los minerales de esta veta están parcialmente contenidos hasta el nivel freático en una extensión vertical de 440 m.

En superficie, la estructura de la veta tiene una longitud de 5 km y la mineralización es similar a la de la veta San Juan, aunque la ley de oro es mayor, lo que significa que los cuerpos son menos permeables y contienen más solución mineralizado

5.4. Reservas probadas y probables de mineral.

Los yacimientos que están en reservas están en vetas con contenido auríferos, entre ellas, el principal mineral es la pirita aurífera, estas vetas son lenticulares (tipo Rosario) y en rocas intrusivas (granodiorita).

reservas minerales probadas y probables en la siguiente tabla:

Tabla 27. Reservas de mineral de la veta Mercedes y Veta san Juan

SISTEMA	VETAS	TM diluida	Pot. dil. (m)	Ley (Gr/TMS)
Veta Mercedes	Mercedes Norte	23831.00	0.80	23.85
	Mercedes Split	1283.00	0.50	25.13
	Norte			
	Total	25114.00	0.78	23.92

SISTEMA	VETAS	TM diluida	Pot. dil. (m)	Ley (Gr/TMS)
Veta San Juan	San Juan Norte	7946.00	0.80	18.33
	San Juan	12730.00	0.80	15.92
	Intermedia			
	San Juan Sur	14315.00	0.80	10.46
	Total	34991.00	0.80	14.23

Fuente: Departamento de geología minera OREX.

5.5. Ley de corte (Cut-Off).

Es la ley mínima que debe tener el mineral en un yacimiento para ser económicamente explotado, es decir, la concentración que puede cubrir los costos de su extracción, procesamiento y comercialización.

La ley de corte de la unidad minera es de 6 Au gr/tm, y 6,8 Au gr/tm en la zona de la veta Esperanza.

6. GEOMECÁNICA DEL YACIMIENTO.

6.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO

En las vetas de Mercedes y San Juan, las rocas predominantes son la Granodiorita – Tonalita, que pertenecen a la formación de la unidad Incahuasi del batolito costero.

La clasificación del macizo rocoso en las vetas Mercedes y San Juan se describe en el siguiente cuadro:

Tabla 28, Clasificación Geomecánica de las rocas en la unidad minera.

LITOLOGÍA	RMR	RMR PROMEDIO	CALIDAD
Mineral	26-57	42	Regular B
Falsa caja granodiorita	25-37	30	Mala B
Falsa caja dique	20-35	25	Mala B
Intrusivo	49-58	54	Regular B
Dique	30-45	35	Mala A

Fuente: Departamento de Geomecánica.

El método de explotación se elige teniendo en cuenta las propiedades geomecánicas del yacimiento y el buzamiento dominante (70° a 80°) de filones a ser extraídas en operaciones en minas subterránea. Las áreas Mercedes y Esperanza de la mina San Juan de Arequipa utilizaron el método de "corte y relleno ascendente" y su variante "corte y relleno de brea Sting" utilizando relaves y desmonte en relleno para tajeo, obtenido en las labores de desarrollo y de profundizaciones

6.2. CORTE Y RELLENO

6.2.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE –BREASTING.

La explotación en la minería subterránea se lleva a cabo realizando cortes verticalmente ascendentes desde las labores preparadas, rellenándose con material roto para seguir avanzando, después recuperar el mineral roto y finalmente relleno los tajos vacíos con desmonte necesario.

La altura de los puentes que se va dejando para mantener la estabilidad de la labor varía de 1.5 a 2.5 m, aunque el puente no ha sido abandonado recientemente, debido a que la planta baja se forma a partir de la unión con la veta, a 15 m de la veta, formada por un bypass colocado sobre el suelo de la caja.

También se construyen ventanas o espacios de comunicación con la chimenea desde lo cual se abastece el relleno, dejando cuerpo o pilares entre ellas de 2m de largo y 3m de altura, con el fin de mantener la chimenea que son utilizada para servicio y transporte del material.

La actividad de la perforación se realiza con máquinas de perforación neumática Jack leg o Stopper de marca SECO, para vetas con buzamientos casi verticales. sin embargo, se

requiere una altura de perforación adecuada de hasta 2,4 m para perforar cómoda y adecuadamente, se tiene juegos de barreno desde 3', 4' y 6' con las brocas correspondientes de 38 mm y 36 mm.

Para la limpieza y de frentes y extracción de mineral y posterior relleno de tajo se realiza con winche eléctrico de 2 tamboras de marca JOY 15HP o BALDOR, que van instalado y anclado en el piso a una distancia del echadero o buzón a 4.5 a 6 metros.

El material o desmonte que se extrae desde las labores de desarrollo y de los mismos tajos de mineral de baja ley que se considera desmonte se usa para el relleno de los tajos.

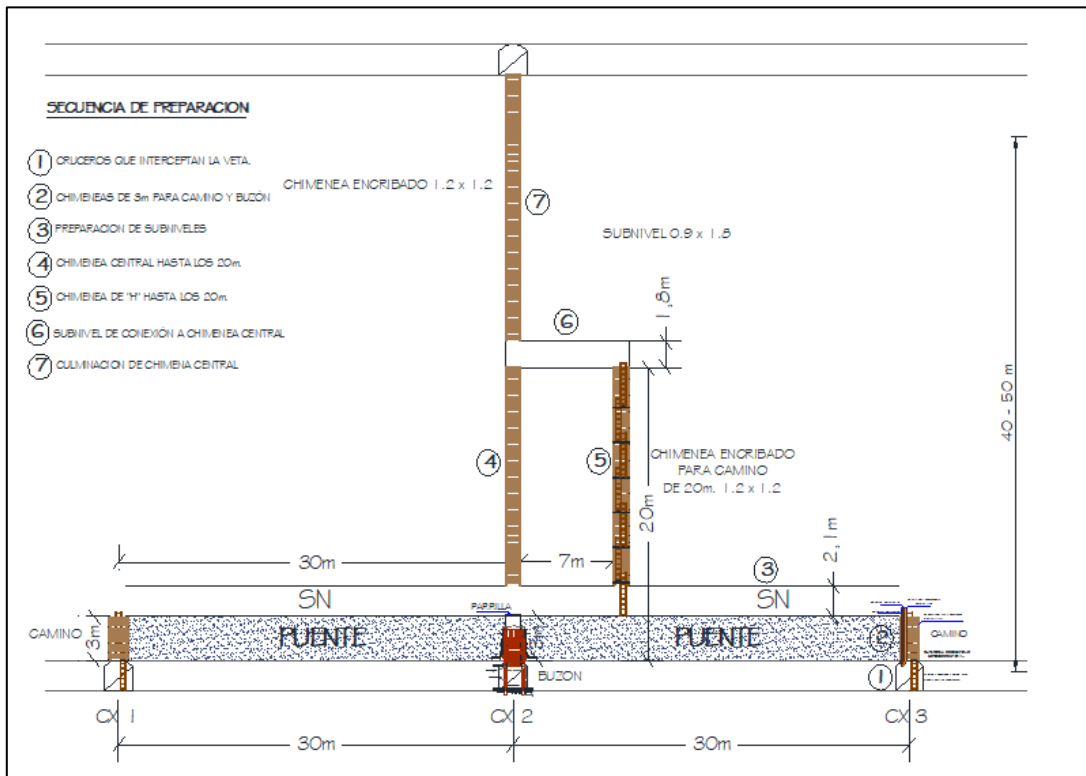
6.2.2. PREPARACIÓN DE TAJOS

Las dimensiones de los tajos son de 60 metros de largo con altura de hasta 40m y 50m, como se contempla en diseño, elaborar una chimenea en la parte central del block, que se ejecutará en tipo “H”, la cual tendrá uso como buzón para echadero de material y traslado de servicios, asimismo las dos chimeneas laterales serán para el acceso y además durante el corte contribuye a la explotación continua y segura.

A continuación, se detalla la preparación del tajo:

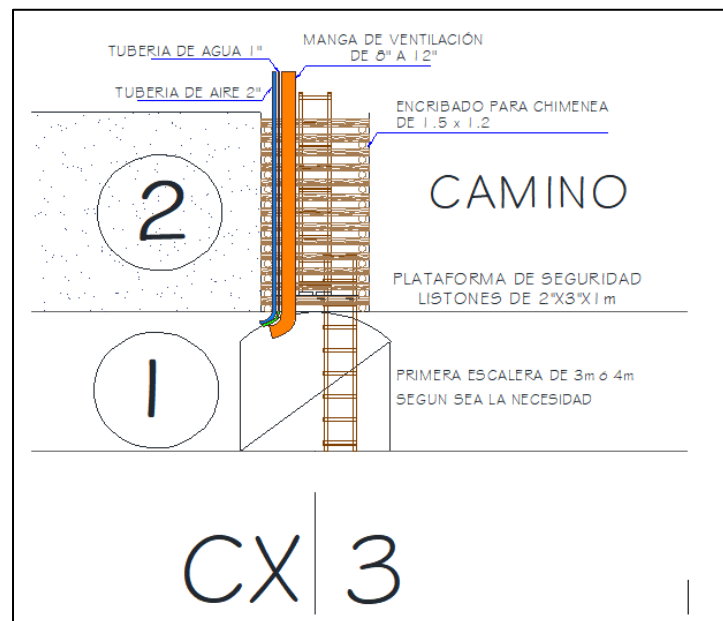
- Construcción de bypass, paralelo a la veta, a una distancia de 10-15m.
- Interceptar por el crucero de by pass hacia la veta para la construcción de caminos y/o buzones.
- Construcción de pasos y acceso laterales y buzones.
- Preparación de subniveles considerando puentes de 3 m.
- Construcción de chimeneas centrales de hasta 20 m de longitud.
- Construcción de chimenea en lo extremo a cada 7 m.
- Conexión de la chimenea central con subnivel de conexión.

Ilustración 45. Diseño y Preparación de un tajo.



Fuente: Departamento de Planeamiento CIA.

Ilustración 46. Diseño de camino en tajo.



Fuente: Departamento de Planeamiento de CIA.

6.2.3. DESCRIPCIÓN DEL CICLO DE MINADO

El ciclo de minado consiste en la realización de las operaciones unitarias que involucra la perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, carguío y transporte de material roto, estas actividades son de suma importancia en cualquier operación minera, para poder extraer el material.

Las etapas del ciclo de minado se describen a continuación.

a. PERFORACIÓN

Esta es la primera operación unitaria y lo más importante a considerar, para realizar la perforación ante todo se debe de tener en cuenta la propiedades y características de la roca , para enseguida realizar el diseño, teniendo en cuenta de los taladros necesarios para el frente de trabajo, además de la cantidad de explosivo y accesorios, considerando el factor de potencia para lograr una eficiente fractura de roca.

Ilustración 47. Máquina Perforadora de la Marca seco.



Fuente: Maquinaria de minería.

Ilustración 48. Partes de un Barreno.

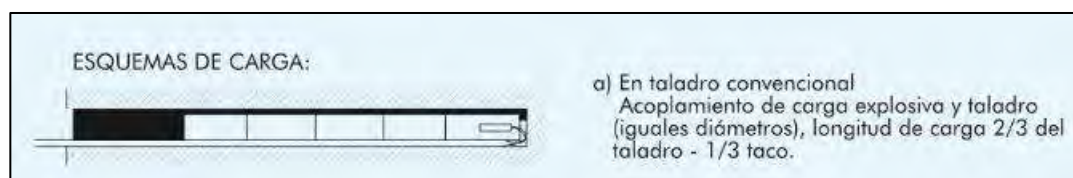


Fuente: Maquinaria minera.

b. VOLADURA

Para la selección de explosivos, dado que la roca granodiorita presenta una velocidad de propagación de 2850 m/s, se deben seleccionar explosivos con VOD > 2850 m/s, sabiendo que el Emulnor tiene un VOD de 1000 y 3000 para 4200 y 5000 m/s respectivamente, así como el uso alternativo de explosivos de semigelatina al 45% y 65%, también debido a las propiedades físicas y químicas y calidad gaseosa que expelle el explosivo después de la detonación.

Ilustración 49. Esquema de carga de un taladro.



Fuente: (EXSA).

Además, la mina cuenta con un polvorín para explosivos y accesorios de voladura de acuerdo con el D.S. 024-2016-EM y sus modificatorias D.S. 023-2017-EM. En la voladura de labores en de avance se utiliza Emulnor 3000 y Carmex como iniciador o cebo y Emulnor

1000 para la columna de carga. Además; detonador convencional (carmex 8') (unidad), detonador no eléctrico (unidad), cordón detonador (m), cable de encendido (m), Mukinel (caja), emulnor 3000 (kg), emulnor 1000 (kg) y factor de carga por un cierto tiempo.

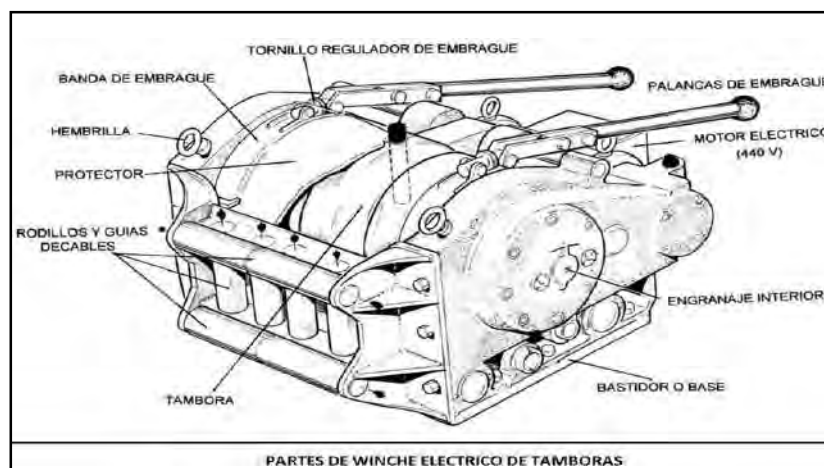
c. IZAJE, LIMPIEZA, CARGUÍO Y ACARREO

La compañía minera OREX ejecuta el ciclo de limpieza y carguio de minerales desde pozos, frentes, (galerías, cruceros, chimeneas, sub niveles y by pass), que se encuentran en las zonas Esperanza y Mercedes, para lo cual están disponibles, las locomotoras y vagones necesarios, incluidos los volquetes.

En el tajeo para la limpieza o extracción de mineral de frente volado y de subniveles se realiza mediante un cabrestante de arrastre, principalmente un JOY 15HP, el cual cuenta con los siguientes componentes de trabajo para un correcto arrastre de material:

- 2 rondanas o pastecas
- Cable de tracción o jalador 1/2" 30m.
- Cable de retorno 3/8" 60 m.
- Ratrillo o lampon de 18" o 21"

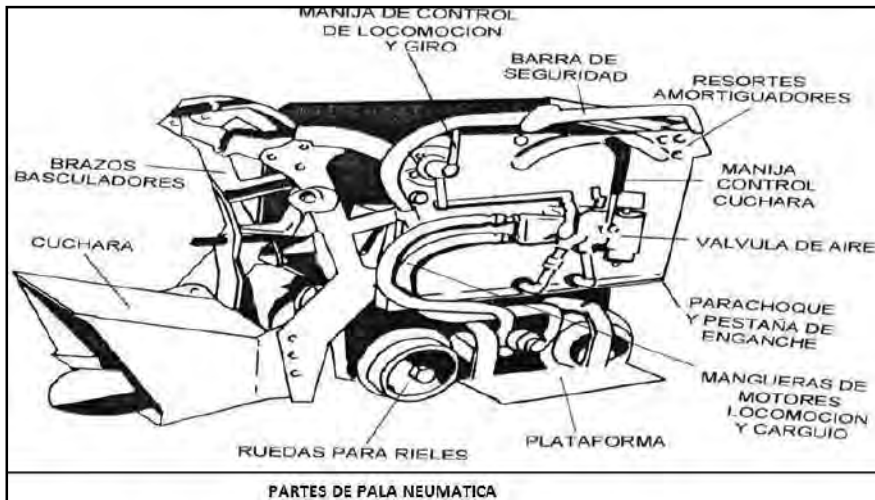
Ilustración 50. Partes de un winche eléctrico.



Fuente: Departamento de mecánica CIA.

Para la limpieza de galerías, frentes, intersecciones de desarrollo o cruceros, by pass, generalmente se realiza con la pala neumática EIMCO 12B que tiene una capacidad de levante en cuchara de 0,12 yd³ teniendo en cuenta y una altura mínima de 2,10 m requerida para una operación adecuada.

Ilustración 51. Partes de la pala Neumática.



Fuente: Departamento de Mecánica de CIA.

d. VENTILACIÓN Y REGADO Y DESATADO DE ROCA

Después de la voladura se tiene que ventilar las labores de producción, para ello se emplean ventiladores centrífugos de 7.5 HP de potencia para cada tajo. Mitigado los gases producto de voladura se tiene que regar y realizar el desatado minucioso de roca suelta.

Antes de realizar la limpieza del frente se cumple el ABC minero, ventilar, regar y desatar el frente de trabajo.

La mina San Juan, para la ventilación de los interiores de mina, utiliza el software VEMTSIM VISUAL. Para que la simulación refleje de manera objetiva las condiciones ambientales térmicas en el área minera, es necesario diseñar tareas de investigación, desarrollo, preparación y minado que incluyan demanda de aire, número de ventiladores,

costos de operación y por ende balance de aire según condiciones de caudal, teniendo en cuenta la cantidad de equipos utilizados en las minas subterráneas, número de personal, cantidad de explosivos y consumo de madera para tener una cobertura positiva en nuestra operación, cuyos estudios de contenido típico se encuentran en el Subcapítulo VIII, según DS-024-2016 -EM y sus modificatoria correspondiente el DS-023-2017-EM.

6.3. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

Las vetas San Juan y Mercedes son las que más contribuyen a la producción además son económicamente bastante rentable, ambas producen actualmente 1.500 oz/mes, lo que representa el 75% de la producción mensual, adema se indica que la veta Mercedes dio la partida para las operaciones mineras y posteriormente las vetas San Juan, ambas siendo explotadas a profundidades considerables ubicándose desde los niveles 435 y nivel 470 respectivamente.

Las vetas San Juan en el área de zona de Esperanza corresponde a las operaciones de la empresa minera OREX SAC, y su aporte de producción acumula las 80 toneladas diarias con una ley de 12.00 gramos de oro por tonelada, correspondiente al 33% de la producción de la mina en general.

Del mismo modo la Veta Mercedes corresponde a la operación de OREX SAC, y su aporte de producción alcanza las 40 Tm/día con 12,50 gr Au/Tm, correspondiente al 30% de la producción de la mina.

6.4. PLANTA DE TRATAMIENTO.

La planta de beneficio “San Juan de Chorunga” cuenta con autorización de funcionamiento a la capacidad ampliada de 750 TM/día, otorgada según Resolución

Directoral N° 026-2001-EM/DGM. La planta de beneficio procesa relaves de minerales oxidados y minerales sulfurados, ambos con presencia de valores auríferos como oro libre incrustado en el cuarzo y como exclusión en la pirita, en dos (02) circuitos definidos: Circuito N° 1 de óxidos y circuito N° 2 de sulfuros. Cabe precisar que el titular de actividad minera tiene identificado los procesos como planta de óxidos y planta de sulfuros respectivamente. El mineral procesado en el circuito N° 2 de sulfuros, es extraído de la mina Mercedes Nv 0, 150 y mina Esperanza Nv 01, los cuales son transportados en volquetes de 20 TM de capacidad y descargados en la tolva de gruesos N° 1A de 500 TM de capacidad, el mineral proveniente de la mina Mercedes Nv 02 es transportado mediante una locomotora a la tolva de gruesos N° 1B de 150 TM de capacidad. La recuperación de los elementos valiosos (oro y plata) en la planta de beneficio, es realizada en dos circuitos (02): Circuito N° 1 de óxidos (acopiados por terceros - mineros artesanales): El circuito cuenta con las secciones de molienda – clasificación, lixiviación CIP (carbón en pulpa), ADR (adsorción, desorción y reactivación), electrodeposición y fundición. 183 circuito N° 2 de sulfuros. El circuito cuenta con las secciones de chancado, molienda – clasificación, gravimetría, remolienda y amalgamación, cianuración, Merrill Crowe y fundición.

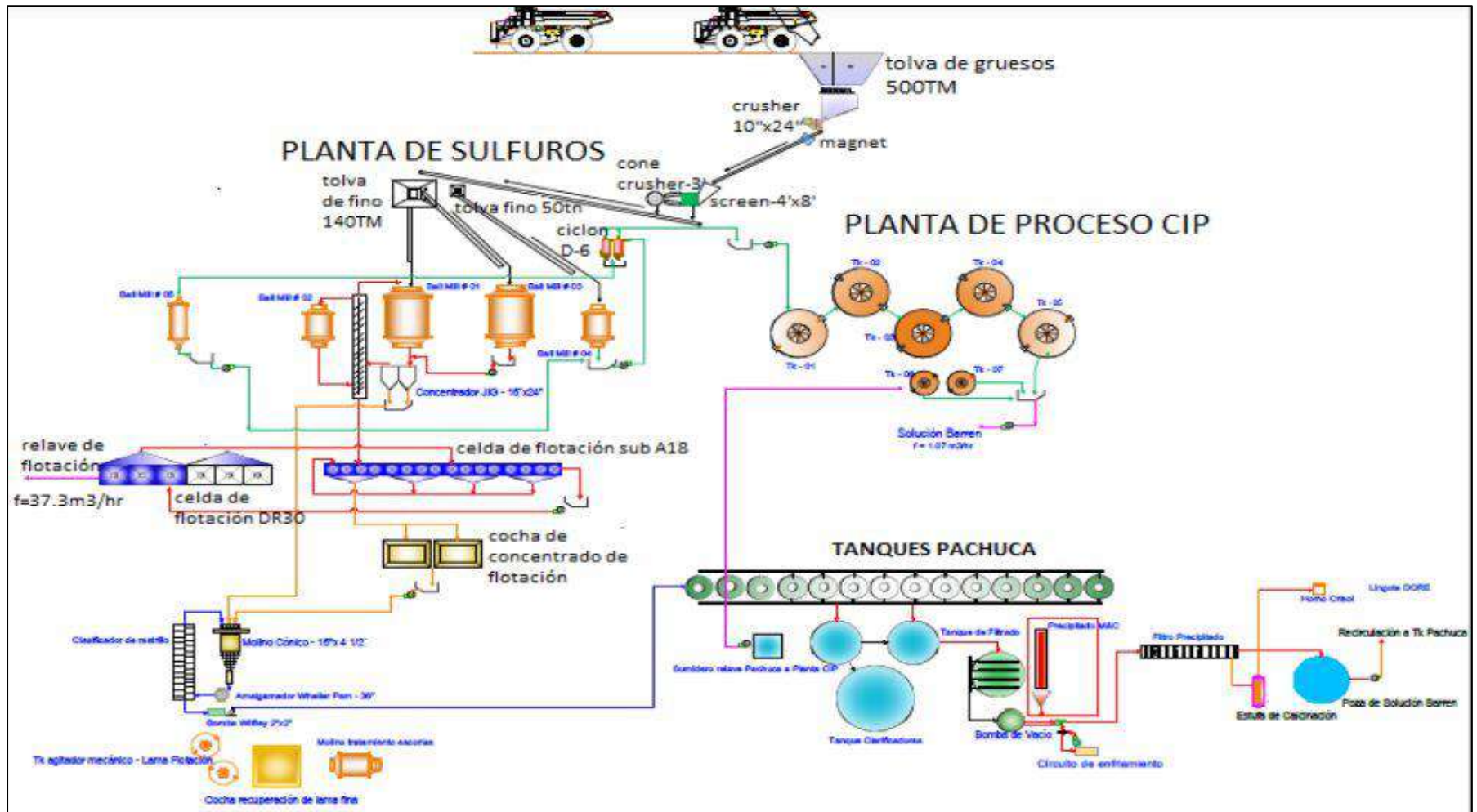
6.4.1. FLOW SHEAT.

Es la representación mediante gráficos de un proceso indicando sus fases y actividades. Como se observa en la ilustración número 53.

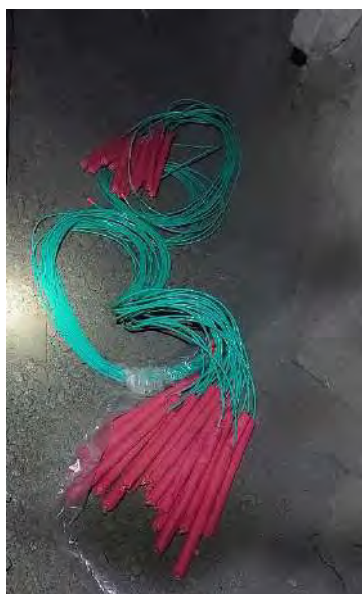
6.4.2. PRODUCTOS.

El producto que se obtiene después de todo el proceso contiene un 75% de Au. Y 19% de Ag.

Ilustración 52. Circuito de funcionamiento de la Planta.



ANEXO 2. PANEL FOTOGRÁFICO DE LA MINA





ANEXO 3. MATRIZ DE CONSISTENCIA.

Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables Independientes	Indicadores
¿comunicando del pique inclinado Esperanza al nivel 734, aumentará la capacidad de extracción de mineral en la zona Esperanza de la unidad minera San Juan de Arequipa?	incrementar la capacidad de extracción de mineral en la zona Esperanza de la unidad minera San Juan de Arequipa, mediante la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734.	Considerando que hay niveles bajos de extracción se incrementa la capacidad de extracción de mineral, en la zona Esperanza, de la unidad minera San Juan de Arequipa.	Comunicación del pique inclinado al nivel 734	Parámetros geomecánicos del macizo rocoso - RQD. - RMR. - Q de Bartón Parámetro de diseño - Sección (M2). - Gradiente (%). - Longitud del pique inclinado (M). - Desnivel. - Método de construcción Factibilidad económica - costo unitario (\$/M). - Reservas (TM). - Ley (Gr/TM). - Costo operativo (\$/TM) - Utilidad (\$/Año)
Problema Específico	Objetivo Especifico	Hipótesis Especifica	Variable Dependiente	Indicador
¿los parámetros geológicas y geomecánicas serán las adecuadas para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa? ¿Cómo será el planeamiento en la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la unidad minera San Juan de Arequipa? ¿Qué factores influirán en el costo por tonelada en la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la unidad minera San Juan de Arequipa?	Determinar los parámetros geológicos y geomecánicos para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa. Determinar el proceso de comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, según los parámetros establecidos, en la unidad minera San Juan de arequipa. Evaluar la factibilidad económica de la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa.	El conocimiento de los parámetros de las condiciones geológicas y geomecánicas facilitara la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, de la zona Esperanza, en la unidad minera San Juan de Arequipa. El planeamiento de las operaciones en la comunicación del pique inclinado Esperanza, determinara el tiempo en comunicar, en la unidad minera San Juan de Arequipa. La evaluación del parámetro económico demostrara la factibilidad para la comunicación del pique inclinado Esperanza al nivel 734, en la unidad minera San Juan de Arequipa.	Incremento de producción	(Tm/año)

ANEXO 4. RUTAS DE ESCAPE DE LA VETA SAN JUAN.

