

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL PIQUE INCLINADO 340 PARA
EL INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD
CHAPARRAL, COMPANÍA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES
CHAPARRA – CARAVELI – AREQUIPA – 2016”**

**TESIS PARA OPTAR POR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS
PERCY ARONE ALARCON**

**Abancay, diciembre del 2016
PERÚ**



Jurado evaluador de tesis titulado: “PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL PIQUE INCLINADO 340 PARA EL INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD CHAPARRAL, COMPAÑÍA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES CHAPARRA – CARAVELI – AREQUIPA – 2016”

UNIVERSIDAD NACIONAL
MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
E. A. P. INGENIERÍA DE MINAS


Ing. P. Rubén Zuloaga Candia
DOCENTE


Ing. Pablo Rubén Zuloaga Candia
Presidente

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL
INGENIERÍA DE MINAS


Ing. Hilario Carrasco Kolque
DOCENTE

Ing. Hilario Carrasco Kolque
Primer miembro

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
E.A. PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS


Ing. Walquer Huacani Calcín
DOCENTE

Ing. Walquer Huacani Calcín
Segundo miembro

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APURÍMAC


Ing. Franklin Aguirre Huilleas
DOCENTE

Ing. Franklin Aguirre Huilleas
Asesor

**“PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL PIQUE INCLINADO 340 PARA
EL INCREMENTO DE PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD CHAPARRAL,
COMPANÍA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES
CHAPARRA – CARAVELI – AREQUIPA – 2016”**



DEDICATORIA

A mis padres, Marcelina y Felix por sus enseñanzas, por su sacrificio, valentía y amor para sacar adelante a nuestra familia.

Así mismo a mis hermanos: Julian, Graciela, Ivan, Cristian, por su apoyo incondicional en mi formación profesional.



AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por permitirme realizar el sueño de ser profesional, también a los docentes de la escuela académica profesional de ingeniería de minas de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, por haberme impartido los conocimientos durante mi formación profesional en las aulas universitarios, al Superintendente de Mina Ing. Sergio F. Lamond Angulo.



RESUMEN

El objetivo principal del presente trabajo de investigación es, evaluar y determinar, el planeamiento y diseño del pique inclinado 340, para el incremento de producción en la unidad minera Chaparral y demostrar que el mencionado proyecto es viable técnica y económicamente en toda su etapa de ejecución, basándose en la aplicación de modelos matemáticos, estadísticos; para garantizar la viabilidad de un proyecto minero sin descuidar las buenas prácticas de cada una de sus operaciones unitarias.

El producto de la evaluación técnica del diseño y planeamiento del pique inclinado 340, con las dimensiones: sección 2.4 m x 2.1 m, se ha establecido a las condiciones geomecánicas y operativas, la riel 30 lb/yad seleccionada para el adecuado transporte de material se determinó considerando ampliar el tonelaje extraída en izaje, a un futuro próximo; los durmientes, con las características de longitud 1.12 metros ancho y 0.14 metros ó 0.11 metros de altura, diámetros 5/8 pulgada, todas las condiciones de diseño, dan como resultado de que su productividad de izaje haya alcanzado, 82.4 toneladas por día de mineral, 26 toneladas de desmonte, superando por 20 toneladas diarias a la producción actual.

El producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 8,826,443.55, para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 21% y un payback de 11.5 meses. Costo/beneficio 3.26 estos parámetros establecen que el proyecto es rentable técnica y económicamente.

Palabra clave: Planeamiento, diseño, pique inclinado, incremento, producción.



ABSTRACT

The main objective of this research is to evaluate and determine the planning and design of the sloping short 340 for the increase of production in the Chaparral mining unit and to demonstrate that the aforementioned project is technically and economically feasible throughout its execution phase, based on the application of mathematical, statistical models; To ensure the viability of a mining project without neglecting the good practices of each of its unit operations.

The product of the technical evaluation of the design and planning of the inclined pike 340, with the dimensions: section 2.4 mx 1.2 m, has been established to the geomechanical and operational conditions, the rail selected for the adequate transport of material was determined considering to increase the tonnage Extracted in hoist, to a near future; Selecting rail with 30 lb / yad and sleepers, with features 1.12 meters wide and 0.14 meters or 0.11 meters high, 5/8 inch diameters, all design conditions, result in your lifting productivity Reached, 82.4 tons per day of ore, 26 tons of deforestation, surpassing by 20 tons daily to the current production.

The product of the economic evaluation concluded that the net present value (NPV) of the mine deepening project is US \$ 8,826,443.55, for a discount rate of 12%, with an annualized IRR of 21% and a payback of 11.5 Months. Cost / benefit 3.26 These parameters establish that the project is technically and economically profitable.

Keyword: Planning, design, inclination shortt, increase, production.



INTRODUCCIÓN

Esta inquietud parte debido a los problemas de que las reservas de mineral se encuentran a grandes profundidades, los mismos que han sido determinadas por las actividades de exploraciones; que dentro del planeamiento de producción de la mina exige mineral para la máxima capacidad instalada de la planta, por el actual el diseño de acceso a las vetas y la ubicación de la planta de tratamiento hace que se incremente nuestros costos de operación, específicamente en el costo de extracción, es necesario optar por métodos que permitan menores costos de extracción, y aumente la producción de forma eficiente, de tal manera el estudio del planeamiento y diseño del pique inclinado 340 se evalúa técnica y económica con la finalidad de incrementar la producción, que permitan a los inversionistas y/o responsables formular, administrar y ejecutar proyectos productivos en el sector minero, tomar la decisión de invertir o no a corto, mediano o largo plazo.

El estudio de funcionamiento del mercado y comercialización de dichas sustancias, que tanta incidencia tienen en la viabilidad de la explotación de un yacimiento minero. Proceso de formulación y construcción de los modelos económicos de flujos, que reflejan de la forma más aproximada posible, la cuantía y el momento de materialización de los flujos económicos previstos, a lo largo de la vida útil del proyecto; diversos métodos de valoración económica de proyectos de inversión, sobre todo los criterios basados en la actualización de flujos de fondos.

Muy a tener en cuenta, también, a la hora de establecer el programa de producciones es la dilución del mineral que se produce como consecuencia de la aplicación práctica del método de explotación, se trata de una "contaminación del mineral".

Para la puesta en marcha del presente proyecto minero de explotación aurífera, se requiere previamente efectuar un estudio técnico y económico que consistente en discutir diferentes alternativas en cuanto a métodos de explotación y aplicar conceptos básicos de indicadores económicos a la solución del problema específico de poder saber si el planeamiento y diseño del pique inclinado 340 es o no viable técnica y económicamente.

ÍNDICE

PORTADA

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción y formulación del problema.	1
1.2. Formulación del problema.	1
1.3. Justificación e importancia del tema.	2
1.4. Limitaciones.	2
1.5. Objetivos del estudio.	3
1.6. Hipótesis.	3

CAPÍTULO II

MARCO REFERENCIAL

2.1. Antecedentes del problema.	4
2.2. Marco teórico.	5
2.2.1. Planeamiento y diseño de piques inclinados.	5
2.2.1.1. Aspectos geomecánico.	7
2.2.1.2. Planeamiento de perforación y voladura.	9
2.2.1.3. Diseño de winche y cable.	10
2.2.2. Incremento de producción.	11
2.2.2.1. Productividad.	12
2.2.2.2. Evaluación económica.	12
2.3. Marco conceptual.	14

CAPÍTULO III

GENERALIDADES

3.1. Ubicación y acceso.	19
3.2. Aspectos ambientales.	20
3.2.1. Clima.	20
3.2.2. Flora.	20
3.2.3. Fauna.	21



3.2.3. Fauna.....	21
3.2.4. Fisiografía.....	21
3.3. Recursos.....	22
3.3.1. Recursos hídricos.....	22
3.3.2. Energía eléctrica.....	22
3.3.3. Recursos humanos.....	22
3.4. Propiedad minera.....	23
3.5. Operación mina.....	24

CAPÍTULO IV

GEOLOGÍA

4.1. Geología regional.....	32
4.1.1. Intrusivo volcánico bella unión.....	32
4.1.2. Súper Unidad Incahuasi.....	34
4.1.3. Súper Unidad Tiabaya.....	34
4.1.4. Súper Unidad Linga.....	35
4.1.5. Grupo tarma (Carbonífero).....	36
4.1.6. Volcánico chocolate (Liásico inferior).....	36
4.1.7. Formación guaneros (Kimmeridgiano – Caloviano).....	36
4.1.8. Formación millo (Plioceno inferior).....	37
4.1.9. Depósitos recientes (Holoceno).....	37
4.2. Geología local.....	38
4.3. Geología estructural.....	38
5.3.1. Fracturas Pre-Mineralizadas.....	40
5.3.2. Fallas.....	40
4.4. Geología económica.....	40
4.4.1. Interpretación mineralográfico.....	41
4.4.2. Mineralización.....	41
4.4.3. Reserva mineral:.....	43

CAPÍTULO V

ESTUDIOS GEOMECÁNICOS

5.1. Consideraciones generales:.....	45
5.2. Índice de la calidad de la roca.....	45
5.3. Determinación de resistencia a la compresión.....	47
5.4. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	52



5.4.1. Valuación en el sistema RMR	52
5.5. Diseño del sostenimiento en las labores minería subterráneas (spm). ...	56
5.6. Tiempo de autosostenimiento adecuado.	58
5.7. Factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso.	59
5.7.1.1. Influencia del agua.....	59
5.7.1.2. Influencia de esfuerzos.....	59
5.7.1.3. Influencia de orientación de discontinuidades.....	59
5.7.1.4. Factores de excavación.....	60
5.8. Estado tensional.....	60

CAPÍTULO VI

PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL PIQUE INCLINADO 340

6.1. Labores previas.....	63
6.2. Determinación de riel y durmientes.....	64
6.2.1. Determinación de riel.	64
6.2.2. Elementos de durmiente.	65
6.3. Diseño de la sección del inclinado 340.	68
6.4. Planeamiento ciclo de trabajo del Pique inclinado 340.	70
6.4.1. Control Topográfico.....	73
6.4.2. Perforación.....	74
6.4.3. Carga y disparo del frente.	81
6.4.4. Ventilación del frente.....	91
6.4.5. Desatado de rocas sueltas y labres de sostenimiento	101
6.4.6. Limpieza de escombros	101
6.4.7. Sistema de sostenimiento	102
6.4.8. PETS de izaje.	102
6.5. Diseño del winche y cable.	104
6.5.1. Análisis de la fuerza que actúa en el cable y carro.....	105
6.5.2. Cálculo de la capacidad de carga.	108
6.5.3. Análisis la tensión de la polea.	109
6.5.4. Análisis resistencia de enrollamiento en la tambora.....	110
6.5.5. Cálculo del diámetro del cable	111
6.5.6. Cálculo de las dimensiones de la tambora del winche	113
6.5.7. Medición correcta del cable de acero.....	118



6.5.8. Control de estado de canaletas de poleas.	118
6.5.9. Cálculo de la masa equivalente de las partes en movimiento.	119
6.5.10. Cálculo requerimiento del motor.	120
6.5.11. Angulo de flota (fleet).....	122
6.5.12. Colocación de grampas.	123

CAPÍTULO VII

INCREMENTO DE PRODUCCIÓN

7.1. Incremento de producción en los tajos.	125
7.1.1. Producción de tajo.	127
7.1.2. Nivel de producción y vida de la mina.	130
7.2. Análisis de izaje.....	131
7.2.1. Diseño de extracción Material.	131
7.2.2. Ciclo total de izaje:	132
7.2.3. Productividad de izaje.	133
7.3. Evaluación económica.....	134
7.3.1. Costos.....	136
7.3.2. Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto.....	138
7.3.3. Interés.....	138
7.3.4. Amortización.....	139
7.3.5. Valor actual neto (VAN).....	140
7.3.6. Tasa interna de retorno (TIR).....	140
7.3.7. Coeficiente beneficio / costo (B/C).....	141
7.3.8. Periodo de recuperación (Pay Back).....	142

CAPÍTULO VIII

RESULTADOS Y DISCUSIONES.	142
CONCLUSIÓN.	148
RECOMENDACIONES.	149
BIBLIOGRAFÍA	150



ÍNDICE DE TABLAS.

Tabla N° 1. Acceso a la mina Chaparral vía terrestre y aéreo.	19
Tabla N° 2. Las coordenadas de los vértices de la concesión WG84.	23
Tabla N° 3. Producción de los tajos veta Chaparral.....	26
Tabla N° 4. Avances durante el mes.	26
Tabla N° 5. Producción de la unidad.	27
Tabla N° 6. Las secciones estándar de unidad minera.	28
Tabla N° 7. Especificaciones técnicas de explosivos en uso.	28
Tabla N° 8. Explosivos en uso de semexa 65%.....	29
Tabla N° 9. Cuadro resume de las súper unidades emplazadas en el segmento de Arequipa del Batolito de la Costa.....	35
Tabla N° 10: Reservas de probada.....	43
Tabla N° 11. Reserva probable.....	44
Tabla N° 12. Muestra tomadas para RQD.	46
Tabla N° 13. cuadro de clasificación de calidad del macizo rocoso.	47
Tabla N° 14. Clasificación de acuerdo a la resistencia a la comprensión simple.	47
Tabla N° 15. Lecturas tomadas.	49
Tabla N° 16. Correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965).....	51
Tabla N° 17. Valoración de RMR.	53
Tabla N° 18: Valuación G.S.I.....	54
Tabla N° 19. Tabla gráfica de “caracterización geotécnica” del macizo rocoso modificada de Hoek y Marinos de 2000 (Fuente: SNMPE, Perú, 2004).....	55
Tabla N° 20: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterránea.....	57
Tabla N° 21.. Tiempo de autosoporte.	58
Tabla N° 22: La relación peso del riel.	64
Tabla N° 23. Equipos de perforación según área de sección.	74
Tabla N° 24. Distancia entre taladros.	79
Tabla N° 25. Coeficiente de roca.	79
Tabla N° 26. Carga especifica correlacionado al diámetro del taladro.	86
Tabla N° 27. Factor de carga con relación a la sección del túnel.....	86
Tabla N° 28. Requerimiento de Caudal por Persona según la latitud	94
Tabla N° 29. Número de personas.	94
Tabla N° 30. Grado de intoxicación debido a los gases de explosivos.....	95



Tabla N° 31. velocidad que tiene de acuerdo a la temperatura.....	97
Tabla N° 32. Factor de fricción k.....	100
Tabla N° 33. Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre.....	106
Tabla N° 34. Tabla relación de diámetro de cable área y hilos.	110
Tabla N° 35. Datos de cables de alambre para minería.....	112
Tabla N° 36. Especificaciones técnicas de cable de acuerdo al diámetro.....	113
Tabla N° 37. La característica de la tambora.....	115
Tabla N° 38. Características del winche.	116
Tabla N° 39. Cuadro de producción en toda la unidad.....	126
Tabla N° 40. Cuadro de producción en toda la unidad.....	126
Tabla N° 41. Las reservas de la mina, en porcentaje a incrementar.	127
Tabla N° 42. El factor Kb.	128
Tabla N° 43. Ks, de acuerdo al iniciado de los taladros	128
Tabla N° 44. Tiempo de ciclo de izaje.....	133
Tabla N° 45. La productividad por guardia por niveles con un solo carro.....	133
Tabla N° 46. La productividad por guardia por niveles con dos carros.	134
Tabla N° 47. Costo en cada actividad.....	136
Tabla N° 48. Son los costos unitarios en el proyecto.....	137
Tabla N° 49. Costos de inversión en el proyecto inclinado 340.	137
Tabla N° 50. Propiedades físicas de la monzonita.....	142
Tabla N° 51. Clasificación de geomecánica.....	142
Tabla N° 52. Dimensiones de durmiente.	143
Tabla N° 53. Sección del pique inclinado 340.....	143
Tabla N° 54. Parámetros de perforación y voladura.	144
Tabla N° 55. Selección del ventilador.....	144
Tabla N° 56. Características de wimche y cable.....	145
Tabla N° 57. Producción actual de la veta chaparral.....	145
Tabla N° 58. Producción alcanzada del ultimo nivel 239	146
Tabla N° 59. Producción alcanzada para un carro extraída será.	146
Tabla N° 60. Productividad en izaje por guardia seria.	146
Tabla N° 61. Evaluación económica del proyecto pique inclinado 340.	147

ÍNDICE DE FIGURAS.

Figura N° 1. Se muestra U-35, U-24.	16
Figura N° 2. Trayecto de ruta Abancay- mina Golden River Resources.	20
Figura N° 3. En la foto se observa la escasa vegetación.	21
Figura N° 4. Se muestra la geomorfología del lugar.	22
Figura N° 5. Taller de charla de los trabajadores.	22
Figura N° 6. Concesión San Francisco N° 7 – Unidad Minera Chaparral.	23
Figura N° 7. Block de explotación 40 m x 50m	27
Figura N° 8. Perforación en realce.	28
Figura N° 9. Carguío de taladro con explosivo.	29
Figura N° 10. Limpieza de mineral en tajo.	31
Figura N° 11. Mapa mostrando la segmentación de las súper unidades del Batolito de la Costa y la distribución de los plutones.	33
Figura N° 12. Columna estratigráfica.	37
Figura N° 13. Sistemas de fallas que están en el sur.	39
Figura N° 14. Fallas que han sido ya determinadas.	40
Figura N° 15. Estructura mineralizada en Nivel 316 - Subnivel 760.	41
Figura N° 16. La geología de la mina.	44
Figura N° 17. Se muestra los testigos obtenidos de perforación diamantina.	46
Figura N° 18. Preparación de la superficie de ensayo	48
Figura N° 19. Representación de frecuencia número de rebotes.	50
Figura N° 20. Tensiones principales inducidas alrededor de una galería.	61
Figura N° 21. Se muestran las trayectorias de las tensiones principales mayor y menor, alrededor de la excavación realizada en un macizo rocosos a un campo tensional uniaxial.	61
Figura N° 22. Tensiones principales inducidas alrededor del inclinado 340.	62
Figura N° 23. El componente del riel	64
Figura N° 24. Se muestra dimensiones de un durmiente.	65
Figura N° 25. Forma desfavorable de una excavación.	69
Figura N° 26. Forma favorable de una excavación.	69
Figura N° 27. En el siguiente esquema se representa el ciclo de trabajo.	71
Figura N° 28. Fases de excavación con jack leg	72
Figura N° 29. Ciclo e trabajo.	73
Figura N° 30. Control topográfico.	73

Figura N° 31. Perforación neumática.	74
Figura N° 32. Controlaran del paralelismo de los taladros.	76
Figura N° 33. Taladros alineados.	76
Figura N° 34. Denominación de los taladros de acuerdo a su distribución.....	78
Figura N° 35. Secuencia de salida.....	81
Figura N° 36. Resultados de una buena voladura.	82
Figura N° 37. Momento de detonación de un cartucho de dinamita.	83
Figura N° 38. Dinamitas semigelatinas 65% dimensiones 7/8 pulg x 7pulg.	83
Figura N° 39. Carmex 7 pies.	84
Figura N° 40. Mecha rápida.....	85
Figura N° 41. Ventiladores centrífugos	93
Figura N° 42. Ventilador axial.	93
Figura N° 43. Representación perdida por longitud.	99
Figura N° 44. Desatado de rocas.....	101
Figura N° 45. Las formas de cables.....	105
Figura N° 46. Diagrama de cuerpo libre.....	107
Figura N° 47. Se muestra las fuerzas en resumen	107
Figura N° 48. Las tensiones que actúan en la polea.....	109
Figura N° 49. esquema de una tambora	114
Figura N° 50. El winche de la empresa vendedora JSC.	116
Figura N° 51. Calculo de capacidad de tambora para un solo carro.	117
Figura N° 52. Calculo de capacidad de tambora para dos solo carros.....	117
Figura N° 53. Medición correcta del cable	118
Figura N° 54. Desgaste y ángulo se contactó del cable Y polea.....	119
Figura N° 55. Distancia de ubicación la polea.....	122
Figura N° 56. La colocación de los candados.....	123
Figura N° 57. Especificaciones de las pinzas para cable Crosby®G450.	123
Figura N° 58. Block de explotación.....	129
Figura N° 59. Malla de perforación en los tajos.	129
Figura N° 60. Mejoramiento en la perforación.....	129
Figura N° 61. Cuando las vetas son inferiores a 40cm	130

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción y formulación del problema

Las reservas de mineral se encuentran en profundización, determinadas por las exploraciones, que dentro del planeamiento de producción de la mina requiere mineral para la máxima capacidad instalada de la planta, por el actual diseño de acceso a las vetas y la ubicación de la planta de tratamiento hace que incremente nuestros costos de operación específicamente en el costo de extracción, es necesario optar por métodos que permitan menores costos de extracción, y aumento de tonelaje de mineral segura, eficiente.

A mayor profundidad se presenta el problema de extracción de mineral de mayor cantidad y a menor costo, el pique de exploración está siendo cada vez más limitada, esto es uno de los problemas que suscitan en la mayoría de la minería con vetas angostas, especialmente en la aurífera.

1.2. Formulación del problema.

1.2.1. Problema general

¿De qué manera el planeamiento y diseño del pique inclinado 340, influye en el incremento de la producción en la unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa-2016?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera el planeamiento influirá en el incremento de producción en la unidad chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caravelí-Arequipa -2016?
- ¿De qué forma el diseño del pique inclinado 340 influirá en el incremento de producción en la unidad chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caravelí-Arequipa -2016?
- ¿Por qué pique inclinado 340, será viable económicamente y técnicamente en la unidad chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016?

1.3. Justificación e importancia del tema

Las reservas y los recursos explotables desde el Nivel 360 hasta los niveles inferiores de la veta Chaparral en la Unidad Minera Chaparral, perteneciente a la Compañía minera Golden River Resources, son del orden de alrededor de 21260.88 TM de reserva probadas, 17933 TM de reservas probable lo que representa que las explotaciones de estas reservas continuarán hasta el año 2018. Con las estimaciones realizadas en la veta, se han logrado estimar reservas adicionales de mineral del orden de las 21260.88 TM, con valores de 14.93 gramos de oro por tonelada como ley mínima explotable. Para ser posible el acceso a estas reservas, se deberá construir pique inclinado 340, y ello conlleva preparar la infraestructura necesaria para la extracción de mineral e incremento de mayor producción, de mineral siguiendo el mismo método de explotación de corte y relleno ascendente.

Para lograr este objetivo se plantea profundizar la mina mediante el desarrollo del pique inclinado 340, que servirá de acceso a las reservas y como medio de transporte para la extracción del mineral a mayor capacidad, aprovechando al máximo la infraestructura existente de la mina, reduciendo así al mínimo la inversión de capital adicional y poder incrementar la producción.

1.4. Limitaciones

- Como toda investigación se tiene limitaciones que impiden el normal desarrollo de la investigación, el apoyo de profesionales de la Empresa Minera y de los docentes de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, todo esto, de alguna manera que no permite cumplir con los objetivos planteados.
- La empresa minera no cuenta con departamento de geomecánico, para lo cual se necesitan enviar los análisis a otros laboratorios.
- Falta de estudios relacionado a piques inclinados.
- Inestabilidad de precio del oro y dólar evaluados en el proyecto de tesis.
- Escaso acceso a los datos de la planta tratamiento y su comercialización de oro.

1.5. Objetivos del estudio

1.5.1. Objetivo general

Demostrar que el planeamiento y diseño del pique inclinado 340, incrementa la producción en la unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa-2016.

1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar que el planeamiento del pique inclinado 340 incrementara en la producción en la Unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.
- Identificar que el diseño del pique inclinado 340 incrementara la producción en la Unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.
- Evaluar que el proyecto de pique inclinado 340, será viable económicamente y técnicamente en la unidad chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

El planeamiento y diseño del pique inclinado 340, influye en el incremento de la producción en la unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa-2016.

1.6.2. Hipótesis específicos

- El planeamiento del pique inclinado 340 influye en el incremento de la producción en la Unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.
- El diseño del pique inclinado 340 influye en el incremento de la producción en la Unidad Chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.
- El pique inclinado 340, es viable económicamente y técnicamente en la unidad chaparral, compañía minera Golden River Resources Chaparra-Caraveli-Arequipa -2016.

CAPÍTULO II

MARCO REFERENCIAL

2.1. Antecedentes del problema

Los antecedentes para este estudio se han tomado en referencia los siguientes proyectos.

Como finalidad de estudio es un planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O San Braulio Uno. La mina San Braulio I su extracción de mineral y desmonte, de los Nv. 3920, se iza la carga a través de un pique inclinado hacia el Nv.3950 sistema de izaje, para realizar el izaje de dos carros mineros U35, de longitud 135m total del inclinado. Cuyos resultados de presente estudio:

VAN (10 %) = US\$ 457 029,96

TIR = 44 %

Pay Back = 1,84 años

(Arias Calla , 2013, pág. 87).

El estudio tuvo como objetivo determinar Estudio Técnico Económico de la Profundización de la Mina Arirahua Veta Split Natividad Mediante los Piques Inclinados 120 Y 110, entre los niveles 2975 y 2875, mediante los piques inclinados N° 120 y N° 110, con el fin de extraer las reservas minerales existentes, acorde con la política de seguridad, medio ambiente y calidad de la Cía. Minera Minarsa. Esta mina contaba con 6 piques inclinados que quedarán desactivadas a causa que sus reservas en esta parte han sido ya explotadas, cada uno de 100 metros actualmente el pique inclinado Carlos, llego a extender hasta 380 metros, como resultado del estudio técnica y económicamente viable, lo que demuestran los indicadores económicos siguientes:

VAN (12 %) = US\$ 141000

TIR = 68%

Pay Back = 11.5 meses.

(Paco Cáceres, 2009, págs. 84,86)

La compañía Minera Barbastro S.A.C. del grupo Minsur cuenta con dos Inclinados 850 y 354 del nivel 370, a través de estos inclinados son izados los materiales hasta



el nivel 415 y posteriormente chuteados y evacuados a través de locomotoras a batería hasta los botaderos de mineral en superficie. Actualmente siguen en funcionamiento. (Mamani Mandamientos , 2007, pág. 11)

Mina Esperanza en la Cia de Minas Century Mining Peru Sac.- U.O. San Juan Operaciones, El problema que tiene la Empresa es el agotamiento de reservas de mineral, por tal razón el objetivo de la tesis es ejecutar la profundización en la construcción del pique Atahualpa para descubrir y explotar los niveles inferiores de esta manera incrementar la producción y la vida de la mina. Se calculó los costos de ejecución del pique siendo estos US\$ 214 085,8 cuya sección tiene 3m x 3 m longitud que alcanza 186 m , (Villanueva Chávez, 2008, pág. 5).

Minera Aurífera Retamas S.A. Se ha iniciado la construcción de un Pique Circular con una longitud total de 730 mts. (incluido el castillo y zona de carga) y 4.20 mts. de diámetro, para optimizar la operatividad entre los niveles 3220 y 2620. A través del Pique, se podrá trasladar en el skip 3800 TMS/día de material que incluye mineral y desmonte y contará además con una jaula de capacidad de 72 personas que permitirá dar acceso a 800 trabajadores por turno o trasladar a través de ella 5800 kilos de carga. Este proyecto representa un gran reto para MARSA. Actualmente se encuentra en fase de la construcción del Castillo de Winche y se estima que estará concluido dentro de 3 años. (Ponce Pio, 2015)

2.2. Marco teórico

2.2.1. Planeamiento y diseño de piques inclinados

Para yacimientos de poca profundidad que hayan de explotarse por minería subterránea, y para yacimientos de profundidad media (500 m). Se prefiere realizar pique inclinados en vez de pozos para el acceso principal al yacimiento debido a su menor coste de Inversión, menor tiempo de construcción y menor coste de mantenimiento y seguridad.

La ejecución del pique inclinado es más rápida que la del pozo vertical y puede realizarse con el personal de la propia mina ya que se diferencia poco de la perforación de galerías. En rocas competentes se necesita poco sostenimiento y basta con un simple shocret de hormigón. Aunque para llegar a la misma cota la longitud del plano es mayor que la de un pozo vertical, en grandes producciones los costes de operación del plano inclinado son sensiblemente menores que los del

pozo por lo que el pique es a menudo la opción escogida. La entrada al plano desde el exterior se eleva con respecto a la cota del terreno con el fin de evitar entradas de agua, y es ejecuta en hormigón con el fin de sujetar bien las tierras de ladera, si es el caso. La ejecución de los planos inclinados puede hacerse con métodos mineros similares a los utilizados para la perforación de galerías, aunque ofrece alguna dificultad suplementaria debido a la pendiente del piso, el diseño de la infraestructura se inicia determinando la sección de la galería, transversal, rampa o plano inclinado. Los hastiales estarán distanciados lo mínimo necesario para el paso seguro de los equipos de mayor tamaño, previendo espacio suficiente o adicional para las vías y el balasto, la cuneta, las conducciones eléctricas, de agua, de aire comprimido la tubería de ventilación. Además, debe haber espacio suficiente para el paso de los trabajadores. Muchas de estas dimensiones se especifican en la reglamentación vigente del lugar. Recientemente la sección de estas labores de infraestructura se ha ido incrementando debido al cada vez mayor tamaño de los equipos utilizados. (Lopes, 2007, pág. 36)

En minería en vetas angostas, especialmente auríferas se recurren a un pique inclinado como medio de transporte para extraer la mena es un medio en el que se ahorra energía, debido a que parte del peso es absorbido por la línea riel. Los gradientes pueden llegar al 100% y en longitudes existentes instalaciones de 850 metros. Normalmente operan con un carro, excepcionalmente con dos, (Fuentes Elescano, 2010, págs. 36,37)

La planificación cumple dos propósitos principales en las organizaciones: el protector y el afirmativo. El propósito protector consiste en minimizar el riesgo la incertidumbre que la rodea al mundo del negocio y definiendo las consecuencias de una acción administrativa determinada. El propósito afirmativo de la planificación consiste en elevar el nivel de éxito organizacional.

Un propósito adicional a la planificación consiste en coordinar los esfuerzos y los recursos dentro de las organizaciones, se ha dicho que la planificación es como una locomotora que arrastra el tren de las actividades de la organización la dirección y el control. Por otro lado, se puede considerar a la planificación como el tronco fundamental de un árbol imponente, del que crecen las ramas de la

organización, la dirección y el control. Sin embargo. El propósito fundamental es facilitar el logro de los objetivos de la empresa. Implica tomar en cuenta la naturaleza del ámbito futuro en el cual deberán ejecutarse las acciones planificadas. Planificar significa que los ejecutivos estudian anticipadamente sus objetivos y acciones, y sustentan sus actos no en corazonadas sino con algún método, plan o lógica. Los planes establecen el objetivo de la organización y definen los procedimientos adecuados para alcanzarlos, por otro lado, existen varias fuerzas que pueden afectar a la planificación: los eventos inesperados, la resistencia geomecánica al cambio ya que ésta acelera el cambio y la inquietud, la existencia de insuficiente información, la falta de habilidad en la utilización de los métodos de planificación, los elevados gastos que implica entre otros. (Prado Ramos , 1987, págs. 66,67)

2.2.1.1. Aspectos geomecánico.

Sistema de Refuerzo en Roca afirma que los factores que controlan la estabilidad de las excavaciones mineras subterráneas, podemos dividirlos en dos grupos: aquellos pre-existentes a la excavación (pre-minado) y aquellos posteriores a la excavación (post-minado).

Los factores del pre-minado están constituidos por: las características de la masa rocosa, del yacimiento (medio geológico), las propiedades de comportamiento mecánico de esta masa rocosa y por el campo de esfuerzos in-situ presente en el lugar, los factores del post-minado están constituidos por: los esfuerzos Inducidos por el minado, la forma, tamaño y orientación de las excavaciones, las cuales tienen carácter dinámico debido al progreso de la operación minera. Los efectos de perturbaciones excavaciones mineras son: la generación de una estructura rocosa y las perturbaciones mecánicas en el medio rocoso. La estructura minera en este caso de vacío, elementos de sostenimiento naturales y/o artificiales y el mineral remanente: Las perturbaciones mecánicas, es el medio rocoso pueden traducirse en desplazamientos de la masa rocosa hacia los vacíos creados, en un nuevo estado de esfuerzos y deformaciones y en acumulaciones de energía de deformación. Para determinar el comportamiento geomecánico en las labores subterráneas se desarrolla un mapeo estructural que nos permita identificar las posibles cuñas, el tamaño y forma de las cuñas potenciales en la masa rocosa

circundante a esta abertura dependen sobre todo del tamaño, forma y orientación de la abertura y también de la orientación de los sistemas de discontinuidades principales.

Para el sostenimiento de las labores mineras se tendrá los parámetros de cálculo para determinar la longitud promedio de instalación del sostenimiento Y qué tipo de sostenimiento será técnicas adecuado conforme a la estructura del macizo rocoso.

- Reconocimiento sistemático del área de estudio y el área de operación actual.
- Obtención y revisión de la información geológica.
- Medición in situ de las características geomecánico de la roca (clasificación geomecánico).
- Reuniones de trabajo con el personal profesional y técnico de la empresa para coordinar labores a desarrollar.

Cuando se diseñan labores mineras subterráneas para propósitos de explotación de un yacimiento minero. Se ponen de manifiesto una serie de condicionantes y problemas que se relacionan con el comportamiento mecánico del macizo rocoso que deben de tomarse en cuenta a fin de hacer más racional dicha actividad minera. (Gater, 1999, págs. 6,8)

El índice RQD (Rock Quality Designation) representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos mayores de 10 cm. y la longitud total del tramo considerado.

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total}} * 100\%$$

El parámetro GSI (Geological Strenght Index) nació para caracterizar Tenso-deformacionalmente el macizo rocoso, según el criterio de rotura de Hoek y Brown, no para clasificar un terreno de cara al sostenimiento. Por tanto, cabe decir que, ante todo, el GSI no es una clasificación geomecánica. El GSI no tiene en cuenta la corrección por orientación de la excavación, que si tiempo de consideración el RMR sobre el RMRb. Determinado terreno rocoso fracturado, con GSI concreto, en función de la dirección, en la que excave tendrá una estabilidad diferente (y un sostenimiento) en función de la dirección de sus fracturas. Esta consideración sí tiene en cuenta el RMR, pues el RMR básico se corrige en función de la orientación

de las facturas y avance del túnel. Estas consideraciones no aparecen en el GSI. (Muñoz Fernando, 1889, págs. 71-76)

La excavación en un macizo rocoso en cualquier punto de su interior existe un estado tensional inicial natural, que es el correspondiente a los procesos tectónicos y gravitacionales. Cuando se ejecuta una obra subterránea en el citado macizo rocoso el estado tensional final depende tanto del estado natural como de las tensiones inducidas por la excavación. (Madariaga, 2015, pág. 15)

2.2.1.2. Planeamiento de perforación y voladura

Planeamiento en perforación y voladura la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. (Lopez Jimeno & Lopez Jimeno, 2003, pág. 15)

Esta operación es necesaria para lograr el confinamiento del explosivo y aprovechar mejor las fuerzas expansivas. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpes, fricción producen el estallamiento y trituración de la roca en un área equivalen al diámetro de la roca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado, la eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. La operación de perforación depende directamente de la dureza y abrasividad de la roca. La fragmentación de la roca se considera el parámetro más importante en las operaciones de minería a causa de sus efectos directos, sobre los de perforación y voladuras. La resistencia de la roca determina el método o medio de perforación a emplear. El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear. Normalmente la longitud de la columna explosiva varía de 1/2 a 2/3 de la longitud total del taladro (1,20 a 1,60 m en este caso), con la carga concentrada al fondo. Para asegurar el corte de arranque es recomendable cargar

los taladros de arranque 1,3 a 1,6 veces el promedio calculado, las ayudas 1,1 vez y disminuir proporcionalmente la carga en el resto de taladros. (EXSA, 2009, págs. 15,201-206)

2.2.1.3. Diseño de winche y cable

El enrollamiento del cable debe efectuarse en forma suave, sin golpes, una capa sobre otra, hasta un máximo de tres (03) si la superficie del tambor tiene canales elicoidales, en espiral o no tiene canales; hasta cuatro (04) capas si tiene canales de resina. En ningún caso debe tener más de tres (03) vueltas muertas de cable. Cuando el winche es usado en profundización de pique o trabajos preliminares, el radio entre el diámetro del tambor y el diámetro del cable será igual o mayor que: 48 a 1 cuando el diámetro nominal del cable es de 25.4 mm o menos. (MEM, 2016, pág. 126)

El ángulo fleet excesiva puede dar lugar a importantes daños abrasivo a ambos flancos de la polea y el cable y reducir considerablemente la vida del cable y el equipo. Ángulos Fleet normalmente oscilan hasta un máximo de 1,5 ° en tambores liso y hasta un máximo de 2,5 ° de tambores ranurados. El ángulo se requiere menor para el transporte de alta velocidad, como el mio devanados.(Raj Tatiya , 2005, pág. 167)

Da mención que la tambora debe alojar como máximo tres capas de cable, en los tambores ranurados, el canal que aloja al cable debe ser 5% más ancho que éste, y el diámetro debe cumplir siguientes condiciones: (Fuentes Elescano, 2010, pág. 163)

$D > 80 d$ y $D > 800 a$ donde:

D=diámetro de Tambora

d=metro del cable

a = diámetro del alambre

La fuerza del motor se puede estimar con la siguiente fórmula:

$$H_p = \frac{U * v}{75n}$$

Dónde:

U = esfuerzo en el eje del motor, kg

v = velocidad máxima del cable tractor, m/segundo

n=eficiencia = 0.7

2.2.2. Incremento de producción

Incremento de producción es una de las áreas más comunes de nuestra actividad de implementación. Para hacer frente a esta variable operacional, casi siempre hay una reducción proporcional en el costo unitario del producto, lo que pone los resultados bien visibles y fáciles de medir. La Implementación de soluciones de mejora de producción normalmente implica el análisis detallado, de la cadena de valor de la producción y la revisión de los procesos de planificación, ejecución y control de la producción. Las limitaciones de los estrangulamientos en el proceso de producción de mineral, como en extracción de mineral, a través de la aplicación de las técnicas centradas en la mejora y dinámica de izaje. La formalización de las interfaces de comunicación entre los diferentes ciclos productivos, la implementación de sistemas de gestión y control operacional de los procesos, el alineamiento y la formación de los recursos humanos involucrados en la cadena productiva están siempre presentes en la implementación de acciones que ejecutamos. (Madariaga Cardenas, 2012, pág. 50)

Las labores como servicios tienen como objetivo, realizar todas aquellas actividades que son necesarias para incrementar la producción de tonelaje de mineral, con personal altamente calificado, materiales y equipos eficientes, con la aplicación de planeamiento y diseño, para maximizar la explotación de nuestros reservas, prolongar la vida de la mina y recuperar la mayor cantidad de las reservas posibles del yacimiento, basado en el análisis y diagnóstico del sistema de proyecto inclinado, generando las recomendaciones que aseguren incrementar la producción, llevando un control preciso durante las intervenciones, tanto en campo como en gabinete, verificando el cumplimiento de los programas operativos. (Pág. 30). (Baldeón Quispe , 2011, pág. 30)

El único camino para que una empresa minera pueda crecer y aumentar su rentabilidad (o sus utilidades) es aumentando su productividad. Y el instrumento fundamental que origina una mayor productividad es la utilización de métodos, el estudio de tiempos y un sistema de costos utilizados. La relación entre la cantidad de tonelajes y servicios producidos y la cantidad de recursos utilizados. En izaje de mineral la productividad sirve para evaluar el rendimiento de los ciclos de trabajos, las máquinas, los equipos de trabajo y el personal.

2.2.2.1. Productividad

La productividad en las máquinas y equipos está dada como parte de sus características técnicas. No así con el recurso humano o los trabajadores. Hacer que una cosa funcione y que tenga un mayor desarrollo e importancia en la actividad de izaje. El proyecto debe optimizar la selección del mejor elemento de un conjunto de elementos disponibles. (Baldeón Quispe , 2011, pág. 50)

La productividad es la relación existente entre el producto y los recursos, la misma que debe ser incrementada conforme avanza la curva de aprendizaje, la experiencia, la creatividad en la operación y la innovación necesaria para lograr su mayor incremento generando como consecuencia un aumento inmediato de la competitividad personal, profesional y empresarial con beneficios para toda la industria. Existen múltiples factores que afectan la productividad y la gran mayoría son factores gestionables por la gerencia de operaciones desde el campo incluyendo la aplicación de los métodos de minado, la plataforma de suministro logístico, la manera de organizar y liderar los equipos, la adecuación de los perfiles de los equipos, la articulación con los proveedores y fabricantes a los cuales los proveedores representan, el grado de automatización y mecanización de la operación y la gestión de la información que se requiere para desarrollar el ciclo en forma continuada, productiva y segura. Estos factores son parte de la gestión diaria del ingeniero de minas a cargo de la operación y constituyen una responsabilidad de la gerencia de operaciones de toda compañía minera. (García García, 1990, pág. 141)

2.2.2.2. Evaluación económica

La fuentes de financiamiento de las variables económicos para medir sólo la rentabilidad de los recursos aportados por el inversionista y otro para medir la capacidad de pago, es decir sí independientemente de la rentabilidad que pudiera tener el proyecto, puede cumplir con las obligaciones Impuestas por las condiciones del endeudamiento, el flujo de caja de cualquier proyecto se impone de cuatro elementos básicos:

- Los egresos iniciales de fondos, que corresponden al total de la inversión inicial requerida para la puesta en marcha el proyecto.
- Los ingresos Y egresos de operación, constituyen todos los flujos de entradas y salidas reales de caja.

- El momento en que ocurren estos ingresos y egresos, el flujo de caja se expresa en momentos. El momento cero reflejará todos los egresos previos a la puesta en marcha del proyecto.
- El valor de desecho o salvamento del proyecto.

El horizonte de evaluación depende de las características de cada proyecto. Si el proyecto tiene una vida útil esperada posible de prever y sin larga duración, lo más conveniente es construir flujo de caja en ese número de años. Los costos que componen el flujo de caja se derivan de los estudios de mercado, técnico y organizacional analizados con anterioridad. Los egresos que no han sido determinados por otros estudios y que deben considerarse en la composición del flujo de caja, sea en forma directa o indirecta, son los impuestos. El cálculo de los impuestos, requerirá la cuantificación de la depreciación, la cual, sin ser un egreso efectivo de fondos, condiciona el monto de los tributos por pagar. Una depreciación es un elemento del costo que influye indirectamente sobre el gasto en imprevistos que representa el desgaste de la inversión en obra física y equipamiento que se produce por su uso. Puesto que el desembolso se origina al adquirirse el activo, los gastos de depreciación no implican un gasto en efectivo. Sino uno contable para compensar, mediante una reducción en el pago de impuestos, la pérdida de valor de los activos por su uso, para determinación de la rentabilidad de un Proyecto de inversión mediante este indicador es necesario la determinación de una tasa de descuento con la cual será actualizado los diferentes flujos de efectivos involucrados. Criterios de aceptación o rechazo dado que la expresión anterior genera tres posibles resultados para el valor actual neto (positivo, cero y negativo).

- Si el VAN es cero o positivo, el proyecto debe aceptarse.
- Si el van es negativo, el proyecto debe rechazarse.

La tasa interna de retomo de un proyecto mide la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en el. se define como aquella tasa de descuento que iguala a cero el valor actual neto. Cuanta más alta sea la TIR más alta será la rentabilidad esperada del negocio y, al revés, cuanto más baja la TIR más riesgo corremos al realizar la inversión. Si la TIR es mayor que el coste de oportunidad del capital, entonces el capital del proyecto evaluado genera una rentabilidad mayor que la que puede ser generada por la mejor alternativa de

inversión en ese caso es recomendable apostar por el proyecto. La manera de llegar a establecer la TIR es por tanteo, utilizando un programa que vaya realizando sucesivos cálculos hasta que el valor se haga igual a cero el VAN.

La TIR es la tasa de descuento que hace que el $van=0$

La TIR que el indicador tiene dos criterios para aceptar o rechazar la propuesta de inversión.

- Si el TIR es mayor o igual que la tasa de interés el proyecto se aceptarse.
- Si el TIR es menor, que la tasa de interés el proyecto debe rechazarse.

Dado que este indicador de costo y beneficio deriva del valor actual neto entonces de la aplicación de la formula también genera dos criterios similares a los del van los cuales guiarán las decisiones de aceptación o rechazo del proyecto.

- Si el C/B es cero o positivo, el proyecto debe aceptarse.
- Si el C/B es negativo, el proyecto debe rechazarse.

(Gallardo Cervantes, 2002, págs. 48,50,85,86)

2.3. Marco conceptual

2.3.1. Planeamiento

Planificación es diagnóstico de las posibilidades mediante un proceso intelectual y consiste en el análisis integral de los factores de producción dentro de la empresa, sus limitaciones internas y externas y todo aquel que guarda relación con la elección de un objetivo a lograrse. El plan constituye el resultado de todo proceso de planeamiento. (Prado Ramos , 1987, pág. 25)

2.3.2. Diseño

El diseño se define como el proceso previo de configuración mental, "prefiguración", en la búsqueda de una solución en cualquier campo. Utilizando Habitualmente conceptos de la industria ingeniería, arquitecta, comunicación y otras disciplinas creativas. Etimológicamente deriva del término italiano diseño dibujo, designio, signare, signado "lo por venir", el porvenir visión representada gráficamente del futuro, lo hecho es la obra, lo por hacer es el proyecto, el acto de diseñar como prefiguración es el proceso previo en la búsqueda de una solución o conjunto de las mismas. Plasmar el pensamiento de la solución o las alternativas mediante esbozos, dibujos, bocetos o esquemas trazados en cualquiera de los soportes, durante o posteriores a un

proceso de observación de alternativas o investigación. El acto intuitivo de diseñar podría llamarse creatividad como acto de creación o innovación si el objeto no existe o se modifica algo existente inspiración abstracción, síntesis, ordenación y transformación (Lopes, 2007, pág. 20).

2.3.3. Pique inclinado

Los piques son labores que tienen inclinación en la mayoría de los casos con inclinación 30°, 45° que sirven de comunicación entre la mina subterránea y la superficie exterior con la finalidad de subir o bajar, material, equipos y el mineral. (Arias Calla , 2013, pág. 35)

2.3.4. Perforación

La perforación de las rocas dentro del campo de la voladura es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios inicia dores (Lopez Jimeno & Lopez Jimeno, 2003, pág. 45).

2.3.5. Voladura

Operación para fragmentar rocas o algún material duro, haciendo un agujeró con una carga explosivo detonándola. La ejecución de los planos inclinados puede hacerse con métodos mineros similares a los utilizados para la perforación de galerías, aunque ofrece alguna dificultad suplementaria debido a la pendiente del piso (EXSA, 2009, pág. 60).

2.3.6. Winche de izaje

El winche de izaje, es una maquinaria utilizada para levantar, bajar o tirar la carga; el winche de izaje, es utilizado también para bajar izar del interior de la mina; siempre que cumpla con exigencias mínimas de seguridad. En otras palabras, el sistema de izaje a través de los Piques de una mina, tiene semejanza a los ascensores de los edificios; en las minas importantes del Perú, se utiliza el winche como maquinaria principal de transporte vertical (para el arrastre de mineral, se utilizan los winches de rastrillaje). (Mamani Mandamientos , 2007, pág. 50)

2.3.7. Cables de izaje

El cable tractor para funiculares mineros es del tipo de cables cilíndrico que puedan ser normales, seale o filler. Durante la operación, el cable debe apoyarse en los polines los cuales, generalmente, se colocarán cada 15 m de línea riel. El manejo incorrecto del cable de tambores y bobinas puede resultar daños de alambres, retorcimiento del cable. Este tipo del daño rara vez se pueden corregir completamente y pueden en gran medida reducir la vida efectiva de la cuerda (Arias Calla , 2013, pág. 23).

2.3.8. Vagones mineros

Los vagos mineros son elementos de transporte. Los vagones de tipo-U son volteo lateral es ideal para transporte manual y a locomotora seguro de voltear de pie o manual. Sus capacidades son de 25, 40, 60, 24, 27, 35 pies³. Para este trabajo se utilizarán capacidades de U-35. (Mayta Lino, 1988)

Figura N° 1. Se muestra U-35, U-24.



Fuente: fotografico.

2.3.9. Riel

Se denomina riel a cada una de las barras metálicas sobre las que se desplazan las ruedas de los trenes. Los rieles se disponen como una de las partes fundamentales de las vías férreas y actúan como soporte, dispositivo de guiado y elemento conductor de la corriente eléctrica. La característica técnica más

importante del ferrocarril es el contacto entre el riel y la rueda con pestaña, siendo sus principales cualidades su material, forma y peso (Mayta Lino, 1988).

2.3.10. Durmiente

Son los elementos transversales al eje de la vía que sirven para mantener unidos y a la vez a una distancia fija (galga o trocha) a los dos carriles (rieles) que conforman la vía, así como mantenerlos unidos al balasto, transmitiendo el peso del material rodante al balasto y, por intermedio de éste, al suelo. También cumplen la función de dar peso al conjunto, de manera que la geometría inicial del trazado se mantenga en la mayor medida posible. Se fabrican de diversos materiales, entre ellos madera, hierro y hormigón (Lopes, 2007, pág. 60).

2.3.11. Ventilación

La ventilación en una mina subterránea es el proceso mediante el cual se hace circular por el interior de la misma el aire necesario para asegurar una atmósfera respirable y segura para el desarrollo de los trabajos. La ventilación se realiza estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores. Para ello es indispensable que la mina tenga dos labores de acceso independientes: dos pozos, dos socavones, un pozo y un socavón, etc. En las labores que sólo tienen un acceso (por ejemplo, una galería en avance) es necesario ventilar con ayuda de una tubería. La tubería se coloca entre la entrada a la labor y el final de la labor. Esta ventilación se conoce como secundaria, en oposición a la que recorre toda la mina que se conoce como principal. (Villanueva Chávez, 2008, pág. 48)

2.3.12. Incremento

La palabra incremento se deriva en su etimología del latín "incrementum" vocablo compuesto, integrado por el prefijo "in" que alude a algo interno; por el verbo "creceré" con el significado de crecer o aumentar, y el sufijo "mentum" que hace referencia a un resultado. Por ello incremento es tanto la acción como el resultado de incrementar o aumentar una cosa material o inmaterial o un estado o situación, en relación a lo que antes era o sucedía. Pueden incrementarse por ejemplo los precios de los bienes y servicios en épocas de crecimiento económico; puede incrementarse la demanda y por ende el consumo; también puede incrementarse

la oferta, los salarios, el parque automotor, la fe, los usuarios de Internet, etcétera (Villanueva Chávez, 2008, pág. 80)

2.3.13. Producción

La producción es la actividad económica que aporta valor agregado por y suministro de minerales, es decir, consiste en la explotación de mineral en bruto. La producción de una empresa puede medirse en un determinado volumen o tonelaje. La diferencia entre el volumen o tonelaje de lo producido en términos de dinero en relación a los costos da cuenta del valor que se ha añadido a esos recursos. Así, según la diferencia que se haga de la utilización de los factores de producción con respecto a los valores de producción final se tendrá referencia a la rentabilidad o ganancia de la organización comercial. (Mena Salas, 2012, pág. 90)

2.3.14. Evaluación económica

La evaluación de un proyecto es una herramienta, la cual, al comparar flujos de beneficios y Costos, permite determinar si conviene realizar un proyecto o no; es decir, si es o no es rentable, además. si siendo conveniente, conviene postergar su inicio (Chancolla Mamani, 2009, pág. 89).

2.3.15. Costos

Costo es la inversión económica que representa la fabricación de un producto o la prestación de un servicio. El costo de un producto está formado por el precio de la materia prima, el precio de la mano de obra directa empleada en su producción, el precio de la mano de obra indirecta empleada para el funcionamiento de la empresa y el costo de amortización de la maquinaria y de los edificios. (García García, 1990, pág. 35)

2.3.16. Gasto

Gasto es un egreso o salida de dinero que una persona o empresa debe pagar para un artículo o por un servicio. Por ejemplo, el alquiler para una oficina es un gasto, alquiler de una movilidad, gastos administrativos, los gastos de comercialización. (García García, 1990, pág. 36)

CAPÍTULO III GENERALIDADES

3.1. Ubicación y acceso

La mina se encuentra en la faja litoral que comprende la cordillera occidental la cadena costanera, con una altura promedio de 700 m.s.n.m., políticamente está ubicada en el distrito Chaparra, provincia de Caravelí, región de Arequipa.

Se muestra en el plano 01. El mapa de ubicación de la mina chaparral.

La mina está ubicada en la zona 32-O de Chaparra, conformada por 08 concesiones totalizando 5, 800 Has.

Mapa de accesibilidad a la mina chaparral se muestra en el plano 02.

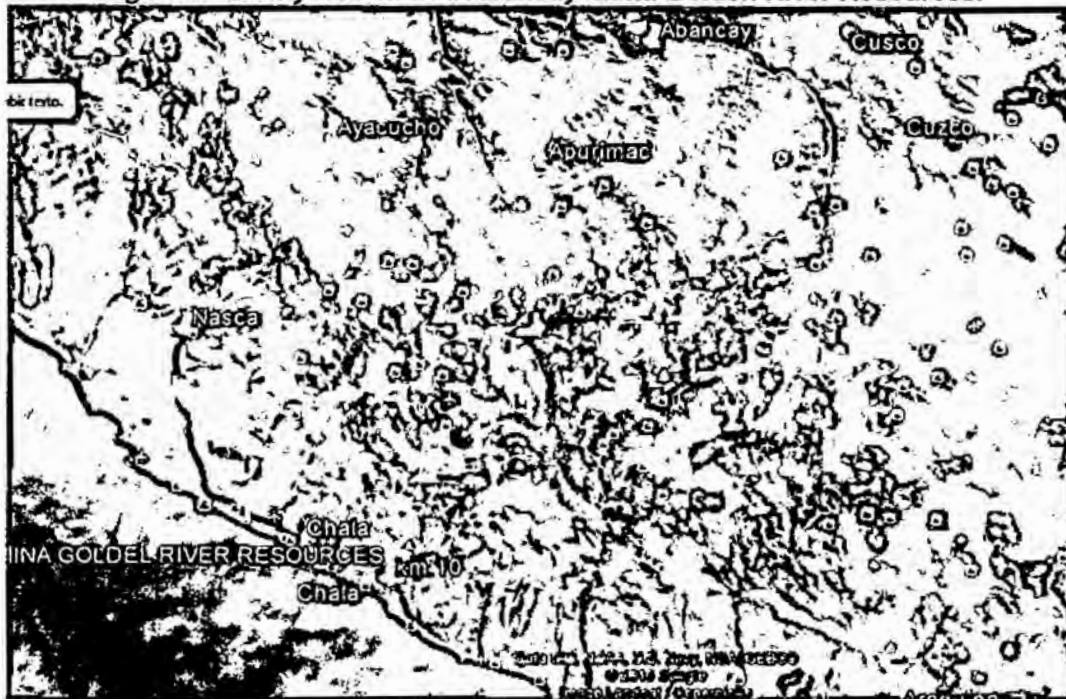
El acceso desde Abancay se realiza según el siguiente itinerario que se muestra.

Tabla N° 1. Acceso a la mina Chaparral vía terrestre y aéreo.

Lugar	Distancia (km)	Tipo	Tiempo (h)
Abancay – Nazca	840	Carretera asfaltada	10
Nazca-Chala	240	Carretera asfaltada	2.5
Chala - Km 10	10	Carretera asfaltada	0:30
km 10 - mina	5	Trocha carrozable	0:30
Total	1095 km		13:30horas
Lugar	Distancia (km)	Tipo	Tiempo (h)
Lima – Nazca	452.3	Carretera asfaltada	7
Nazca-Chala	240	Carretera asfaltada	2:30
Chala - Km 10	10	Carretera asfaltada	0:30
km 10 - mina	5	Trocha carrozable	0:30
Total	707.3 km		10:30horas
Lugar	Distancia (km)	Tipo	Tiempo (h)
Lima – Arequipa	765	Vía aérea	1
Arequipa-Chala	329	Carretera asfaltada	5
Chala - Km 10	10	Carretera asfaltada	0:30
km 10 - mina	5	Trocha carrozable	0:30
Total	1109 km		7 horas

Fuente: elaboración propia.

Figura N° 2. Trayecto de ruta Abancay- mina Golden River Resources.



Fuente: elaboración propia.

3.2. Aspectos ambientales

3.2.1. Clima

El clima es seco, desértico, con algunas hierbas presentes en las quebradas y que solo aparecen en la época de lluvias. Solo se observan dos estaciones, de noviembre a abril, las temperaturas llegan en el día a 30° y en las noches a 12°, presentando escasas lluvias y vientos alisios provenientes del mar. La precipitación registrada en la zona es casi de 0.10 Lts/m². Y de mayo a octubre el clima es más seco, con vientos fríos en las noches provenientes de las partes altas, las temperaturas en el día llegan a 25° y en las noches llegan a 05°C.

3.2.2. Flora

La vegetación se ha identificado algunas especies de flora en el área minera, la mayoría de las cuales son herbáceas estacionales, algunos arbustos y cactáceas. Los cactus de los desiertos almacenan mucha agua. Cuando la humedad es abundante, los cactus la absorben rápidamente con su sistema radical superficial y extenso y la almacenan en el tallo, que se va llenando de agua a medida que ésta es absorbida. Como muchas otras plantas desérticas, los cactus carecen de hojas, lo que reduce la superficie de evaporación, Las espinas producidas por el tallo del cacto defienden la planta de los ataques de animales, quienes podrían destruirla para aprovechar, así, el agua almacenada. Otras adaptaciones características de

los árboles desérticos, son las raíces muy profundas, que pueden en busca de humedad. Entre las especies identificadas en la concesión, tenemos: Bryum (musgo), Blenchnum (helecho), Adiantumsp (araquiraqui), Lepidophyllum quadrangulare (tola), Baccharis salicifolia (taya), Baccharis scandens (chilca), Tillandsia sp (maguey), Pitcairnia sp (maguey blanco), Puya sp (puya), Opuntia soehrensi (picanco), Espostoa sp (cactus), Kageneckia lanceolata (lloque), entre otras.

Figura N° 3. En la foto se observa la escasa vegetación.



Fuente: fotografía.

3.2.3. Fauna

La mayor parte de los animales que habitan estos desolados lugares suelen llevar vida nocturna o por lo menos crepuscular. Algunos salen de sus madrigueras al despuntar el alba, cuando la temperatura es bonancible, pero en cuanto se levanta el sol, desaparecen. Luego, en el crepúsculo, el desierto se anima de nuevo. Con poca vegetación no puede haber abundancia de fauna, por eso, las especies animales de las más importantes son: El zorro gris, ratones, lagartija; colibrí, lechuza, entre otras.

3.2.4. Fisiografía

El paisaje está constituido por cerros aislados y sin vegetación alguna. La zona Noroeste de la mina presenta un relieve plano a ondulado con pendientes moderadas hasta un 15% y en el Sureste se aprecian pendientes ligeramente mayores, predominando materiales fragmentados y rocosos. De acuerdo a la zona

circundante del área de estudio podemos apreciar que se encuentra en una altiplanicie costera.

Figura N° 4. Se muestra la geomorfología del lugar.



Fuente: fotografía.

3.3. Recursos

3.3.1. Recursos hídricos

En la mina no contamos con agua, toda el agua se es suministrada en cisternas de 08 m³ desde el puente chaparra, 5 km de la mina, para consumo humano, así como las operaciones de la mina.

3.3.2. Energía eléctrica

Se cuenta en la actualidad con 05 grupos electrógenos: cummins de 65 KW, cummins 90 kw, perkin de 96 KW, 83 KW, esto para manejar los winches, 2 compresora atlas 750 cfm, así como para los campamentos, casa de lámparas, otros; que en total suman un requerimiento de energía eléctrica de cummins 90 kw.

3.3.3. Recursos humanos

En la actualidad se cuenta con una fuerza laboral aproximada de 120 Trabajadores; entre maestros, ayudantes y peones, casi todos provenientes de Cuzco y Arequipa. También se cuenta con 20 empleados, quienes conforman las áreas de administración, logística, ingeniería, geología y centro médico.

Figura N° 5. Taller de charla de los trabajadores.

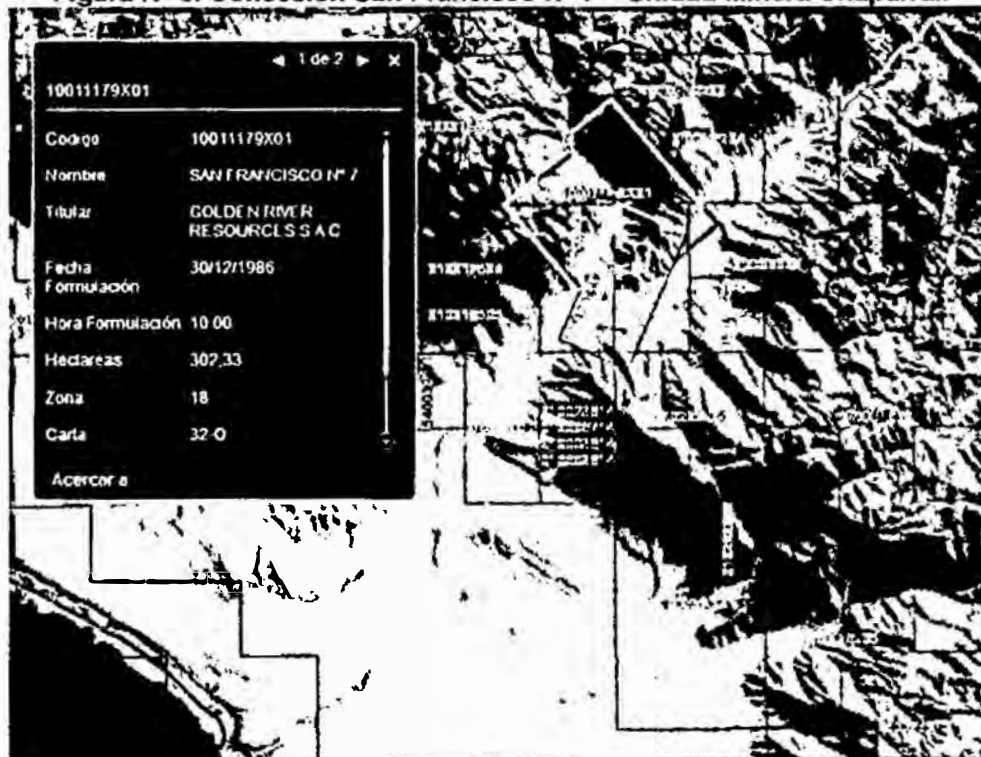


Fuente: fotografía.

3.4. Propiedad minera

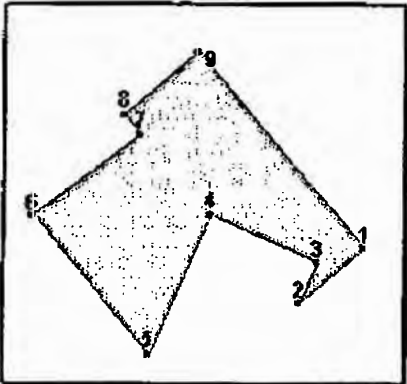
Inició sus operaciones como pequeño productor minero del año 2008, en esta unidad, anteriormente su operación tenía en mundo mineral, torrecillas, el ámbito territorial total que abarcan las concesiones San Francisco corresponde políticamente a la provincia de Chala, siendo la Concesión San Francisco N° 07 la correspondiente a la ubicación de la Unidad Minera Chaparral. Perteneciente al señor Cesar Teodoro Alvares Sanéz. El área superficial se encuentra conformada por 08 concesiones totalizando 5, 800 Has ubicadas íntegramente en el distrito de Caravelí, las mismas que se encuentran vigentes actualmente.

Figura N° 6. Concesión San Francisco N° 7 – Unidad Minera Chaparral.



Fuente: Geocatmin.

Tabla N° 2. Las coordenadas de los vértices de la concesión WG84.

Concesión	Vértice	Norte	Este
 <p>SAN FRANCISCO N° 07</p>	1	8,241,349.47	609,162.67
	2	8,240,879.45	608,602.54
	3	8,241,230.51	608,757.51
	4	8,241,634.36	607,842.70
	5	8,240,440.30	607,315.61
	6	8,241,629.05	606,318.11
	7	8,242,328.74	607,246.16
	8	8,242,502.43	607,115.21
	9	8,243,034.25	607,748.96

Fuente: Geocatmin

3.5. Operación mina

El método de explotación empleado es de Corte y Relleno Ascendente (Over Cut and Fill), el cual garantiza una adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral. En sentido vertical se desarrollan chimeneas cada 50 metros, quedando dividida la veta en bloques, las chimeneas se proyectan hasta la superficie o hasta el nivel superior. Entre dos chimeneas extremas separadas por 40 metros, se construye camino, buzón, camino, lo que permite definir el block a explotar, el piso inicial es de un puente de mineral de 3 m de altura, el corte de los tajos se hace con cara libre hacia las chimeneas, El disparo es en dos tandas luego que se ha disparado el mineral se procede a una limpieza o extracción, usando winche eléctrico de 15 HP, que permite jalar la carga hacia los echaderos. Cada echadero tiene instalado una parrilla en la parte superior que clasifica el mineral, no permite que, entre bancos al buzón, además constituye un elemento de resguardo de seguridad para evitar caída de personas. Una vez y culminando, la limpieza de todo el mineral se levante colocan puntales en echadero y camino, se procede a rellenar hasta conseguir el nivel apropiado de perforación a 2,5 m de la corona, se repite así sucesivamente el ciclo (procedimiento). Para los casos de vetas muy angostas e irregulares en potencia y mineralización se emplea el Circado como un sub-método de explotación, que tiene la particularidad de ser muy selectivo. El método

consiste en disparar solamente la caja, luego se tiende este material como relleno posteriormente se dispara mineral puro. Para el caso de la Veta Chaparral, cuya potencia de veta es de promedio 45 a 55 cm, buzamiento de es de 65-75°, producción alcanzada por guardia, día, mes, será en la tabla 3. y los avances alcanzados por mes en la tabla 04.

La Unidad Minera Chaparral cuenta con 12 niveles considerando niveles inactivos, con un reconocimiento de mineral únicamente proporcionado por el avance de las labores existentes y el estudio geológico de la zona, en la actualidad se vienen programando estudios con perforaciones diamantinas en la zona de mayor interés en mina pudiendo determinar con mayor certeza las reversas minerales existentes.

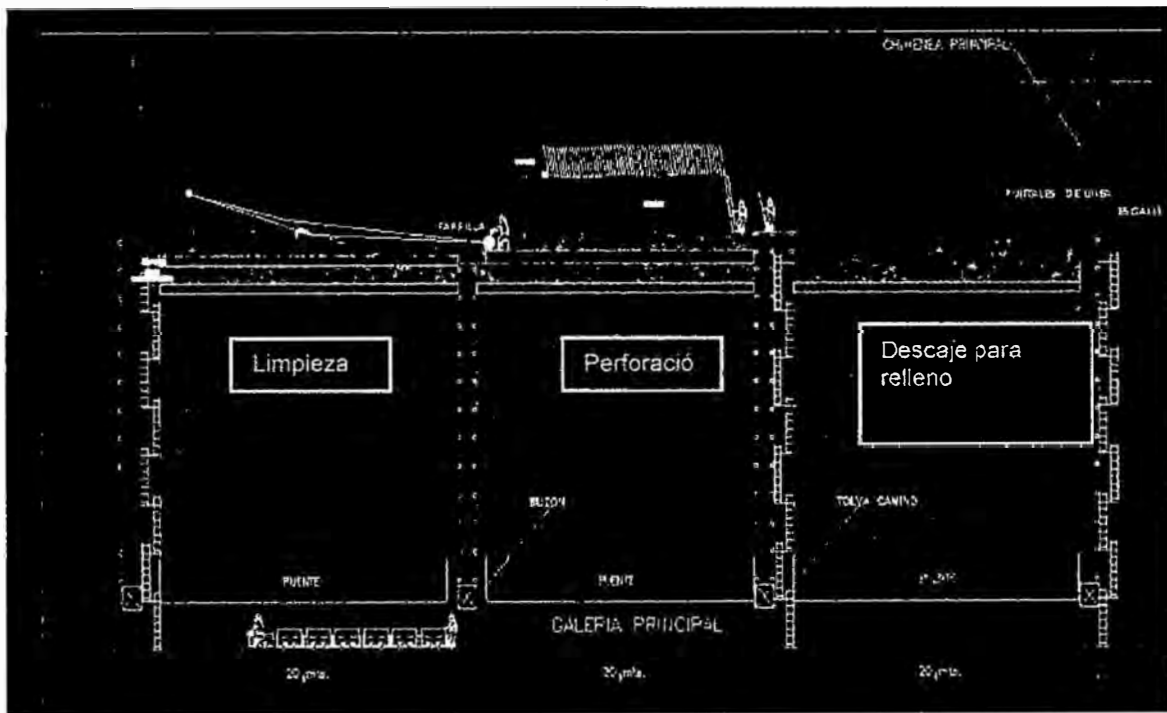
Cabe mencionar que su producción tiene en veta patricia, veta sur, chaparral.

Tabla N° 3. Producción de la unidad.

Producción		
Patricia	45	Ton/día
Chaparral	60	Ton/día
Veta Sur	35	Ton/día
Total	140	Ton/día

Fuente. Departamento de geología.

Figura N° 7. Block de explotación 40 m x 50m



Fuente: propia.

Tabla N° 4. Producción de los tajos veta Chaparral.

Nivel	Veta	Block	Metas Por Guardia			Numero de guardia	Equipo			Tm/Días	Tm/Mes	Tm/Año
			Tm	Ley	Carros por día U-35		Perf.	Palas	Rastrillo			
360	Chaparral	TJ 838	7.5	18.6	3	2	1	-	1	15	375	112500
360	Chaparral	TJ 735	7.5	15.2	3	2	1	-	1	15	375	112500
360	Chaparral	TJ 790	7.5	20	3	2	1	-	1	15	375	112500
360	Chaparral	TJ 757	7.5	14.6	3	2	1	-	1	15	375	112500
TOTAL			30	17.1	12	8	4	0	4	60	1500	450000

Fuente: área planeamiento.

Tabla N° 5. Avances durante el mes.

Nivel	Veta	Labor	Metas por guardia			Numero de guardia	Equipo			Avance /Días	Avance /Mes	Avance/ Año
			Tm	Ley	Avance		Perf.	Palas	Rastrillo			
316	Chaparral	S/N 742	4	20	1.5	2	1	-	-	3	75	900
279	Chaparral	GL 276	5	18.4	1.35	2	1	1	-	2.7	67.5	810
279	Chaparral	CH715	4	19.5	1.2	2	1	-	-	2.4	60	720
279	Chaparral	CH760	4	18.8	1.2	2	1	-	-	2.4	60	720
TOTAL			17	19.2	5.25	8	4	1	0	10.5	262.5	3150

Fuente: área planeamiento



El ciclo de minado consiste en:

- **Perforación:** La perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas tipo Jack Leg y Stoper con barreros exagonales de 02, 05 pies de longitud y brocas de 38 mm. de diámetro, malla de perforación dos en uno como se muestra en algunos casos cuando las vetas son de baja potencia se hace malla zigzag, con burden de 0.23 m y espaciamiento de 0.45 m. Es necesario Conservar el paralelismo y profundidad de los taladros para dar una mayor uniformidad al techo y las paredes del tajo y evitar en lo posible la dilución, por guardia la tanda de perforación son 30 taladros. Cuya producción alcanzada 7.5 tonelada por guardia.

Figura N° 8. Perforación en realce.



Fuente: propia.

Para los desarrollos en galerías los avances se harán con perforadoras jack leg, la limpieza con palas neumáticas ATLAS, IMCO B-5.

Tabla N° 6. Las secciones estándar de unidad minera.

Labor	Secciones	Equipo		numero de taladros	Volumen de desmonte m ³
		Perf. Rnp	Palas		
Galería	2.4 m x 2.1m	1	1	32	6.804
Piques	2.4 m x 1.2 m	1	-	20	2.592
Chimeneas	1.2 m x 1.2 m	1	-	14	1.152

Fuente: propia.

- **Voladura:** Se realiza voladura controlada con explosivos tipo pulverulenta como el famesa 45% para terrenos muy suaves y explosivos tipo pulverulenta famesa

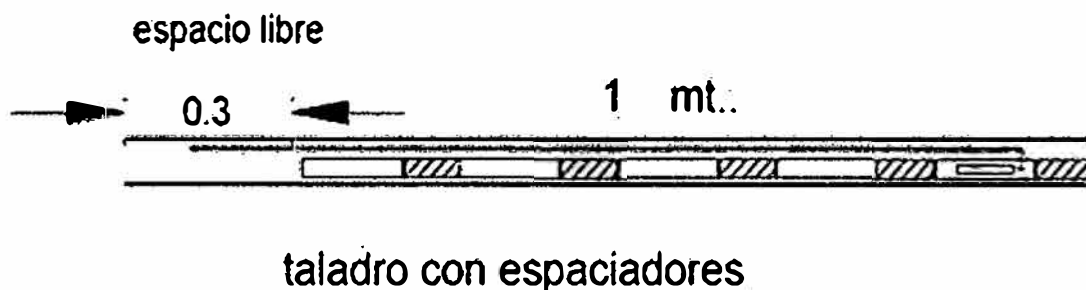
65%, para rocas duras y como accesorios utilizamos las armadas carmex. F.P.
= 1,02 Kg/TM.

Tabla N° 7. Especificaciones técnicas de explosivos en uso.

Especificaciones Técnicas	Unidades	Famesa 45%	Famesa 65%
Densidad	g/cm ³	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%
Velocidad de detonación	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200
Presión de detonación	kbar	87	94
Energía	KJ/kg	3,060	3,130
Resistencia al agua		Buena	Buena
Categoría de humos		1 era	1 era

Fuente: famesa.

Figura N° 9. Carguío de taladro con explosivo.



Fuente: elaboración propia.

Para los casos de labores de desarrollo uso de explosivo será de la siguiente manera tabla N° 08.

Tabla N° 8. Explosivos en uso de semexa 65%.

Labor	Secciones	numero de taladros	Volumen de desmonte M3	explosivo kg	f.c kg/m ³
Galería	2.4 m x 2.1m	32	6.804	12.8	1.88
Piques	2.4 m x 1.2 m	20	2.592	4.8	1.85
Chimeneas	1.2 m x 1.2 m	14	1.44	3	2.08

Fuente: elaboración propia.

- **Sostenimiento:** Hay casos cuando las cajas se encuentren fracturadas o inestables se utiliza un sostenimiento temporal con puntales de seguridad y dejando pilares que luego son recuperados, si las características geomecánicas de la labor lo requieren, esto permite al trabajador realizar su tarea en forma segura durante la limpieza del mineral y luego del cual se procede al relleno respectivo del tajo que constituye el sostenimiento definitivo.

El sostenimiento utilizado generalmente es con madera que es el elemento de sostenimiento más antiguo y que todavía se utiliza en la minería convencional, para que la madera dure más debe de estar seca sin corteza en lo posible curada y la zona debe de tener buena ventilación, donde principalmente se utiliza la madera de eucalipto. Además de emplear la madera como sostenimiento se utiliza en la construcción de tolvas, buzones, chimeneas, barreras para relleno y otros.

Las dimensiones o diámetros utilizados son los siguientes:

- Puntales de 4" a 6" x 3.00 m.
- Puntales de 6" a 8" x 3.00 m.
- Puntales de 8" a 10" x 3.00 m.
- Puntales de 4" a 6" x 4.00 m.
- Puntales de 6" a 8" x 4.00 m.
- Puntales de 8" a 10" x 4.00 m.
- Puntales de 4" a 6" x 2.70 m.
- Puntales de 6" a 8" x 2.70 m.

a. Puntal de seguridad

Es un puntal de 6" a 8" de diámetro colocado de caja a caja con una plantilla de madera de 40 cm., este puntal tiene un ángulo de inclinación de 50 - 100 en la caja piso este puntal debe de tener una patilla y poder bloquear con la plantilla ejerciendo presión de soporte a la caja dañada.

b. Cuadro cojo

Están compuestos solo por un poste y un sombrero y se utilizan en vetas angostas su uso permite ganar espacio para trabajar y pueden ser verticales o inclinados. Los cuadros cojos deben adecuarse a la forma de la excavación.

Los diámetros de madera utilizados generalmente son puntales de 6" a 8" x 3.00 m, esto es para el cuadro, pero para el encostillado y topeado se utiliza rajos y bolillos de 4" a 6" x 3.0 m cortados de acuerdo al espaciamiento de los cuadros.

c. Guardacabeza

Un guardacabeza está compuesto generalmente por dos puntales de diámetro 6" a 8" x 3.00 m, colocados de caja a caja a una distancia de

acuerdo al espaciamiento esto se determina en el terreno, generalmente a 1.50 m.

Para el topeado se utilizan rajas o bolillos de diámetro 4" a 6" x 3.0 m.

- **Limpieza de mineral:** La limpieza de mineral en los tajos de explotación se realiza mediante dos métodos; con winches de arrastre de 10 HP con rastras de 18" de ancho y capacidad de 4.5 pies³. Este mineral es depositado en las tolvas de madera instalados en el medio de cada tajo.

Figura N° 10. Limpieza de mineral en tajo.



Fuente: fotográfico.

- **Trasporte:** El transporte del mineral, una vez descargados de las tolvas a los carros mineros U-35, se lleva a cabo con locomotora de batería de 1.5 TN hasta el echadero de mineral, para luego ser extraído mediante winches de izaje por inclinados hasta superficie.
- **Relleno:** Luego de realizar el corte de la veta y la limpieza de mineral, se procede al relleno en algunos casos descaje del tajo, con la finalidad de dar el ancho ergonómico para el perforista, se continua con acomodar el material encajonante volado sobre el piso de trabajo ("pampillado") dejando una altura aproximada de 2.30 m del piso al techo de la labor, hasta formar un piso que permita realizar la perforación del siguiente corte. Se utiliza también como relleno el desmonte producido en las labores mineras de exploración y desarrollo en los niveles superiores.

CAPÍTULO IV

GEOLOGÍA

4.1. Geología regional

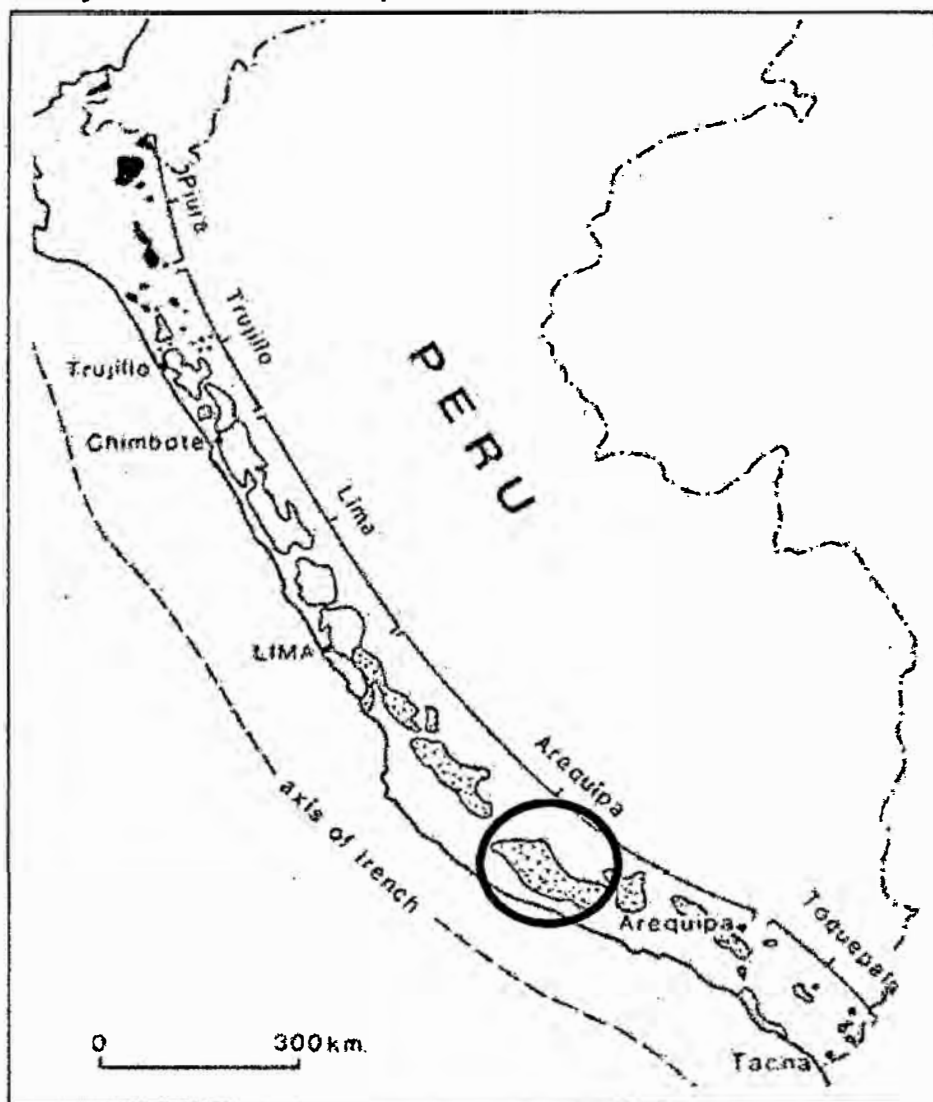
El batolito de la Costa Sur en los Andes del Perú Central está constituido por cientos de plutones individuales, agrupados en un número limitado de súper-unidades. Geográficamente está dividido a lo largo del eje del batolito en 05 grandes segmentos, caracterizado cada súper-unidad por un ensamble litológico particular segmento de mayor longitud es el de Arequipa con 900 km. de largo (figura N° 11).

4.1.1. Intrusivo volcánico bella unión

Según trabajos anteriores, un importante volumen de rocas volcánicas, emplazadas a lo largo del Frente Andino, fueron consideradas como de edad jurásica y como cubiertas efusivas, dándose una interpretación estratigráfico-tectónica errónea. Aunque una parte de tales masas ígneas se presentan como estratos volcánicos, el mayor volumen de rocas, con características petrográficas volcánicas, se ha emplazado como grandes cuerpos intrusivos de ambientes hipabisales. En efecto, en el transcurso Aptiano-Albiano inferior se produjeron movimientos verticales a lo largo de una franja NO-SE. Ahora ocupada por el Frente Andino, haciendo que ésta sea una zona inestable facilitando la acumulación de grauvacas y volcánicos de la formación Copara seguida por una fase intrusiva de los andes magnitudes, localmente denominada Volcánico Intrusivo Bella Unión. Estos dislocamientos habrían sido reactivaciones de una profunda y antigua zona de fracturamiento que más Tarde sería control estructural del emplazamiento del Batolito de la Costa. En el campo pueden distinguirse tres fases de emplazamiento, cada uno con su respectivo tipo de roca, litológicamente similares. El primero y de mayor volumen, está constituido por brechas de intrusión en forma de grandes bloques angulares y sub-angulares. Producidos por la acción mecánica de emplazamiento y que, por erosión diferencial similar al primero, constituido por brechas inmisivas, con fragmentos angulosos y de tamaños menores que en el caso anterior y volumétricamente menor que la fase principal de emplazamiento. El tercero consiste en diques porfiríticos y dacíticos de variada naturaleza. íntimamente asociados a vetas e impregnaciones de minerales cupríferos. El mecanismo de emplazamiento de estos cuerpos fue forzado, provocando fracturas y deformaciones de las rocas de caja, principalmente a las formaciones Yauca y

Copara. La asimilación jugó también un papel importante. El efecto de este mecanismo se ve claramente en el cerro El Cuarto y en las quebradas San Francisco y Toso, donde la formación Yauca. Que, a lo largo de la franja, forma un homoclinal que buza al NE. luego al SO: siguen la orientación de la franja.

Figura N° 11. Mapa mostrando la segmentación de las súper unidades del Batolito de la Costa y la distribución de los plutones.



Fuente: Controles Geológicos – Estructurales de la Mineralización Aurífera en el Sistema de Vetas de la Mina Orión Chala – Arequipa.

El orden de emplazamiento de los plutones en el segmento de Arequipa está dado de la siguiente manera:

- A. Gabros Tempranos y Dioritas
- B. Súper-Unidad Linga

C. Súper-Unidad Pampahuasi el nombre corresponde a una localidad al este de Ica.

D. Súper-Unidad Incahuasi, localidad al norte de Pisco.

E. Súper-Unidad Tiabaya.

En esta vez se tratará que estarán relacionado en carta cuadrángulo chala y chaparra.

4.1.2. Súper Unidad Incahuasi

Está dividida en 5 unidades menores cuyo orden de emplazamiento es el siguiente: cuarzo-diorita, cuarzo-monzodiorita, granodiorita, pórfidos monzoníticos y monzograníticos. Siendo el cuarzo monzodiorita y la granodiorita las de mayor ocurrencia en volumen. La súper unidad Incahuasi tiene una edad de emplazamiento de 83 Ma.

La súper – unidad Incahuasi presenta una fábrica mineral planar siguiendo el cadena andina, sin embargo, existe una fábrica mineral asociadas a fallas normales regionales de rumbo andino, esto indica que dichas fallas estuvieron activas durante el emplazamiento del plutón. Se observan 02 sistemas de diques que cortan al Incahuasi, una está relacionada a la súper – unidad Tiabaya, el segundo grupo al emplazamiento de magmas del Incahuasi, estos diques son oscuros y de grano fino probablemente de composición andesítica.

La orientación de estas fracturas es de rumbo andino y normal al rumbo andino, indicando que fueron controladas por los mismos esfuerzos regionales que rigieron el emplazamiento de los plutones del Incahuasi.

4.1.3. Súper Unidad Tiabaya

Esta es la más tardía y la de mayor ocurrencia en el segmento de Arequipa, dividiendo las súper – unidades Incahuasi al este y Linga en el flanco oeste del batolito. La súper unidad Tiabaya tiene una edad de emplazamiento 81 Ma

La composición de la súper – unidad Tiabaya varia del rango de tonalita a monzogranito, además se han observado algunos afloramientos de granodioritas.

Tiabaya presenta 2 importantes unidades que corresponden a granodioritas de horblenda – biotita: el principal plutón está en Ica – Pisco es una roca de grano grueso y un plutón más pequeño al oeste de grano medio. La relación cronológica no está explicada. En menor proporción se observan facies de pórfidos granodioríticos de grano grueso.

4.1.4. Súper Unidad Linga

Esta se caracteriza por mostrar litologías bastante distinguibles como son gabros y dioritas con contenidos relativamente altos de feldespato potásico. Las rocas monzoníticas agrupadas como la Súper-unidad Linga, registran una edad de 97 Ma y se asume responsable de la mineralización de Cu, Fe, Mo. Los mayores afloramientos del Linga están restringidos al flanco oeste del batolito. Es la más variable de las súper – unidades del segmento de Arequipa conformada aproximadamente por unas 30 unidades que has sido reconocidas al detalle. La unidad Humay varia de monzogabros a cuarzo – monzonitas, la unidad Rinconada contrasta con la unidad Humay pues es más silicio migrando de una de cuarzo – monzodiorita a un monzogranito. Stewart (1968), Hudson (1974), consideraron la súper – unidad Linga como un Grupo de rocas híbridas producidas por un metasomatismo potásico.

Tabla N° 9. Cuadro resume de las súper unidades emplazadas en el segmento de Arequipa del Batolito de la Costa.

SEGMENTO DE AREQUIPA	Tonalita	Tiabaya: Se extiende a lo largo de todo el segmento. 5 km N-E de la mina	Granodiorita de horblenda -biotita, con variaciones menores a tonalita y monzogranitos.
	Granodiorita	Incahuasi: Es la más importante super unidad del segmento, continuando al sur del río Vitor 30 km al NW de Arequipa.	Las litologías predominantes son granodioritas de horblenda -biotita y cuarzo monzodioritas, existiendo variaciones a cuarzo diorilas y monzogranitos.
	Monzonita	Linga: Ocurre a lo largo del flanco oeste del segmento y que el yacimiento se encuentra en ella.	Esta dentro de un rango de litotogías monzoníticas. Tenemos desde monzogabros a monzogranitos.

Fuente: Controles Geológicos – Estructurales De La Mineralización Aurífera En El Sistema De Vetas De La Mina Orión Chala – Arequipa.

En su totalidad la mina Chaparral está formado por las rocas monzodiorita, monzogranito, que pertenecen a la formación Super Unidad Linga. Esta formación es muy importante, porque con el emplazamiento está asociada la mineralización de soluciones de cobre y oro en la zona del distrito de Chaparra.

4.1.5. Grupo tarma (Carbonífero)

La unidad está conformada por una intercalación de areniscas, calizas y limoarcilitas, cuyas proporciones resultan ser variables según la aparente paleogeografía que tuvo durante su deposición.

4.1.6. Volcánico chocolate (Liásico inferior)

En los cuadrángulos de Cháparra y Chala, afloran similares depósitos que descansan discordantemente sobre las rocas del grupo Tarma y del complejo basal e infrayacen concordantemente a las rocas del jurasico medio y superior, por intemperismo adopta un matiz - marrón. El predominio de la dirección de las capas es en "N" y su buzamiento oscila entre 60° a 85° no se observa pliegues, está afectada por grandes fallas cuya dirección predominante es NO. Se han considerado dos miembros característicos dentro de esta formación, una compuesta especialmente de sedimentos que se denomina Chala y otra superior formado en su mayor parte por volcánicos llamados Lucmilla. El miembro Chala está constituido por areniscas conglomerados y brechas andesítica, no se observa que se pierda en el mar e infrayacen concordantemente a los volcánicos del miembro Lucmilla. El miembro Lucmilla está compuesto principalmente de andesita porfirítica de color marrón descansa concordantemente sobre los miembros de Chala y subyace con discordancia paralela a las formaciones Socosani y Guaneros.

4.1.7. Formación guaneros (Kimmeridgiano – Caloviano)

Muestra una secuencia de areniscas blancas-verdes de grano medio a grueso, intercaladas con lutitas abigarradas, limolitas y margas fosilíferas en un nivel intermedio, seguida de una columna de andesitas porfiríticas intercaladas con limolitas, brechas volcánicas con fragmentos de andesita de color verde a rojo, además se observan areniscas grises de grano medio, lutitas gris verdosas, cuarcitas grises, brechas volcánicas y meta volcánicos, aflora en el cuadrángulo de Chala.

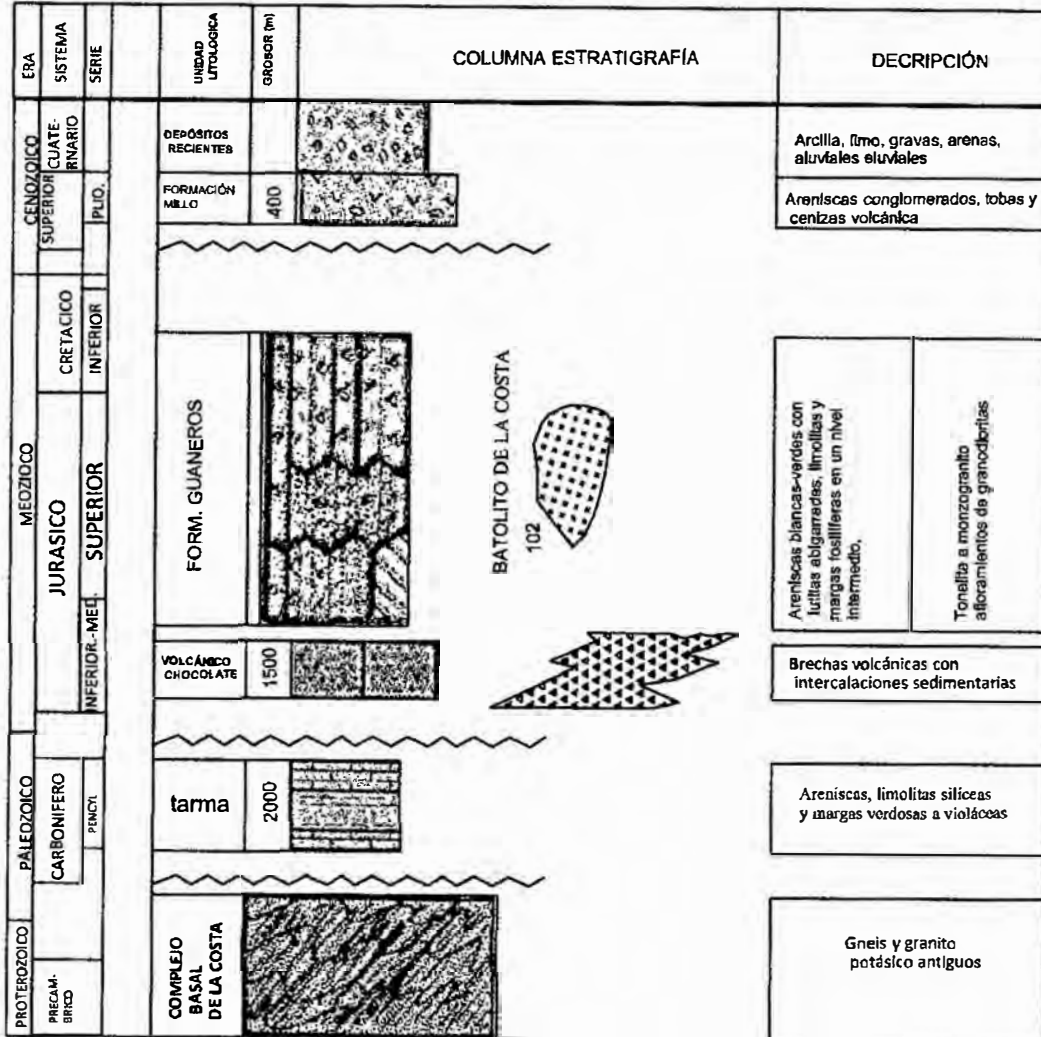
4.1.8. Formación millo (Plioceno inferior)

Está compuesta por conglomerados donde la fuente de rodados debe ser diversa, areniscas conglomerados, tobas y cenizas volcánica, aflora en cuadrángulo de Jaquí y Cháparra.

4.1.9. Depósitos recientes (Holoceno)

Se denomina así a un conjunto de rocas inconsolidadas integradas por acumulaciones de arcilla, limo, gravas, arenas, aluviales eluviales. Los depósitos eluviales están representados por escombros de pie de monte donde los flancos son menos empujados. La deposición de este material es acusada por intemperismo y otras causas a fines. Los depósitos aluviales más característicos se observan en la quebrada del valle Chaparral y Torrecillas.

Figura N° 12. Columna estratigráfica.



Fuente:ingemmet

4.2. Geología local

Petrográficamente está constituido monzoníticos y monzograníticos. Siendo el cuarzo monzodiorita y la granodiorita las de mayor ocurrencia, perteneciente al batolito de la costa super unidad de tiabaya, Los accesorios son clinopiroxenos, presentándose raras veces hornblenda, tienen abundantes minerales opacos y los minerales secundarios son sericita hematita. Calcita y cuarzo. La roca caja es un monzogranito rojizo alterado en contacto con un pórfido andesítica, la quebrada en la que se encuentran ubicados los campamentos es una falla geológica formando parte de las familias de fallas y fracturamiento de rumbo NO - SE generadas por la tectónica andina.

Existe otra veta de rumbo N 35°E que podría estar cortando a la Veta Chaparral (veta principal) a 100 metros de su extremo SO en donde no aflora y cambia de rumbo al oeste de la Veta Chaparral.

La mina se encuentra en un depósito hidrotermal de rango meso hipotermal (epitermal de baja sulfuración) constituido por una serie de vetas esparcidas a lo largo de todo el denuncia y otros cercanos, teniendo una veta principal que se encuentra en explotación denominada Veta Chaparral.

Veta Chaparral actualmente cuenta con un reconocimiento interior mina de la veta de 430 metros desde la bocamina del Nv.0 hasta el tope teniendo un rumbo promedio de N 70° E y un buzamiento de 60° a 85° con un ancho de veta que varía 40 cm hasta un máximo de 60 cm, los minerales principales de la veta son pirita, arsenopirita, goethitas y limonitas cortadas por fallas principales dextrales y algunas siniestrales de poco desplazamiento.

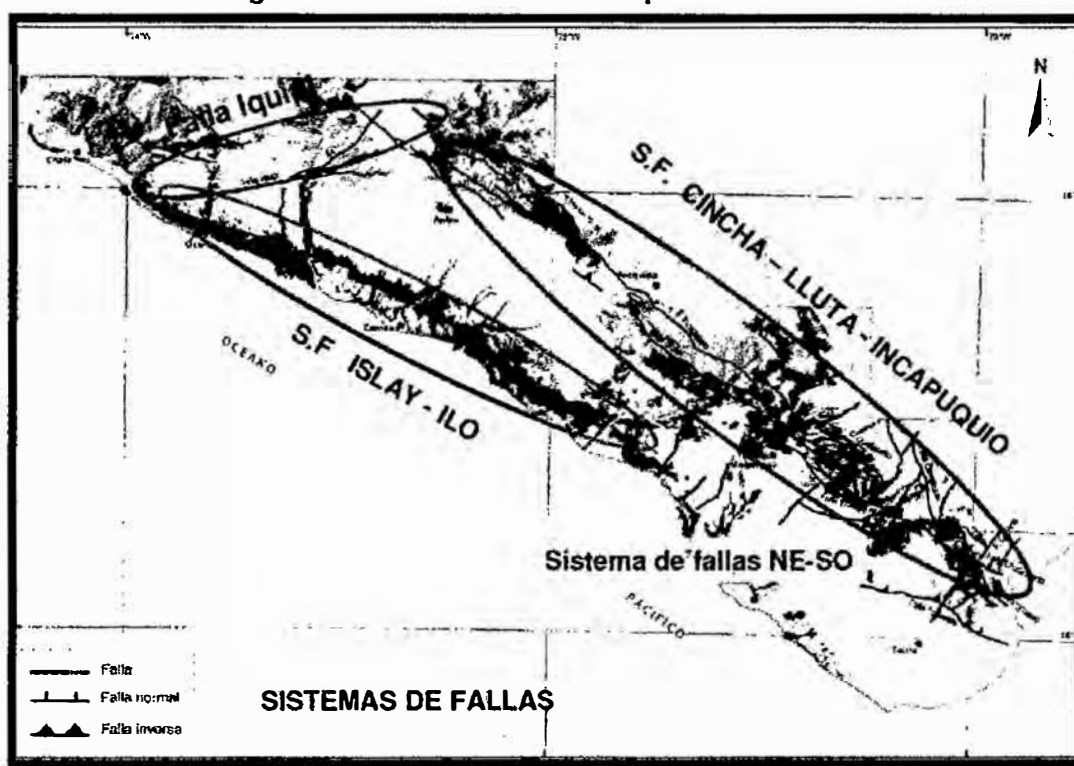
En la superficie esta veta aflora en forma continua de 440 metros. Con un encampane de 180 metros, luego se pierde cubierto por rocas removidas y un pequeño espesor de suelo de 200 metros de distancia, posteriormente continúa aflorando a 400 metros al oeste en donde aflora una veta de igual rumbo cortado por pequeñas fallas dextrales con algunas labores que han sido tajeados hasta la superficie por mineros informales en la zona conocida como Ciata.

4.3. Geología estructural

Sistema de fallas iquipi-clavelinas: zona de transición cortical e implicancias para el emplazamiento de depósitos minerales. La falla que afectan la unidad minera son el Sistema de Fallas Iquipi-Clavelinas es un rasgo estructural notable que comprende un conjunto de fallas regionales subparalelas de dirección E-O de

carácter de cizalla que controlaron el emplazamiento de prospectos tipo pórfido como Clavelinas. Este sistema de fallas se extendería desde el límite oriental de la franja de depósitos de Cu-Fe-Au (IOCG) del Jurásico medio a superior (sureste de la mina Acari) hasta el oeste de la extensión sur del sistema de fallas Cusco-Lagunillas-Mañazo (oeste del prospecto Pinaya). El SFIC está controlando en parte el emplazamiento de los intrusivos del Cretáceo superior que forman parte del Batolito de la Costa así como los diferentes prospectos que forman parte de la franja metalogénica de pórfidos de cobre de edad Cretácea superior (Rivera et al., 2008). Los depósitos representativos de este sistema estructural corresponderían a los sistemas tipo pórfido de Cu-Mo-Au que conforman el distrito Zafranal.

Figura N° 13. Sistemas de fallas que están en el sur.



Fuente: INGEMMET

Los intrusivos como monzonita, tonalita y la andesita. Forman la unidad estructural más resaltante, en que se produjeron una serie de fracturas y fallas después de su consolidación. El sistema de fracturamiento es paralelo al levantamiento de los andes (este-oeste) se pueden observar fallas regionales formando quebrada chaparral de largo alcance de fuera de estudio. A consecuencia de las cuales se han formado fracturas, que han sido ocasionadas por fuerzas de compresión.

5.3.1. Fracturas Pre-Mineralizadas

Las rocas del complejo granodioríticos, integrantes del batolito costanero peruano, en esta región probablemente después de su consolidación y enfriamiento fueron sometidos a grandes movimientos orogénicos, tensionales, los que produjeron fuerte fracturamiento, en los que se emplazaron los diques andesítico hipoabisales siguiendo un rumbo este – oeste. (N 60 E) – (N 80 E). Finalmente, las rocas granodiorííicos y andesíticas fueron afectados por fuerzas tensionales siguiendo un rumbo (NE).

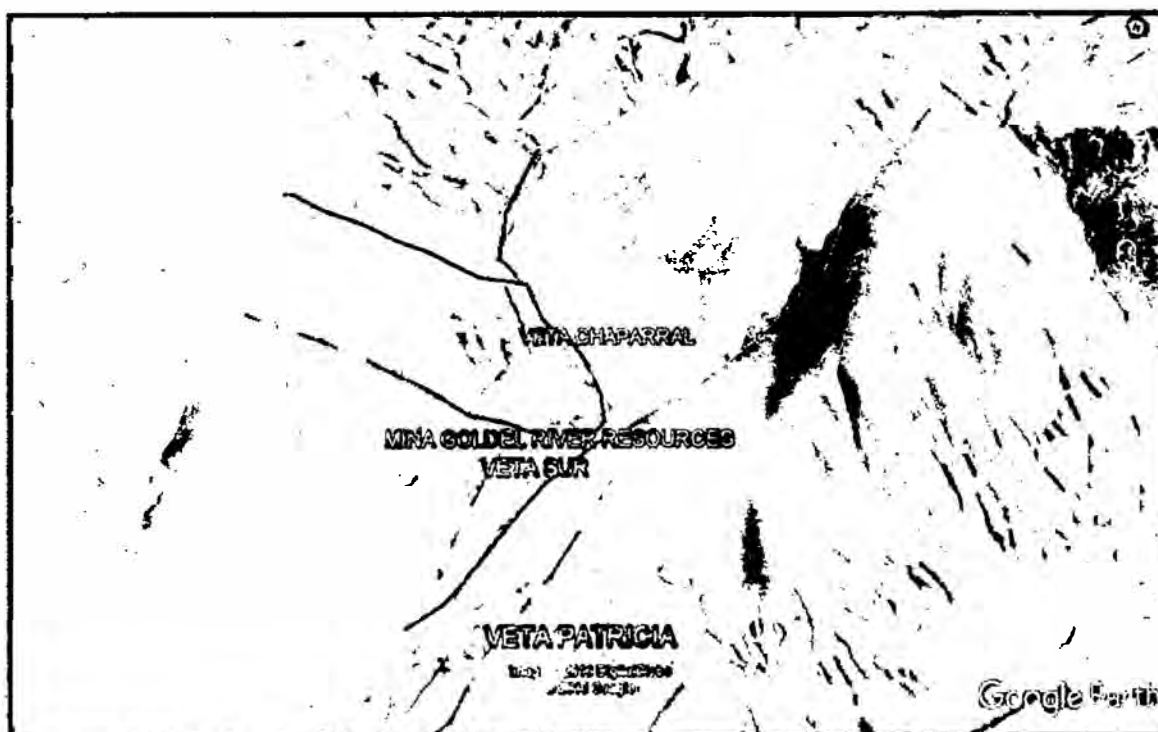
5.3.2. Fallas

El fallamiento en general es complejo y complicado en la monzonita, debido posiblemente a un periodo largo de fuerzas a que estuvo sometido en diferentes épocas y periodos.

El fallamiento pre-mineral ha servido como fuente de recepción a la mineralización, es local y regional, de tal manera que la mayoría de las vetas con un rumbo aproximando E-W, van a tener igual comportamiento estructural.

En la mina Golden River Resources se pueden observar una serie de fallas que cortan los bloques mineralizados y los desplazan mayormente de forma dextral.

Figura N° 14. Fallas que han sido ya determinadas.



Fuente: elaboración proeología económica

4.3.1. Fracturas Pre-Mineralizadas

Las rocas del complejo granodioríticos, integrantes del batolito costanero peruano, en esta región probablemente después de su consolidación y enfriamiento fueron sometidos a grandes movimientos orogénicos, tensionales, los que produjeron fuerte fracturamiento, en los que se emplazaron los diques andesítico hipoabisales siguiendo un rumbo este – oeste. (N 60 E) – (N 80 E). Finalmente, las rocas granodioríticas y andesíticas fueron afectados por fuerzas tensionales siguiendo un rumbo (NE).

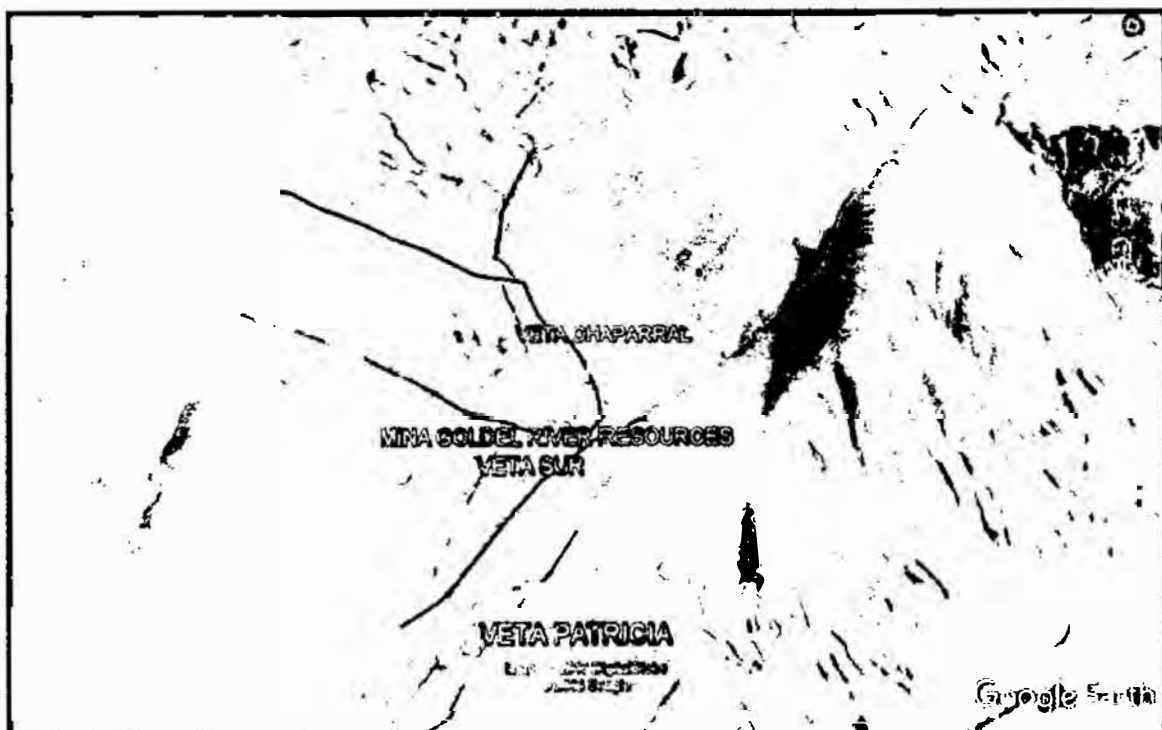
4.3.2. Fallas

El fallamiento en general es complejo y complicado en la monzonita, debido posiblemente a un periodo largo de fuerzas a que estuvo sometido en diferentes épocas y periodos.

El fallamiento pre-mineral ha servido como fuente de recepción a la mineralización, es local y regional, de tal manera que la mayoría de las vetas con un rumbo aproximando E-W, van a tener igual comportamiento estructural.

En la mina Golden River Resources se pueden observar una serie de fallas que cortan los bloques mineralizados y los desplazan mayormente de forma dextral.

Figura N° 14. Fallas que han sido ya determinadas.



Fuente: elaboración propio

4.4. Geología económica

4.4.1. Interpretación mineralográfico

Según los informes del departamento de geología se han efectuado estudios de las muestras mineralizadas obteniéndose la siguiente información:

- Pirita como receptor de la mineralización aurífera. La pirita con cristalización más gruesa y más micro fracturado es favorable para la ocurrencia de los minerales auríferos. A mayor proporción de pirita mayor proporción de oro.
- Oro pueden observar macroscópicamente en mineral alterado goethita o en alteraciones de caja mineralizada.
- Oro nativo, se halla con inclusiones en la pirita bajo las formas globulares y alargadas.

4.4.2. Mineralización

El oro puede encontrarse rara vez en pequeñas charpas como oro nativo, pero generalmente lo encontramos diseminado en diferentes minerales entre los que consideramos a la pirita aurífera, goethita, limonita, pirolusita, galena, siendo los indicadores de mayor mineralización la pirita y goethita, (ver Foto 01 y Foto 02).

Figura 1.

Figura N° 15. Estructura mineralizada en Nivel 316 - Subnivel 760.



Fuente. Fotográfico.

4.4.3. Reserva mineral

Reserva mineral probada. Es la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido, incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el mineral. En esta etapa se han realizado evaluaciones apropiadas que puedan incluir estudios de factibilidad e incluyen la consideración y modificación por factores fehacientemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales. cuyas reservas se muestran en la tabla 10.

Reserva mineral probable. Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias del Recurso Mineral Medido, Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el mineral. En esta etapa se han realizado evaluaciones apropiadas que puedan incluir estudios de factibilidad que incluyen la consideración y modificación por factores razonablemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran a la fecha en que se presenta el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente. Una Reserva Mineral Probable tiene un nivel más bajo de confianza que una Reserva Mineral Probada. Para ver los bloques de explotación de mineral ver plano 04.

Tabla N° 10: Reservas probada.

MINERAL	BLOCK	POTENCIA	LEY.AU Gr/Tm	P.e	M2	TM
Probado	A-1	0.45	30.36	2.7	1880	3045.60
Probado	B-1	0.40	16.36	2.7	1100	1782.00
Probado	B-2	0.47	16.36	2.7	1400	2268.00
Probado	C-1	0.46	44.09	2.7	790	1279.80
Probado	C-2	0.48	33.40	2.7	1495	2421.90
Probado	C-3	0.47	44.09	2.7	1550	2511.00
Probado	C-4	0.42	33.40	2.7	1650	2673.00
Probado	D-1	0.49	18.41	2.7	1750	2835.00
Probado	D-2	0.50	18.41	2.7	1509	2444.58
total, de reserva		0.52	25.37			21260.88

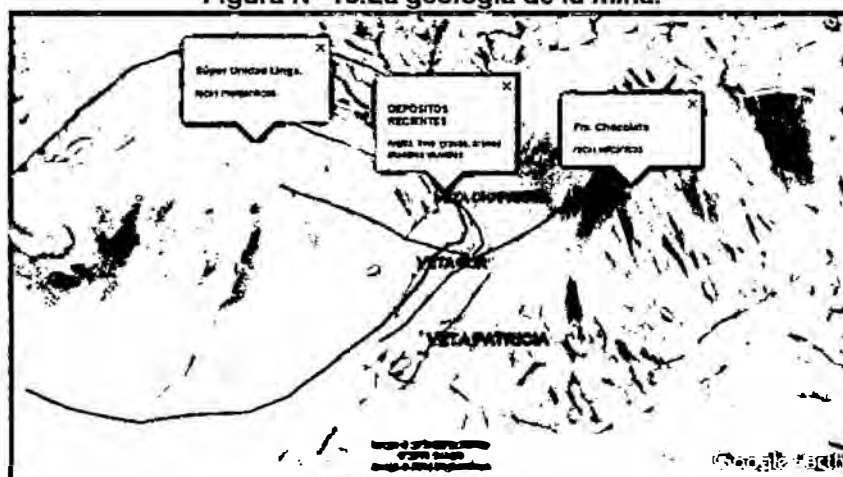
Fuente: Departamento de Geología de U.O. Chaparral.

Tabla N° 11. Reserva probable.

MINERAL	BLOCK	POTENCIA	LEY AU Gr/Tm	P.e	M2	TM
Probable	A-2	0.43	16.36	2.7	1360	2203
Probable	A-3	0.50	16.36	2.7	1360	2203
Probable	B-3	0.44	16.36	2.7	1400	2268
Probable	C-5	0.40	44.09	2.7	1300	2106
Probable	C-6	0.50	33.40	2.7	1300	2106
Probable	D-1	0.49	18.41	2.7	1550	2511
Probable	D-2	0.50	18.41	2.7	1400	2268
Probable	D-3	0.50	18.41	2.7	1400	2268
total, de reserva		0.34	21.21			17933

Fuente: Departamento de Geología de U.O. Chaparral.

Figura N° 16. La geología de la mina.



Fuente: elaboración propia

Figura N° 17. Se muestra la litología.



Fuente: elaboración propia.

CAPÍTULO V

ESTUDIOS GEOMECÁNICOS

5.1. Consideraciones generales

En la galería 280, investigada el macizo rocoso se ha zonificado en dominios estructurales, en cada dominio estructural se ha inspeccionado detalladamente mediante el método de mapeo que permitió determinar los siguientes parámetros: orientación (rumbo y buzamiento), persistencia, abertura, relleno, rugosidad y meteorización de las paredes. El análisis estereográfico de las orientaciones permitió identificar las principales familias de discontinuidades, a las cuales se les asignó sus características intrínsecas. Se tomaron muestras de roca representativa, las cuales fueron ensayadas para determinar sus propiedades físicas y mecánicas. Las informaciones tomadas durante el mapeo geológico y la caracterización de las discontinuidades, así como los resultados de los ensayos de mecánica de rocas permitieron caracterizar y clasificar geomecánicamente el macizo rocoso y el cuerpo mineral. En la separación geomecánica se usaron los sistemas de clasificación de macizo rocoso aplicados a obras subterráneas RMR, Q y GSI. La resistencia del macizo rocoso fue estimada con el criterio de falla de Hoek y Brown (2002).

5.2. Índice de la calidad de la roca

El índice RQD (Rock Quality Designation) representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos mayores de 10cm. y la longitud total del tramo considerado. En el siguiente cuadro se tomaron los siguientes datos de campo con los cuales serán determinadas el RQD.

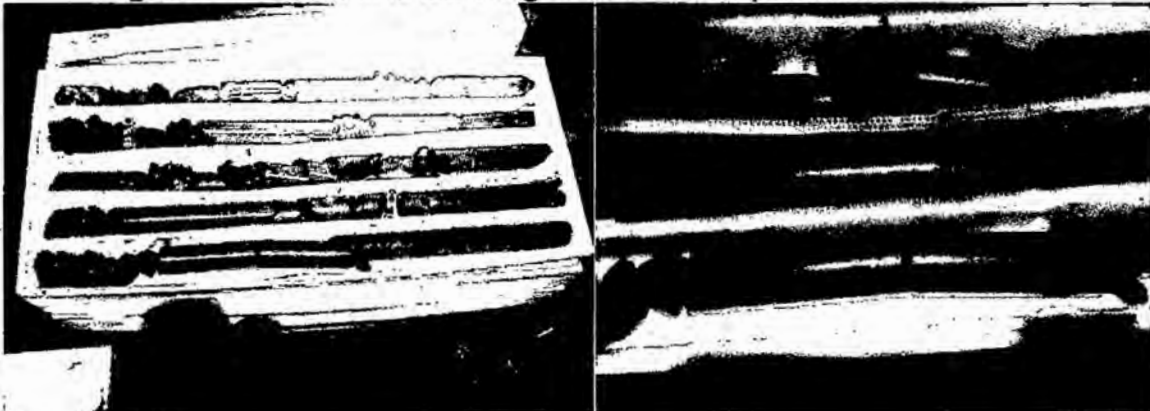
Tabla N° 12. Muestra tomadas para RQD.

N° muestra	medidas (cm)
1	15
2	11.2
3	30.5
4	19.5
5	24
6	13.3
7	15
8	13.2
9	13
10	18
11	14.4
suma	187.1

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud.total}} * 100\% \text{ Esto datos se tomó de un testigo de 3 metros.}$$

$$RQD = \frac{187.1}{300} * 100\% \quad RQD = 62.36\% \approx 62\%$$

Figura N° 18. Se muestra los testigos obtenidos de perforación diamantina.



Fuente: fotográfico.

Para la estimación del RQD se consideró solo los fragmentos o trozos de testigos de material fresco, excluyéndose los que presentan un grado de alteración importante (a partir del grado IV inclusive), para los que se considera un RQD = 62%. El procedimiento para medir el RQD se ilustra a continuación, la longitud del testigo es medido a lo largo del centro del sistema como se muestra a continuación.

Tabla N° 13. cuadro de clasificación de calidad del macizo rocoso.

RQD%	Designación	J _y (disc/m ³)	Designación
100	Macizo rocoso masivo	< 1	Bloques muy grandes
90 -100	Excelente	1-3	Bloques grandes
75-90	Bueno	3-10	Bloques de tamaño medio
50-75	Regular	10-30	Bloques pequeños
25-50	Pobre	> 30	Bloques muy pequeños
< 25	Muy Pobre	> 60	Roca triturada

Fuente: Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas"..

Tabla N° 14. Clasificación de acuerdo a la resistencia a la compresión simple.

Resistencia a la compresión simple (MPa)	Bieniawski (1973)
>25	Muy baja
25-50	Baja
50-100	Media
100-200	Alta
>250	Muy alta

Fuente. Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas".

5.3. Determinación de resistencia a la compresión

En la práctica común se utilizan dos tipos de martillo, el tipo L, los rebotes medidos con estos martillos se denotan con los símbolos RL y RN, respectivamente. Ambos martillos proporcionan buenos resultados para valores de compresión simple de la roca o la discontinuidad ensayada dentro del rango 20-150 MPa.

El martillo tipo N se usaba mayoritariamente para concreto. Sin embargo, es menos sensible a las irregularidades de la superficie ensayada y sería por tanto preferible para la realización de ensayos de campo. La norma ASTM (American Society for Testing Materials), Sociedad Americana de Prueba de Materiales, no especifica el tipo de martillo. Sociedad Internacional de mecánica de rocas, la siguiente *correlación* empírica entre los números de rebotes de ambos martillos:

$$RN = 7.124 + 1.249 RL \quad (r^2 = 0.882)$$

Siendo RN y RL el número de rebotes proporcionado por un martillo tipo N y L, respectivamente; y r², el coeficiente de determinación lineal.

El martillo únicamente se debe usar en las superficies de los materiales a ensayar y en el yunque de prueba. En el caso de ensayos in situ, el desarrollo del ensayo consiste en una preparación de las zonas elegidas, eliminando la pátina de roca

meteorizada. Para alisar la superficie de ensayo se utiliza una piedra de amolar (figura 18).

Figura N° 19. Preparación de la superficie de ensayo



Fuente: Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas".

Para la ejecución del ensayo, se realizan los siguientes pasos:

- Posicionar el martillo perpendicularmente a la superficie de la roca ensayada.
- Disparar el vástago o punzón de impacto empujando el martillo hacia la superficie de ensayo hasta que el botón salte hacia fuera.
- Pulsar el botón para bloquear el vástago de impacto después de cada impacto.
- A continuación, leer y anotar el valor de rebote indicado por el puntero en la escala.

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

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

De esta manera se tiene en cuenta la pérdida de rigidez del muelle del martillo con el paso del tiempo. Mediante el martillo de Schmidt, o esclerómetro, se puede, por tanto, estimar la resistencia a compresión simple de la roca a partir de la resistencia al rebote de la superficie de roca ensayada. Como se ha comentado anteriormente, esta superficie deberá estar fresca y limpia, sin ningún signo de alteración ni fracturas. Esta medida del rebote se correlaciona con la resistencia mediante el gráfico de Miller (tabla 05) que tiene en cuenta la densidad de la roca y la orientación del martillo respecto al plano de roca ensayado.

El valor estimado a partir del martillo de Schmidt debe ser obtenido estadísticamente, de tal manera que sea un valor representativo. ISRM recomienda tomar 20 lecturas en diferentes zonas con la opción de parar cuando alguna de las

lecturas siguientes a las diez primeras difiera de la inmediatamente anterior un máximo de 4 golpes. La norma ASTM recomienda tomar 10 lecturas, la ISRM (1978) sugiere utilizar el promedio de las diez lecturas con valores más altos. La ASTM recomienda descartar las lecturas que difieran más de 7 golpes del promedio y después promediar las restantes. La ISRM revisada sugiere no descartar ninguna lectura y presentar los valores obtenidos mediante un histograma de frecuencias que incluya el promedio, mediana, moda y el rango. Con el valor medio obtenido y conociendo la densidad de la roca se entra en el gráfico de Miller, obteniéndose el valor de resistencia a compresión para el material ensayado.

Para lo cual se tomó datos de campo martillo de smitt. Se pretende estimar en campo la resistencia a compresión simple de la roca con un martillo tipo L, aplicándolo en posición horizontal (0°) sobre la superficie de la roca. El material es una monzonita de peso específico 24 kN/m³ ver anexo 19 En la tabla N°14 se muestran las medidas del rebote obtenidas al ensayar la superficie de la roca ensayada.

Tabla N° 15. Lecturas tomadas.

Lectura	Medida	Corregida	Ordenada
lectura 1	47	49	48
lectura 2	55	58	49
lectura 3	51	54	50
lectura 4	53	56	51
lectura 5	49	51	51
lectura 6	51	54	51
lectura 7	53	56	51
lectura 8	49	51	54
lectura 9	54	57	54
lectura 10	53	56	54
lectura 11	49	51	54
lectura 12	51	54	56
lectura 13	53	56	56
lectura 14	46	48	56
lectura 15	55	58	56
lectura 16	53	56	56
lectura 17	51	54	56
lectura 18	48	50	57
lectura 19	49	51	58
lectura 20	53	56	58
promedio		54	54

Fuente: elaboración propia.

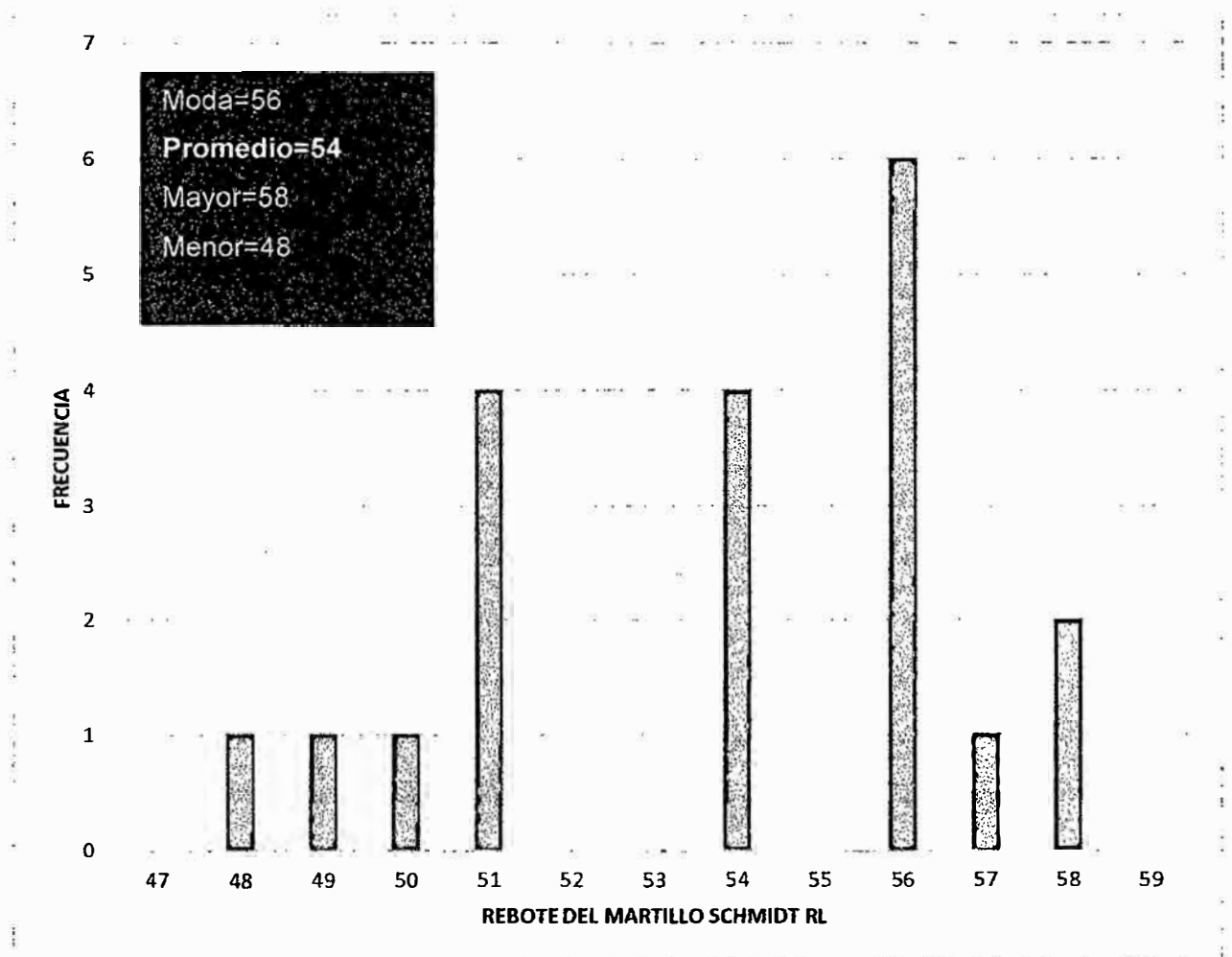
El factor de corrección del martillo empleado se determinó con el yunque de prueba, proporcionando un valor de 1.05. Los valores corregidos de la tercera columna de la tabla se han obtenido multiplicando las medidas obtenidas en campo por el factor de corrección.

En la cuarta columna se presentan ordenadas de menor a mayor las lecturas corregidas. El promedio de las 20 medidas con valores más altos (= 58) es el valor del rebote (RL) de acuerdo a lo sugerido por la ISRM (1978c).

La versión revisada sugiere presentar todas las medidas mediante un histograma de frecuencias.

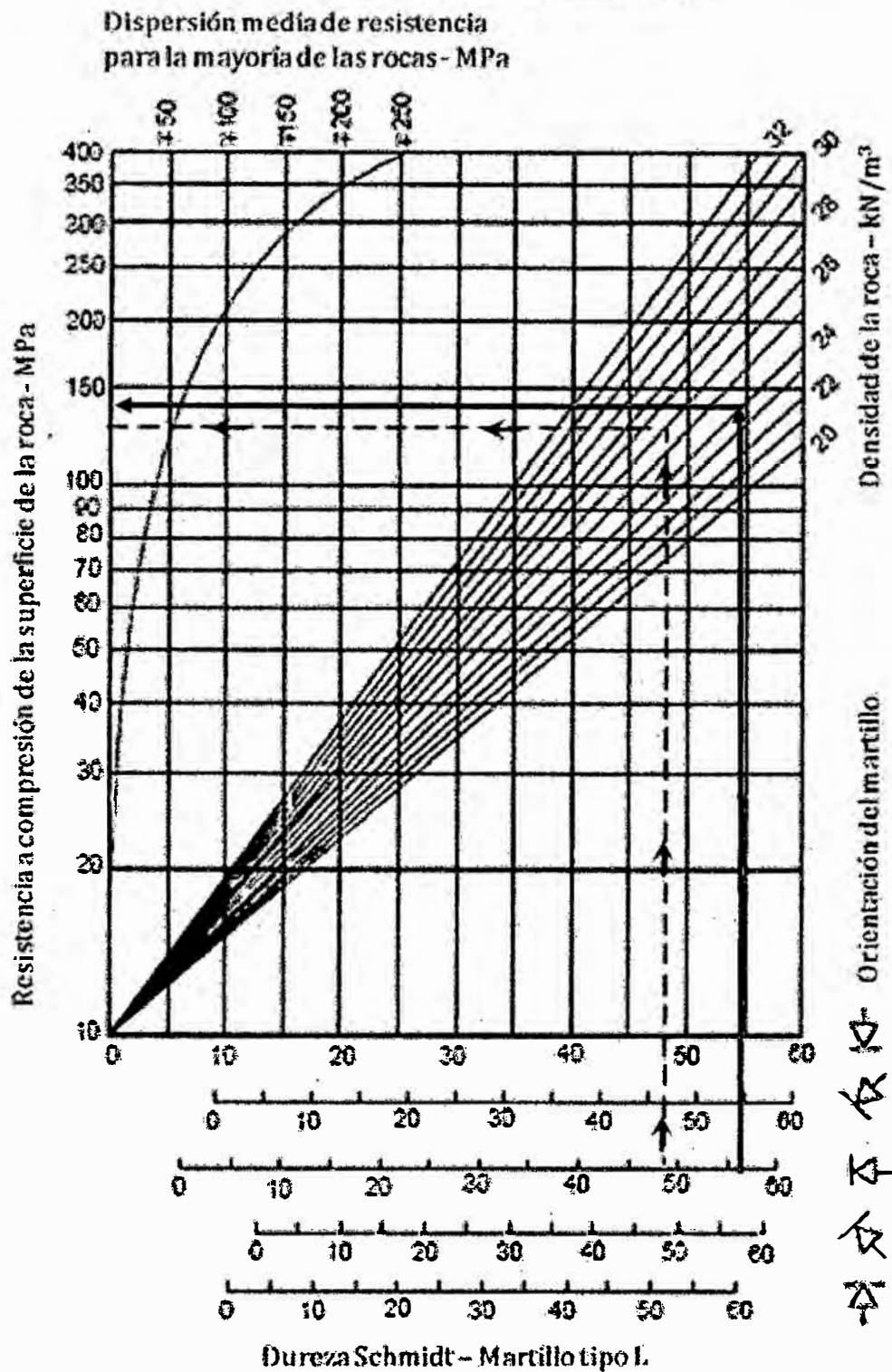
El promedio de las 20 medidas es 54. Las dos medidas que difieren en más de 7 del valor promedio se descartan (sombreadas en amarillo), calculando el valor promedio de las restantes medidas (= 56). Este es el valor RL sugerido por la ASTM.

Figura N° 20. Representación de frecuencia número de rebotes.



Fuente: elaboración propia.

Tabla N° 16. Correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1965).



Fuente: Villanueva Brenda E. "Profundización del Pique Atahualpa"

Con los valores medios obtenidos según ISRM y conociendo la densidad de la roca (24 kN/m³) y la orientación del martillo (horizontal) se entra en el gráfico de correlación de Miller, obteniéndose unos valores estimativos de la resistencia a compresión simple (RCS) para el material ensayado.

Para $RL = 56$ (ISRM) se obtiene un valor RCS de 140 MPa.

5.4. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Para cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos donde se realiza la excavación se evalúa las propiedades de macizo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas además determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación en base a la más adecuada clasificación requerida. Esencialmente con esto se evalúa las propiedades de los macizos rocosos compuestos por la roca intacta, roca alterada y sus discontinuidades. La determinación de una de estas clasificaciones para la evaluación del macizo rocoso está en función al tipo de roca y su comportamiento en el terreno. De acuerdo a la clasificación se determina el comportamiento del macizo rocoso y a través de él se establece el diseño de sostenimiento a emplear y además las condiciones en que puede realizar un trabajo en forma segura. La estabilidad de una excavación subterránea está relacionada a la resistencia, firmeza a las dimensiones y al tiempo de permanencia de la labor. La estabilidad también está determinada por factores internos tales como: el agua de infiltración, gravedad, movimientos sísmicos, fracturas, alteraciones, grado de cohesión, descompresión y otros. Los factores externos que afectan a la estabilidad son los generados por el hombre tales como: la perforación, la voladura, el desatado de rocas y tiempo sin soporte.

5.4.1. Valuación en el sistema RMR

El RMR considera únicamente los valores de los parámetros de resistencia, RQD, espaciamiento y condición de las discontinuidades. En el macizo rocoso se determinó 10 fracturas/m, discontinuidades cerradas y que se rompe con varios golpes de picota, para ello se obtuvo una clasificación G.S.I. Muy fracturada/Buena (MF/B) y su valuación RMR' es 68 determinada en la siguiente tabla N° 18. Estos datos se muestran en la tabla N° 19; al lado izquierdo la estructura con sus diversas descripciones (fracturas por metro), en la parte superior derecha la condición superficial de resistencia con golpes de picota y en la parte inferior derecha se muestran los valores de la caracterización geotécnica del macizo rocoso según el grado de fracturamiento y resistencia.

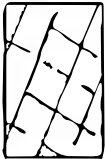
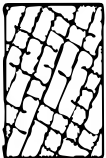



Tabla N° 17. Valoración de RMR.

1	Resistencia de la roca sana (MPa)	Ensayo carga puntual	>10	4-10	2-4	1-2	--		
		Compr. simple	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
	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	Separación juntas		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2m	<0.06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado diaclasas		Muy rugosas Discontinuas Borde sano y duro	Ligeram. rugosas e<1mm Borde duro	Ligeram. rugosas e<1mm Bordes blandos	Rellenos e<5 mm Abiertas Continuas	Rellenos blandos e>5 mm Continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Presencia de agua	Caudal en 10m túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		σ_w/σ_3	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Estado		Seco	Ligeram. húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valoración		15	10	7	4	0		
Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1979): Parámetros de clasificación									
Dirección y buzamiento			Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable		
Valoración para	Túneles		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentación		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
VALORACION TOTAL							68		
Clasif. Geomec. Bieniawski: Corrección por orientación de las juntas									
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel			Buzamiento. 0 - 20° Cualquier dirección		
Exc. a favor buzamiento		Exc. contra buzamiento							
Buz.>45°	Buzamien: 20-45°	Buz.>45°	Buzamien: 20-45°	Buz.>45°	Buzamien: 20-45°				
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable			
Clasif. Geomec. Bieniawski: Orientación de las diaclasas									
CLASE	I	II	III	IV	V				
CALIDAD	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala				
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20				
Tiempo de estabilidad y longitud del vano	10 años 5 metros	6 meses 8 metros	1 semana 5 metros	10 horas 2.5 metros	30 minutos 1 metro				
Cohesión (MPa)	>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1				
Rozamiento	>45°	35-45°	25-35°	15-25°	15°				
Clasif. Geomec. Bieniawski: Clasificación y características									

Fuente: Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas".

Tabla N° 18: Valuación G.S.I.

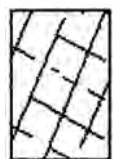




Tabla 1: CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL GRADO DE FRACTURAMIENTO Y RESISTENCIA (se toma en cuenta la condición de discontinuidades).

<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN G.S.I., MODIFICADO.</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas in situ con un fleómetro. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota; se toma en cuenta la rugosidad, la alteración de las paredes y el relleno de las discontinuidades.</p> <p>ESTRUCTURA.</p>	<p>CONDICIÓN SUPERFICIAL.</p> <p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE. FRESCA). SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS. CERRADAS. ($R_c > 250$ MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE. LEVEMENTE ALTERADA). DISCONTINUIDADES RUGOSAS. LEVEMENTE ALTERADAS. MANCHAS DE OXIDACIÓN. LIGERAMENTE ABIERTAS. (R_c 100 A 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE. LEVEMENTE ALTERADA). DISCONTINUIDADES LISAS. MODERADAMENTE ALTERADAS. LIGERAMENTE ABIERTAS. (R_c 50 A 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE. MODERADAMENTE ALTERADA). SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIBACIONES. MUY ALTERADAS. RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (R_c 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY POBRE (BLANDA. MUY ALTERADA). SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIBADAS. MUY ABIERTAS. CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. ($R_c < 25$ MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. MUY ESPACIADAS ENTRE SI. ($R_{OD} = 115 - 33 \times J_n$). ($R_{OD}$ 75 % - 90 %) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO).</p>	<p>LF/MB LF/B LF/R LF/P LF/MP</p>
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R_{OD} 50 % - 75 %) (8 A 12 FRACTURAS POR METRO).</p>	<p>F/MB F/B F/R F/P F/MP</p>
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (R_{OD} 25 % - 50 %) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	<p>MF/MB MF/B MF/R MF/P MF/MP</p>
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO. CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (R_{OD} 10 % - 25 %) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	<p>IF/MB IF/B IF/R IF/P IF/MP</p>
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA. MASA POCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN R_{OD})</p>	<p>T/MB T/B T/R T/P T/MP</p>

Fuente: Villanueva Brenda E. "Profundización del Pique Atahualpa"

Tabla N° 19. Tabla gráfica de "caracterización geotécnica" del macizo rocoso modificada de Hoek y Marinos de 2000 (Fuente: SNMPE, Perú, 2004)

Tabla 2: ESTIMACIÓN CUANTITATIVA DEL ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA G.S.I (MODIFICADO) EN EL SISTEMA RMR'. EN BASE AL GRADO DE FRACTURAMIENTO Y RESISTENCIA DE LA ROCA.

<p>RMR' (SECO - 1989).</p> <p>La descripción cualitativa del macizo rocoso en función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) se asocia con un intervalo de valores que se han relacionado al índice RMR en condiciones secas, sin ningún tipo de correcciones.</p>	<p>CONDICION SUPERFICIAL.</p> <p>MUY BUENA (EXTRAMODERAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, ($R_c > 250$ MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA), DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTAS, (R_c 100 A 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA), DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS, (R_c 50 A 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIGACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (R_c 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA), SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIGADAS, MUY ABIERTAS, CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS, ($R_c < 25$ MPa). (SE DISCREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>				
<p>ESTRUCTURA.</p>					
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA, TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI, (ROD = $115 - 3.3 \times J_n$), (ROD 75 % - 90 %), (2 A 6 FRACTURAS POR METRO).</p>	95	90	85	80	75
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA, MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES, (ROD 50 % - 75 %), (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).</p>	85	80	75	70	65
 <p>MUY FRACTURADA, MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, (ROD 25 % - 50 %), (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	75	70	65	60	55
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA, PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 10 % - 25 %), (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	65	60	55	50	45
 <p>TRITURADA O BRECHADA, LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS, (SIN ROD).</p>	55	50	45	40	35

Fuente: Villanueva Brenda E. "Profundización del Pique Atahualpa"

5.5. Diseño del sostenimiento en las labores minería subterráneas (spm)

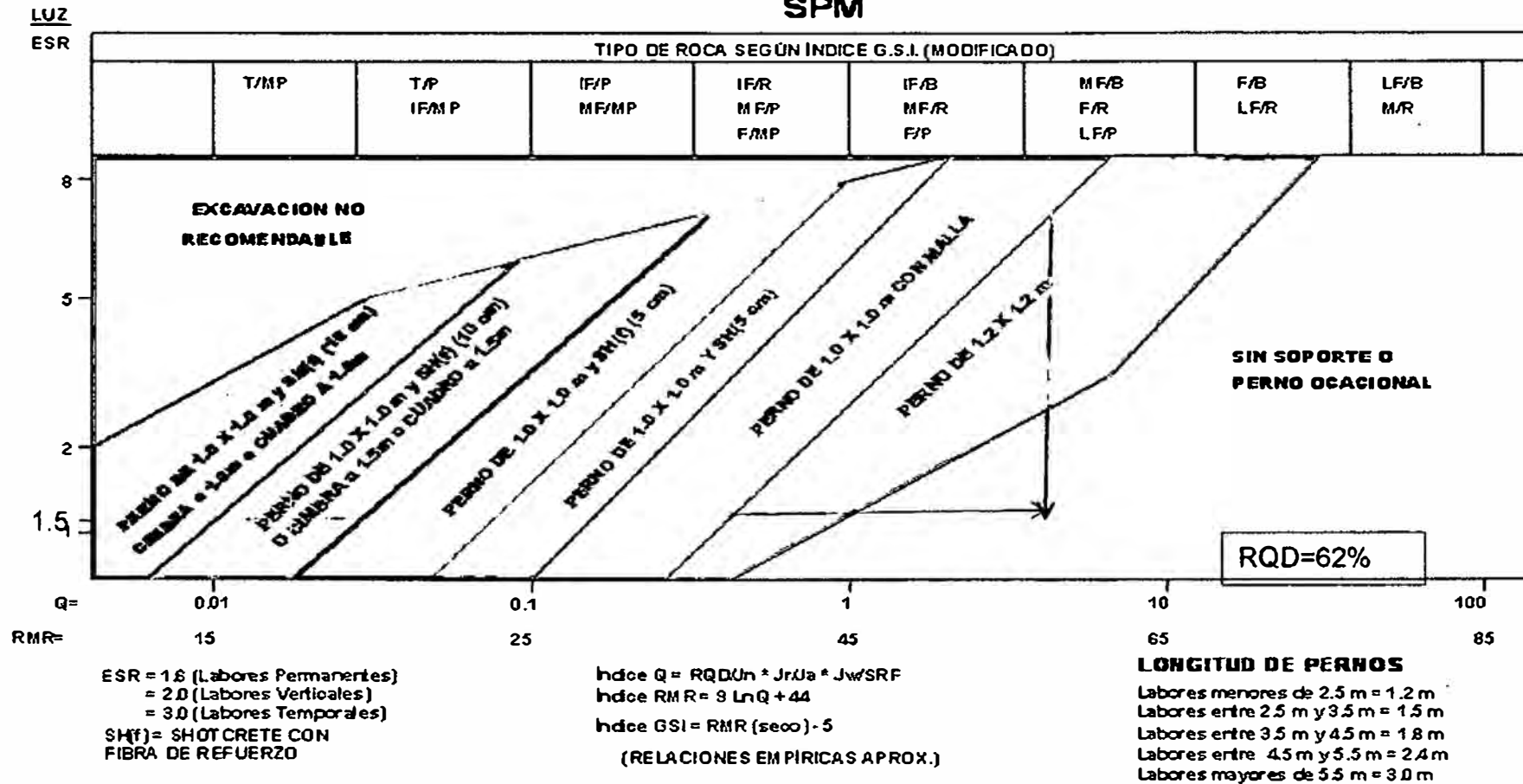
Para realizar el diseño del sostenimiento de un túnel, generalmente se sigue una metodología progresiva, que aplica sucesivamente criterios y procedimientos, en el siguiente orden:

- Clasificaciones geomecánicas: basadas en distintos métodos empíricos generados a partir de la experiencia obtenida en la excavación de otros túneles, que dan un pre diseño muy ajustado del sostenimiento a instalar.
- Métodos numéricos: una vez predefinidos los sostenimientos con los criterios basados en clasificaciones geomecánicas, se aplican a ellos métodos basados en el análisis de simulaciones numéricas utilizando códigos de elementos finitos o diferencias finitas.
- Son muy especializados, dando una valoración exacta del estado tensional del sostenimiento. Estas simulaciones numéricas trabajan generalmente en medio continuo.
- Cálculos de bloques: basados en la teoría de bloques, que determinan dónde pueden existir bloques peligrosos en un macizo rocoso interceptado por diferentes discontinuidades. Los bloques se forman por la intersección de juntas y fracturas en el macizo rocoso. Estos cálculos son complementarios a los métodos numéricos, ya que estos últimos suelen trabajar en medio continuo.

Se tomó en cuenta la clasificación cualitativa del G.S.I. y la relación entre el ancho o la altura de la excavación y el uso de la labor (ESR). Esta relación se denomina D.e. (Dimensión equivalente). El ESR en labores mineras permanentes es de 1.6, en labores de explotación 3 a 4 y en verticales 2 a 2,5. En un Pique inclinado es de 2.1 m de ancho, la relación sería $D.e. = 2.4/1.6 \cong 1,5$ En el ejemplo anterior de la banda F/B se trazan dos líneas verticales, que interceptan a la línea horizontal trazada a partir del valor $D.e. = 1,5$. En la tabla corresponderá al color amarillo, ver tabla N 19.

Tabla N° 20: Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas.

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS SPM



Fuente: Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas".



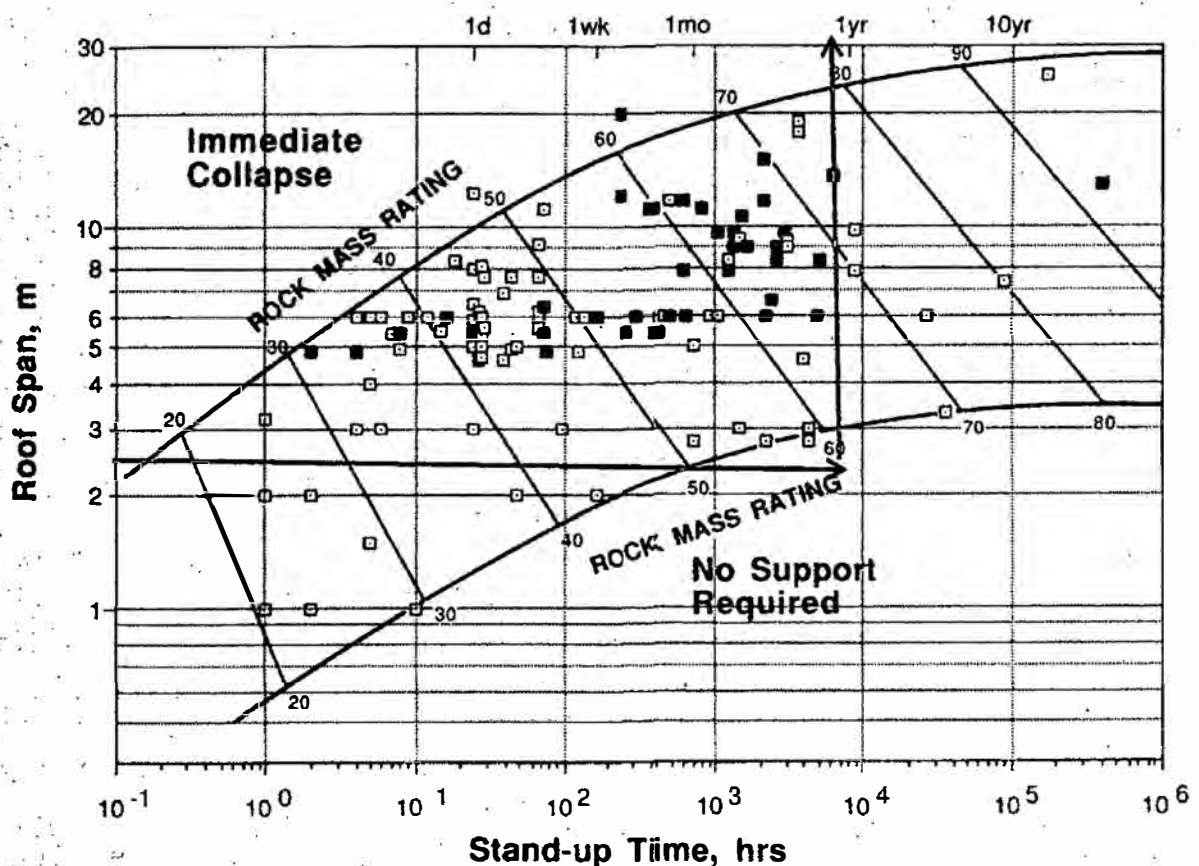
De acuerdo a la no se requeriría sostenimientos, salvo en partes que se presenten algunas complicaciones mientras que avance se irán colocando split set ocasionales.

5.6. Tiempo de auto-soporte o de colocación de autosostenimiento adecuado

Utilizamos la valoración del RMR' obtenida a partir del G.S.I. (modificado), interceptándola con la línea horizontal correspondiente al ancho de la abertura; a partir de esta intercepción se traza una vertical hacia el borde superior (tiempo en días, semanas, meses o años) o el borde inferior (tiempo en horas).

La intercepción del valor RMR y el ancho del inclinado de 2.4 m de ancho determinan una línea a partir de la cual la vertical trazada nos da en el límite de requerir soporte (9 meses), como se puede observar en la tabla N°20.

Tabla N° 21.. Tiempo de autosoporte.



Fuente: Gater.S "Diseño de Sistema de Refuerzo en Rocas".

Tiempos de auto soporte que este puede estar 9 meses aproximando, esta tabla también nos recomienda que por el momento no requerirá sostenimiento.

5.7. Factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso excavado

Este factor se encuentra: la presencia de agua, los esfuerzos, orientación de las discontinuidades y la excavación (aberturas, voladuras, relajamiento progresivo, cercanía de labores, colocación de soporte inadecuado y método de minado). Para adecuar el soporte obtenido en base a la condición de G.S.I. y la dimensión equivalente, si se presentaran los factores influyentes, se seleccionará el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad de G.S.I.), incluyendo la corrección al tiempo de autosoporte. En la zona de ubicación del pique inclinado no se ha encontrado presencia importante de filtraciones de agua, si hubiera presencia de agua, el soporte recomendado sería el indicado con color verde (pernos puntuales en reticulado de 1,2m x 1,2 m).

5.7.1. Factores influyentes

5.7.1.1. Influencia del agua

En la unidad minera que el proyecto se ejecutara no hay presencia de agua.

5.7.1.2. Influencia de esfuerzos

- Se concentran en frentes de excavación al redistribuirse las presiones por el efecto de las aberturas.
- Se originan por las presiones debido a la profundidad de la excavación, a estructuras geológicas (fallas y pliegues), diques y arcillas expansivas.
- Se reconocen por ruidos, descostramiento o lajamientos en paredes y techo, ocurrencia de filtraciones y presencia de estriaciones en el macizo rocoso.
- Afectan principalmente a los macizos rocosos leve a moderadamente fracturados (LF-F) y muy buenos a buenos (MB-B) caracterizados por presentar un RQD mayor de 80 % y resistencia a la compresión uniaxial mayor de 100 Mpa.

5.7.1.3. Influencia de orientación de discontinuidades

- Son desfavorables o muy desfavorables, las discontinuidades horizontales o sub horizontales.

- Son desfavorables o muy favorables las discontinuidades verticales y subverticales que se encuentren paralelas o sub-paralelas a las paredes o cajas de la excavación.
- Este efecto se incrementa por tamaño de abertura, relleno de la discontinuidad y presencia de agua y presencia de esfuerzos.

5.7.1.4. Factores de excavación

- Tamaño de la abertura, dimensionamiento de puentes y pilares, distribución de los taladros, potencia de los explosivos, en especial en los taladros del contorno.
- Colocación del soporte después del tiempo de auto soporte de la roca.
- Voladuras en labores cercanas.
- Relajamiento progresivo de labores que no es detectado ni controlado.

Las aberturas de las algunas han sido rellenados y no hay presencia de agua esto ha sido muy favorables.

5.8. Estado tensional

Las tensiones que actúan sobre una excavación subterránea pueden ser naturales e inducidas.

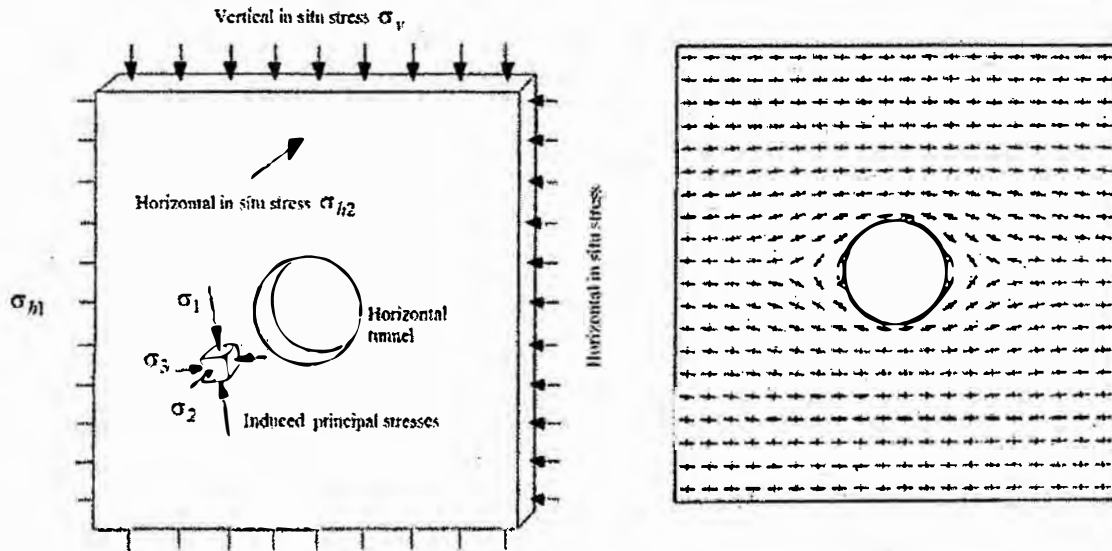
Previamente a la excavación en un macizo rocoso en cualquier sitio del interior se presentan un estado tensional inicial natural, que gracias a los eventos tectónicos y gravitacionales. Cuando se hace los avances de cruceros o galería en el macizo rocoso el estado tensional final depende de dos las cuales son estado natural como de las tensiones inducidas por la excavación.

Tensiones naturales si sólo existieran las tensiones gravitacionales, la tensión vertical en un punto cualquiera de la corteza terrestre tendría una magnitud equivalente a la originada por el peso de los materiales suprayacentes.

Tensiones inducidas son las que se generan como consecuencia de la modificación del estado de esfuerzos naturales debido a un reajuste tensional alrededor de las excavaciones.

Cuando se realiza una excavación subterránea en un macizo rocoso sometido a un estado tensional de partida, las tensiones originales se redistribuyen alrededor del hueco creado. Las nuevas tensiones principales son perpendiculares entre sí pero estarán giradas respecto a las direcciones de aplicación de las tensiones de partida

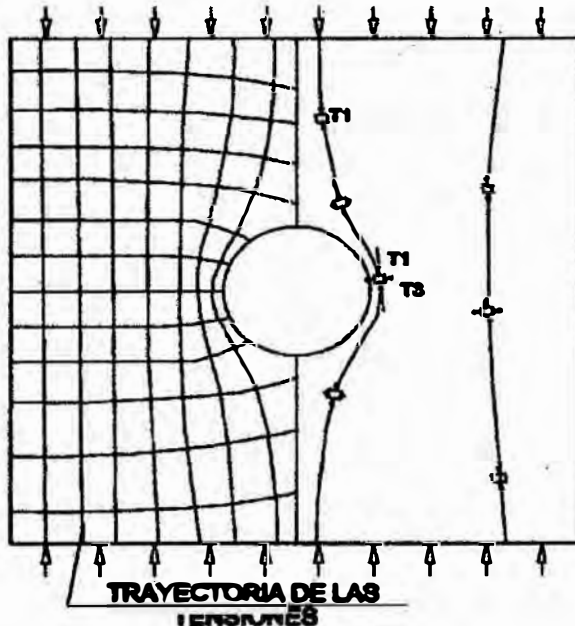
Figura N° 21. Tensiones principales inducidas alrededor de una galería (Hoek et al. 1995).



Fuente: Fuente: Hoek et al. 1995

La forma circular en un hueco es la óptima desde el punto de vista de nivel de tensiones, ya que es menor cuanto mayor es el grado de curvatura. En la medida que la forma se aleja de la circular las tensiones disminuyen en la cara paralela a la dimensión mayor (pudiendo llegar a aparecer tracciones).

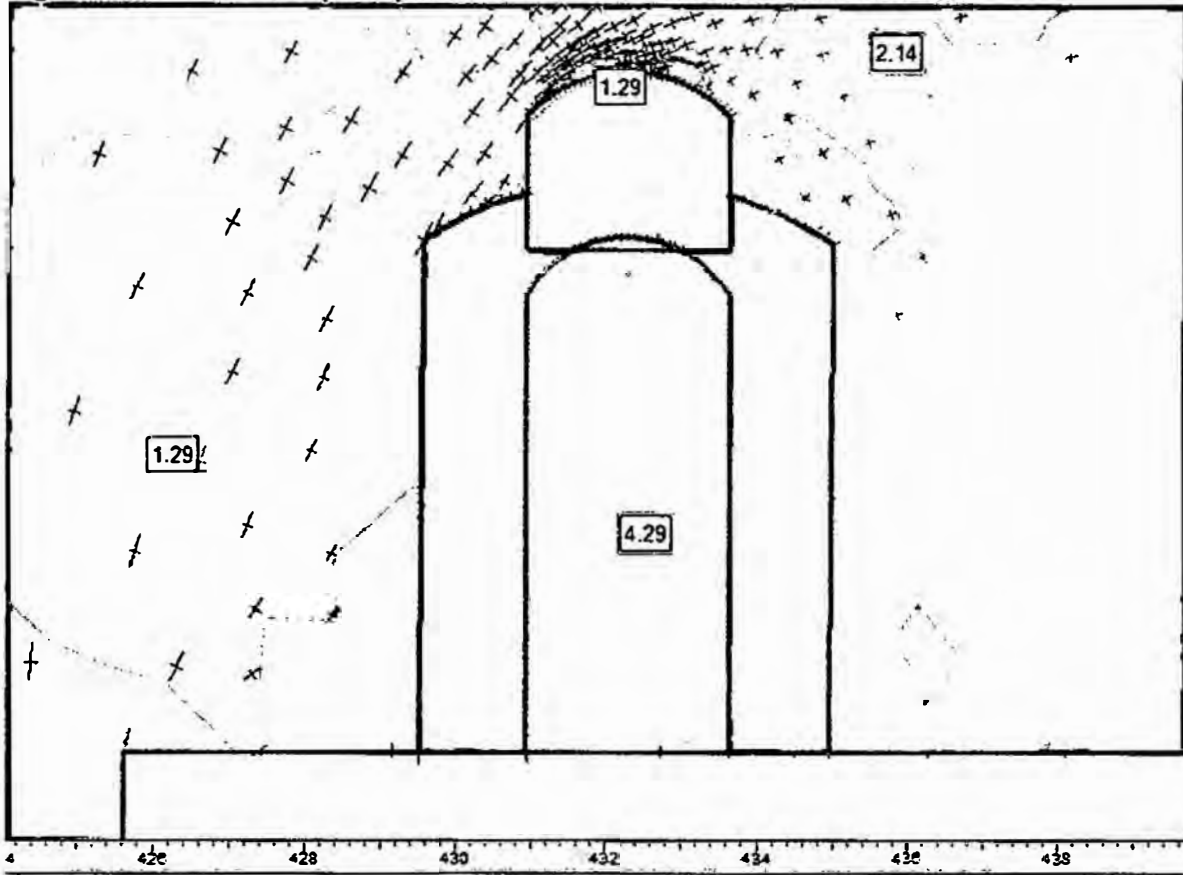
Figura N° 22. se muestran las trayectorias de las tensiones principales mayor y menor, alrededor de la excavación realizada en un macizo rocosos a un campo tensional uniaxial



Fuente: Fuente: Hoek et al. 1995

El análisis de esfuerzos en el proyecto pique inclinado 340 se ha realizado en software phase 2 los cuadros remarcados son factor de seguridad de los esfuerzos sometidos representada de cada color.

Figura N° 23. Tensiones principales inducidas alrededor del inclinado 340.



Fuente: elaboración propia.

Para ver con mayor detalle ver anexo. 19.

Tabla N° 22. Características de roca monzonítica.

Factor de seguridad	1.2-5
Resistencia a la compresion	146
RQD	62%

Fuente: elaboración propia.

CAPÍTULO VI

PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL PIQUE INCLINADO 340

Para el desarrollo de un óptimo planeamiento de minado se debe considerar todos los elementos que intervienen en la explotación del oro como: exploraciones, costos unitarios de minado, tratamiento, gastos generales, compromisos financieros, recursos etc., como también la evaluación de recursos como clasificación de reservas, capacidad de producción mina, capacidad de extracción, ley de minado, capacidad de tratamiento, fuerza laboral, disponibilidad de equipos mina, recursos y las metas y objetivos como: Programa de exploraciones y desarrollo, programa de producción periódica. El control de muestras, es también fundamental para el cumplimiento de metas y objetivos para el presente planeamiento de minado.

El planeamiento de la ejecución del proyecto pique inclinado 340. de la mina es necesaria para la extracción de materiales ya sea de mineral o desmonte, de la profundización, por lo que en primer lugar se define las tareas que se deben realizar antes de empezar con el pique inclinado 340, luego la ejecución de las cámaras para las estaciones de los piques en el nivel superior e inferior, el pique inclinado y el tendido de rieles, todos con sus respectivas duraciones.

Todo este programa de ejecución se presenta a través de un diagrama de Gantt, donde se detalla los tiempos que va a tomar todo el proyecto, dividido en tareas y se indica la ruta crítica. La parte de evaluación consiste en determinar los costos de capital y de operación del sistema de extracción del proyecto.

6.1. Labores previas

El objetivo es determinar las condiciones previas necesarias para la construcción del pique inclinado 340 evitando que surjan problemas durante su construcción y con la operación.

Durante la construcción del pique se debe desarrollar trabajos previos a la iniciación del pique inclinado establecido, para mayor ilustración ver plano 05.

- Crucero de acceso al pique inclinado (30m).
- Bypass que conecta el inclinado y en crucero (20m).
- Un inclinado ascendente de 18.50 m.
- Dos Chimenea para los bolcillos 7.1 metros cada uno.
- Cámara para el winche y castillo.

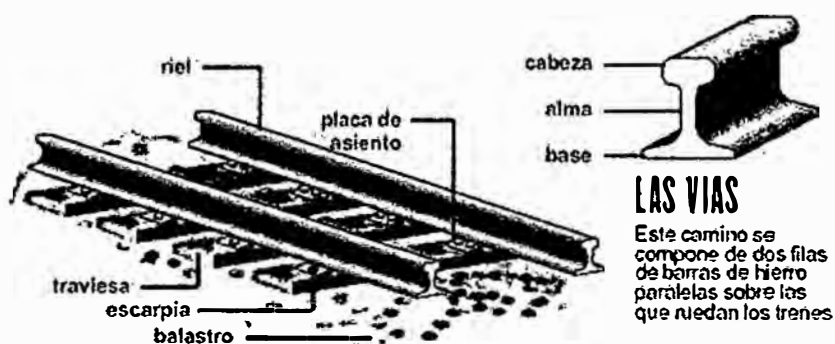
- Empernamiento con malla.
- Base del winche y catillo.
- Instalación del castillo.
- Instalación del winche.

6.2. Determinación de riel y durmientes

6.2.1. Determinación de riel

El riel es un elemento de acero reforzado que consta de las siguientes partes.

Figura N° 24. El componente del riel



Fuente: <http://www.salonhogar.net/transportes/terrestre/ferrocarril.html>

Para la cual se tomará peso del carro que se va utilizar relacionando en la tabla 24.

Tabla N° 23: La relación peso del riel.

Peso de carro cargado (TC)	Peso del riel (lb/yd)
1.5	12
2	16
2.5 a 3.5	20
4 a 6	25
7 a 10	30
11 a 13	35
14 a a15	40
16 a 20	50
21 a 25	60
26 a 30	70

Fuente: Mayta Lino "Maquinaria Minera I".

En esta tabla que se correspondencia para un carro cargado será de 2.71ton.

$$tc = 2.71 \text{ ton} * 1.102 \text{ c/ton}$$

$$tc = 2.98 \text{ c} \approx 3 \text{ c}$$

De acuerdo a la tabla será 25lb/yd. Para este proyecto considera para el futuro por lo menos para tres de carro, lo que la empresa emplea es de 30 lb/yd. Cuyas dimensiones serán de acuerdos de la tabla en el anexo 02.

peso lb/yd	dimensiones (pulg)		
	A=B	C	D
30	3 5/16	1 11/16	21/64

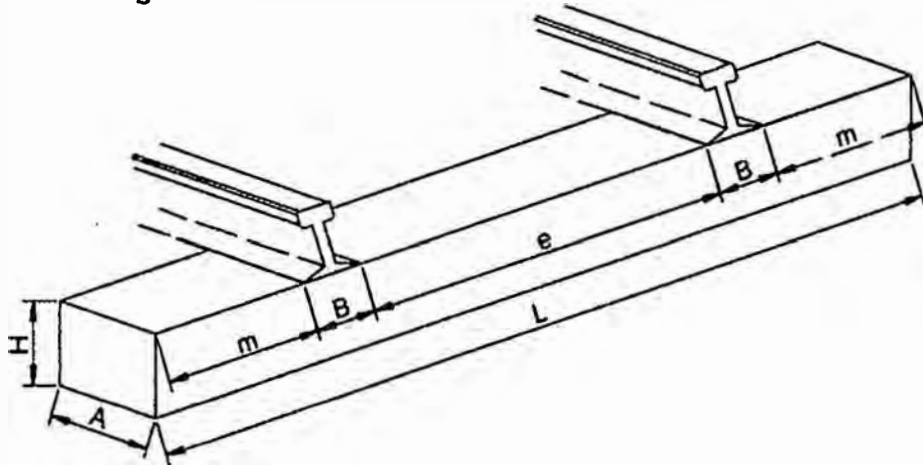
6.2.2. Elementos de durmiente

Los durmientes son los elementos transversales al eje de la vía que sirven para mantener unidos y a la vez a una distancia fija (galga o trocha) a los dos carriles (rieles) que conforman la vía, así como mantenerlos unidos al balasto, transmitiendo el peso del material rodante al balasto y, por intermedio de éste, al suelo. También cumplen la función de dar peso al conjunto, de manera que la geometría inicial del trazado se mantenga en la mayor medida posible. Para su uso en minería es de madera, de eucalipto.

6.2.2.1. Cálculo de dimensiones de durmientes

Para lo cual tenemos como guía la siguiente figura 23.

Figura N° 25. Se muestra dimensiones de un durmiente.



Fuente: elaboracion propio.

Longitud de durmiente. Si las condiciones del terreno son buenas el durmiente debe sobresalir a cada lado de los rieles de 6 pulg a 12 pulg. Para este trabajo se considerará como promedio 9 pulg.

M=9 pulg

$$L = 2B + 2m + e$$

Dónde:

B: dimensión de la base de riel. = 3 5/16 pulgada

m: longitud que sobresaliente del riel 9 pulg.

e: trocha.

Reemplazando los datos se tiene.

$$L = 2 * 3.313 \text{ pulg} \frac{0.0254 \text{ m}}{1 \text{ pulg}} + 2 * 9 \text{ pulg} \frac{0.0254 \text{ m}}{1 \text{ pulg}} + 0.5 \text{ m}$$

$$L = 1.13 \text{ m}$$

a. **Altura de durmiente.** Se determina empleando la siguiente formula.

En la tabla 10 anexo. $J=4$

$$H = 1/4 + J \text{ Dónde: } j: \text{ Longitud de clavo.}$$

Reemplazado se tiene.

$$H = 1/4 + 4 \text{ pulg} \frac{2.54 \text{ cm}}{1 \text{ pulg}}$$

$$H = 10.795 \text{ cm} \approx 11 \text{ cm}$$

b. **Ancho de durmiente.** El ancho mínimo se determinará con la siguiente formula.

$$A = 1.4J \text{ Reemplazado se tiene.}$$

$$A = 1.4 * 4 \text{ pulg} \frac{2.54 \text{ cm}}{1 \text{ pulg}}$$

$$A = 14.224 \text{ cm} \approx 14 \text{ cm}$$

En resumen, las dimensiones son:

$$L = 1.13 \text{ m} , H = 11 \text{ cm} , A = 14 \text{ cm} \text{ Diseño en plano 04.}$$

6.2.2.2. Cálculo de número de durmientes.

La separación dependerá de las siguientes condiciones:

- Del peso del carro a circular.
- De las condiciones del terreno sobre el cual va tendido la línea férrea
- De la frecuencia y la velocidad de carro

Espaciamiento del durmiente se está considerando de acuerdo al peso del carro que esto varia 18,24,36,48 pulgada los rieles inferiores 25 lb/yd el espacio aconsejable tiene que ser 18 pulgada 24 pulgada y los rieles que son iguales o

mayores es de 25lb/yd serán aconsejable 36 pulgadas en su Maquinaria minera I
G. Donayres Q. (pág. 88)

Se le aumentara 12 metros más para la parte de la galería.

$$L_1 = 2607m + 8m = 2687m$$

Numero de rieles que se requerirá.

$$N^{\circ}_{riel} = \frac{2 * 268.7m}{6m / riel}$$

$$N^{\circ}_{riel} = 89.56 rieleles \approx 90 rieleles$$

El diseño de instalación de riel será de acuerdo al plano anterior.

Que por cada par de riel ira 7 durmiente y una 2 solera.

$$N^{\circ}_{durmiente} = 45 par * 7 durmiente par$$

$$N^{\circ}_{durmiente} = 315 durmientes$$

$$N^{\circ}_{soleras} = 45 par * 2 soleras par - 1$$

$$N^{\circ}_{soleras} = 89 soleras$$

Para cada riel ira un par de eclisas.

$$N^{\circ}_{eclisas} = 90 pares$$

Cabe mencionar que dentro de la cual se está incluido 2 pares de eclisa para cualquier uso auxiliar.

Calculamos número de pernos para cada par eclisas se usará 4 pernos.

$$N^{\circ}_{pernos} = 90 pares * 4 pernos / pares$$

$$N^{\circ}_{pernos} = 360 pernos$$

En peso será de acuerdo a la tabla (anexo 04). Por cada 100 pernos y su tuerca es 40 libras.

$$N^{\circ}_{pernos} = 360 pernos * \frac{40 libras}{100 pernos}$$

$$N^{\circ}_{pernos} = 144 libras \approx 64.8 Kg$$

$$N^{\circ}_{pernos} = 144 libras * 0.0005 tc / libras$$

$$N^{\circ}_{pernos} = 0.07 tcs$$

Calculamos número de clavos que para cada durmiente necesita 4 clavos.

$$N^{\circ}_{clavos} = 315 durmiente * \frac{4 clavos}{1 durmiente}$$

$$N^{\circ}_{clavos} = 1260clavos$$

De igual manera ira en las soleras.

$$N^{\circ}_{clavos} = 89solera * \frac{4clavos}{1solera}$$

$$N^{\circ}_{clavos} = 356clavos$$

Número total de clavos.

$$N^{\circ}_{clavos} = 356clavos + 1260clavos$$

$$N^{\circ}_{clavos} = 1616clavos$$

En peso de acuerdo a la tabla (anexo04) por cada 100 clavos es 31libras.

$$N^{\circ}_{clavos} = 1616clavos * \frac{31libras}{100clavos}$$

$$N^{\circ}_{clavos} = 1616libras \approx 227.2Kg$$

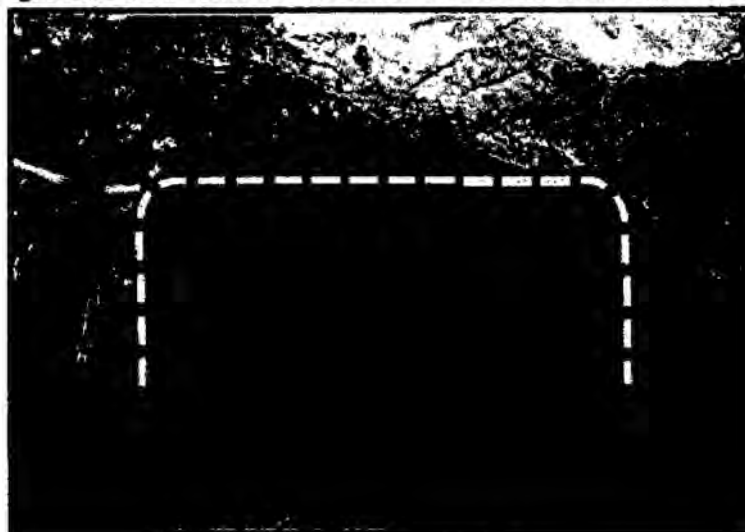
$$N^{\circ}_{clavos} = 1616libras * 0.0005c/libras$$

$$N^{\circ}_{clavos} = 0.8tc$$

6.3. Diseño de la sección del inclinado 340

La forma que adopte el contorno de una excavación, tendrá influencia favorable o desfavorable en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de dicha excavación. En general, las formas esquinadas representan condiciones desfavorables para la estabilidad, mientras que el “efecto arco” favorece a la estabilidad y el análisis de estado tensional en el anterior su factor de seguridad esta 1.2.

Figura N° 26. Forma desfavorable de una excavación.



Fuente: Procedimiento y Diseño de elementos de sostenimiento Túneles Huascacocha – Rimac.

Figura N° 27. Forma favorable de una excavación.



Fuente: Procedimiento y Diseño de elementos de sostenimiento Túneles Huascacocha – Rimac.

Para su selección se toma en consideración el factor seguridad, que serán *sometidas, después de su excavación.*

Parámetros de pique inclinado 340 conocidos para alcanzar a cubrir los blocks de reservas se proyecta con un ángulo de 30°, alcanzado una longitud de 265.63 metros:

Tabla N° 24. Datos conocidos.

Parámetro	Cantidad	Unidad
Ángulo de inclinación	30	grados (°)
Longitud total	265.63	Metros

Fuente: propia.

Teniendo en cuenta la longitud del durmiente se determinará el ancho del inclinado algunos autores establece que ancho de la labor es doble del durmiente por lo tanto se tiene.

$$A_l = 2 * L = 2 * 1.13m$$

$$A_l = 2.26m \approx 7.4pies$$

En esta deberían ser consideradas la escalera, que serán instalados en uno del lado del pique inclinado 340, por tal motivo se redondeó a 8 pies. La altura se considera en función de la altura del vagón U-35 es de 1.43 metros, incluido la riel. De acuerdo al D.S. 024, en el art. 293, nos menciona el espacio que existe entre equipo y paredes es de 0.7 metros sumados es de 2.13 metros (7pies)

La sección considerada será.

Tabla N° 25. Sección del pique inclinado 340.

Parámetro	Cantidad		Unidad
	Ancho	Alto	
Sección	8	7	pies
	2.40	2.10	metros

Fuente: elaboración propia.

Para el desarrollo de nuestro túnel se previó una sección tipo bóveda, de dimensiones geométricas de excavación: base de 2.40 m y alto de 2.10 m. La bóveda es de radio $R = 1.10$ m. los elementos de sostenimiento del túnel en general son los pernos sistemáticos de sostenimiento de longitud 1.80 m y de diámetro mínimo de 22 mm, malla metálica electrosoldada galvanizada de dimensiones de 2"x 2" – N° 10, dependiendo del tipo de roca donde se trabaje.

El diseño de la sección del pique se muestra en plano 05.

6.4. Planeamiento ciclo de trabajo del Pique inclinado 340

Para determinar el método de trabajo debemos tener en cuenta las condiciones geomecánicas del inclinado a excavar.

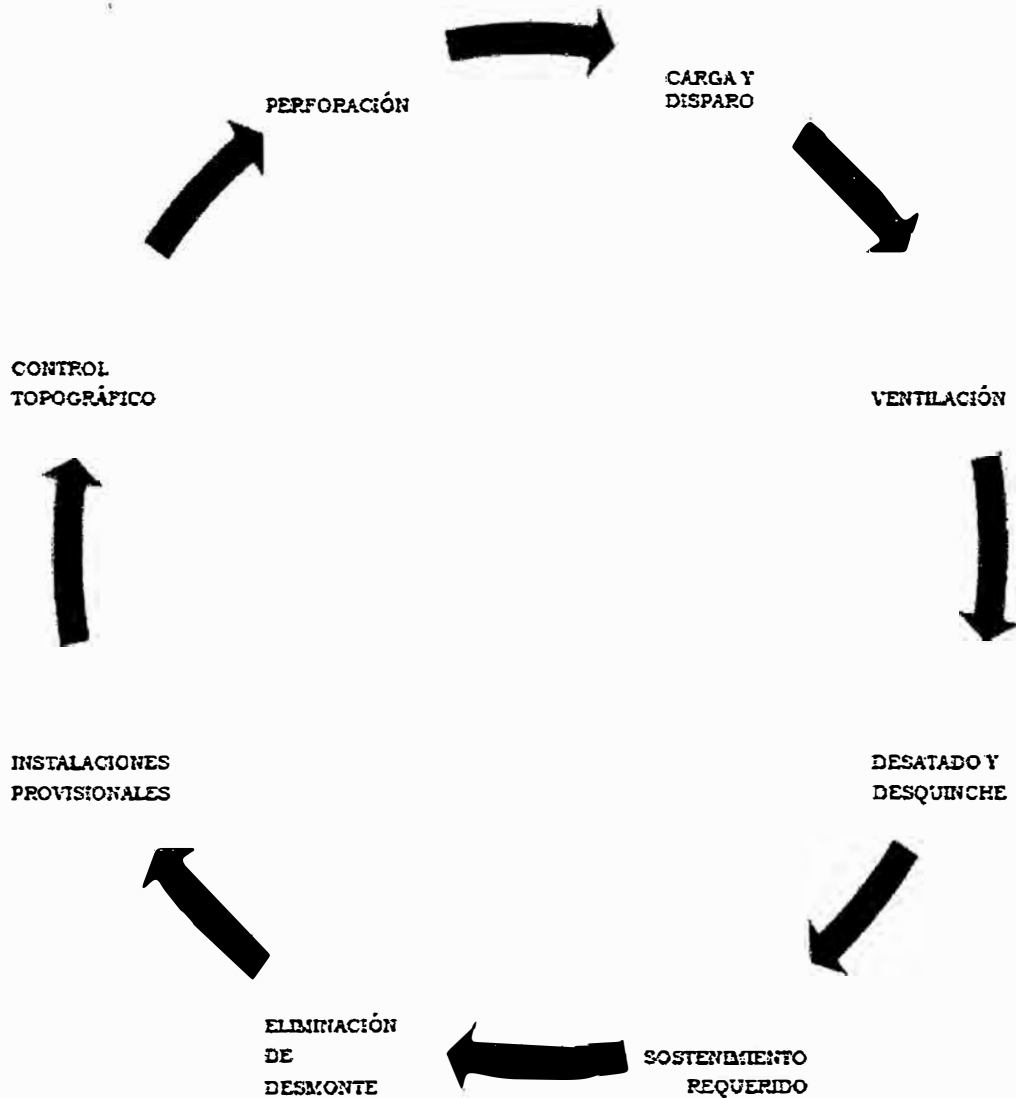
Debido al Tipo de sección y a la longitud del inclinado 340, el método de excavación contempla el siguiente ciclo de actividades, el ciclo de ejecución de los trabajos con la "Metodología de excavación" considera las siguientes actividades:

- Control Topográfico
- Perforación
- Carga y disparo del frente
- Ventilación del frente
- Desate y desquinche del frente de trabajo
- Limpieza de la labor
- Instalación del Sostenimiento requerido
- Ubicación de las instalaciones provisionales

En resumen, el ciclo de trabajo de la excavación en el pique inclinado 340 cada una de las actividades es importante, por lo cual hay que darle el tiempo requerido para poder realizarla con eficiencia, ya que cualquier falla en alguna de ellas ocasionará que todo el ciclo falle.

Los tiempos de cada una de las actividades dentro del ciclo de excavación varían dependiendo del tipo de roca donde se vaya a realizar el trabajo.

Figura N° 28. En el siguiente esquema se representa el ciclo de trabajo.

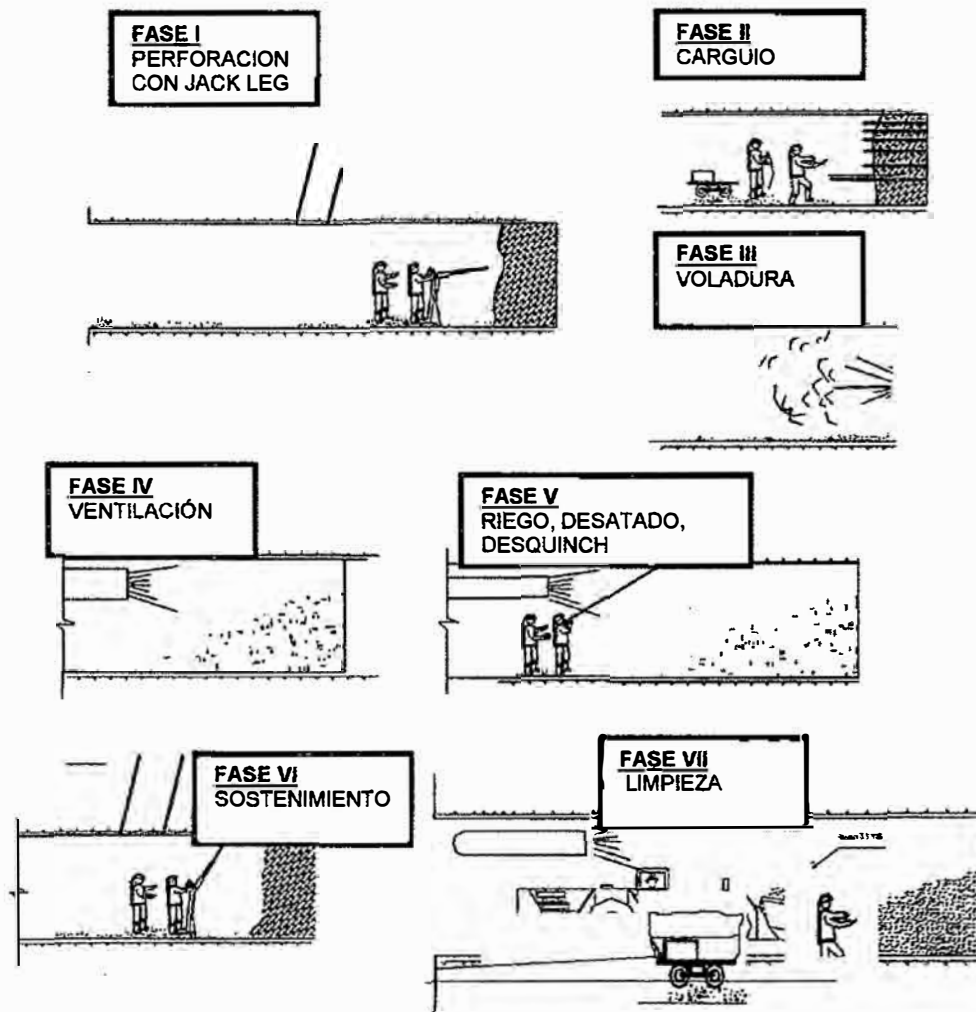


Fuente: elaboración propia.

En el ciclo de trabajo de la excavación en túneles cada una de las actividades es importante, por lo cual hay que darle el tiempo requerido para poder realizarla con eficiencia, ya que cualquier falla en alguna de ellas ocasionará que todo el ciclo falle.

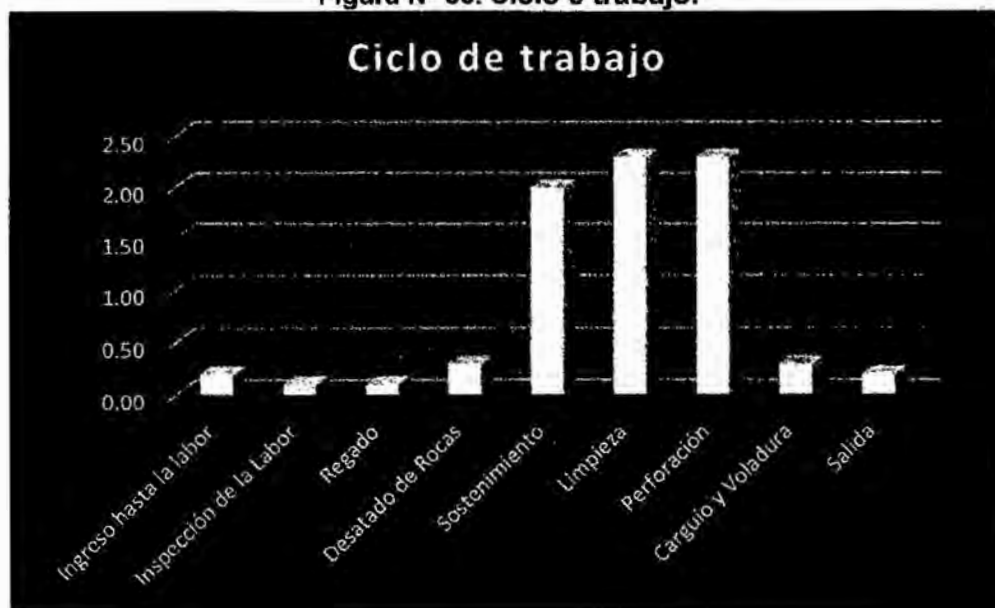
Los tiempos de cada una de las actividades dentro del ciclo de excavación varían dependiendo del tipo de roca donde se vaya a realizar el trabajo.

Figura N° 29. Fases de excavación con jack leg



Fuente. Elaboración Propia.

Figura N° 30. Ciclo e trabajo.



Fuente. Elaboración Propia.

6.4.1. Control Topográfico

Esta labor consiste en marcar la sección del pique inclinado 340 así como marcar la línea vertical del eje del frente de avance y la línea horizontal que indica el diámetro de la semicircunferencia de la corona. Para trazar el eje del túnel es necesario que se ubiquen los puntos de alineamiento, generalmente cada 10 metros, estos deben estar marcado en la corona y piso del pique inclinado, mediante clavos. Para controlar la pendiente del pique inclinado 340, se tiene que marcar los puntos de nivel, generalmente cada 5 metros. Marcados en los hastiales.

Figura N° 31. Control topográfico.



Fuente: fotográfico.

6.4.2. Perforación

Planeamiento en perforación la primera operación es la voladura su intención es el de cortar en la roca huecos cilíndricos consignadas a ocupar al explosivo y sus accesorios iniciadores denominados taladros.

Se basa en acciones mecánicas de percusión y rotación, cuyos objetivo es generar golpes, fricción que producen el estallamiento y trituración de la roca por los insertos de la broca, hasta lograr una profundidad dada por la longitud del barreno, la eficacia consiste en alcanzar al máximo longitud al menor tiempo posible. La perforación dependiente de la de la tenaz y abrasividad de la roca.

De acuerdo a la sección de excavación, se empleó el equipo de perforación adecuado tal como mencionamos a continuación en el siguiente cuadro:

Tabla N° 26. Equipos de perforación según área de sección.

Área de Sección	Equipos de Perforación
Menor a 10 m ²	Perforadora Manual
de 10 a 30 m ²	Jumbo de dos brazos
mayor a 30 m ²	Jumbo más de dos brazos

Fuente: Lopez Jimeno.

Sistema de Excavación con empleo de Perforadoras Manuales Jack Leg.

Figura N° 32. Perforación neumática.



Fuente: Fotográfico.

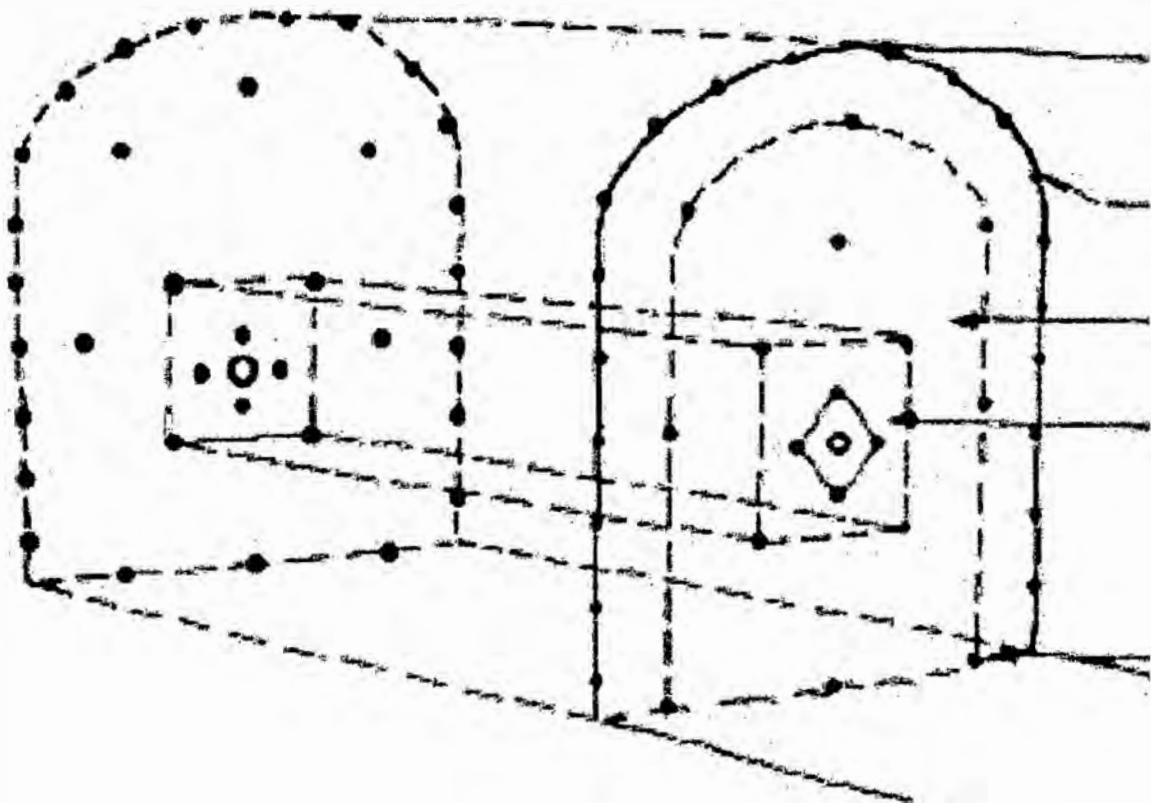
Se realiza con perforadoras Jack leg con barrenos de 04 pies.

Para la ejecución de los taladros de voladura se empleará perforación por roto-percusión mediante equipos de accionamiento neumático dotados de barras de avance. La perforación será realizada de manera que se pueda obtener paralelismo en los taladros, especialmente los de contorno, para evitar y/o disminuir la sobre rotura, en el frente de trabajo se contará con dos perforadoras neumáticas manuales, dotadas con el juego de varillaje (2 pies y 4 pies), para realizar la perforación, el procedimiento para la perforación es el siguiente.

- Verificación de la ventilación y el desatado de rocas por parte del perforista y su ayudante.

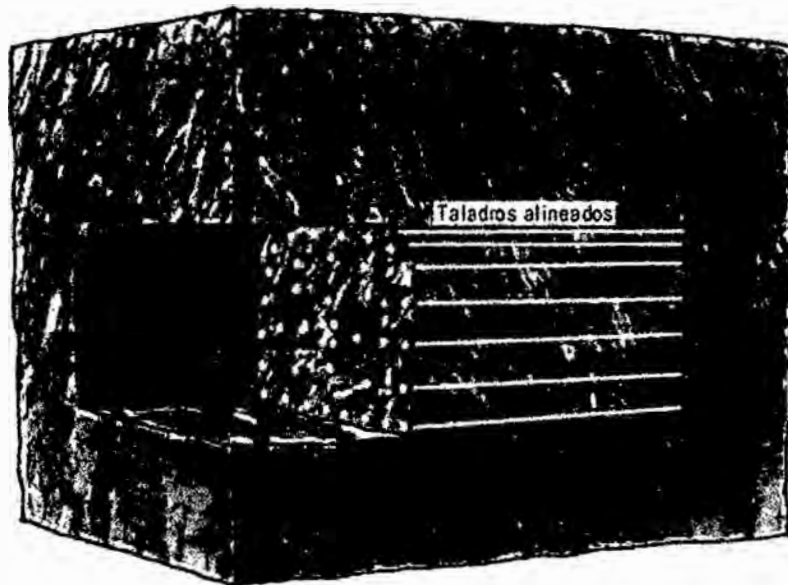
- Instalación del equipo de perforación, verificando el estado del equipo y las instalaciones (presión y agua de perforación).
- El Perforista y el ayudante, utilizando todos su EPP, empezarán la perforación de acuerdo a la malla de perforación pintada.
- Controlaran el paralelismo de los taladros utilizando el sistema de control de paralelismo del equipo, adicionalmente deben contar con al menos 03 atacadores de dimensiones adecuadas.
- La perforación se efectuará con barras de 4 pies y diámetro de broca de 38 mm.
- El Perforista y ayudante deben verificar, luego cada cierto número de taladros perforados, que no haya presencia de rocas sueltas.
- Una vez concluida la perforación, deben volver a verificar la estabilidad del Túnel, re - desatando las rocas sueltas y dejar completamente ordenado el Frente (equipos y herramientas en su lugar)
- La cantidad de taladros a perforar (según diseños de la malla de voladura), de 38 mm de diámetro adicionalmente taladros de alivio del mismo diámetro en el arranque.

Figura N° 33. Controlaran del paralelismo de los taladros.



Fuente: elaboración propia.

Figura N° 34. Taladros alineados.



Fuente: Ojeda M. Rene "Diseño de Malla de Perforación y Voladura Subterránea".

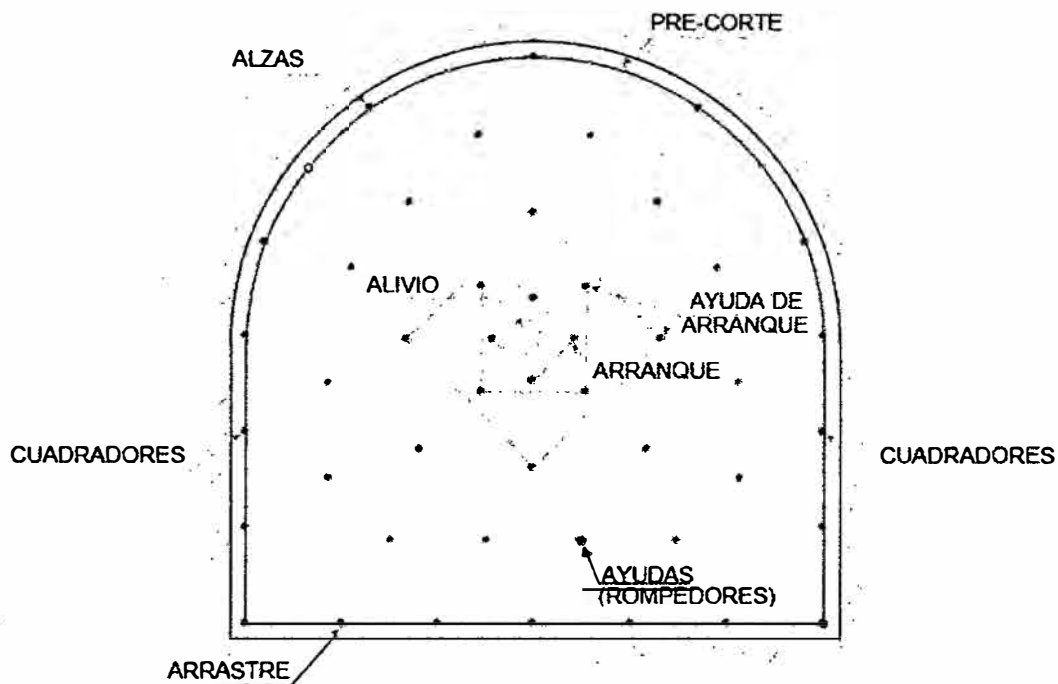
El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo. Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura en túnel mostramos, con arranque por corte quemado y con distribución de los taladros y su orden de salida.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central del a voladura, siguiendo su denominación como sigue:

- **Arranque o Cueles.** Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.
- **Ayudas.** Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varia su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segundas y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo) salen en segundo término.
- **Cuadradores.** Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del frente de avance.
- **Alzas o Techos.** Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan talados de corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se

disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general “taladros periféricos”

Figura N° 35. Denominación de los taladros de acuerdo a su distribución.



Fuente: elaboración propia.

7.3.1.1. Número de taladros.

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear. Normalmente la longitud de la columna explosiva varía de $1/2$ a $2/3$ de la longitud total del taladro (1,20 a 1,60 m en este caso), con la carga concentrada al fondo. Para asegurar el corte de arranque es recomendable cargar los taladros de arranque 1,3 a 1,6 veces el promedio calculado, las ayudas 1,1 vez y disminuir proporcionalmente la carga en el resto de taladros.

Existen varias fórmulas para determinar el número de taladros cargados, sin considerar los taladros de alivio. El número de taladros depende del tipo de roca a volar, grado de confinamiento del frente, grado de fragmentación, diámetro de las brocas de perforación, factores que pueden obligar a reducir o ampliar la malla de

perforación calculado en forma teórica, (Formula de Protodiakonov , geólogo) en este caso calcularemos la forma práctica según EXSA.

$$N^{\circ}\text{Tal} = \frac{P}{dt} + (c * S)$$

Donde:

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\sqrt{A}$$

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

c: coeficiente o factor de roca.

S: dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

Tabla N° 27. Distancia entre taladros.

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Fuente: exsa "Manual Práctico de Voladura"

Tabla N° 28. Coeficiente de roca.

Dureza de roca	Coeficiente de roca
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Fuente: exsa "Manual Práctico de Voladura"

- **Calculamos número de taladros para inclinado 340**

Reemplazando en la formula se tiene.

$$P = 4\sqrt{2.40 * 2.10}$$

$$P = 8.98$$

Los siguientes datos de obtuvieron de la tabla 24 y 25.

$$dt = 0.50 ; C = 2 ; s = 5.04m^2$$

Reemplazando en la formula

$$N^{\circ}t = \frac{8.98}{0.50} + 2 * 5.04; N^{\circ}t = 28.04 \approx 29 \text{ tal}$$

Uno de los detalles que esta fórmula no considera el tipo de explosivo, en este caso es dinamita semigelatina 65%, en caso de explosivo más potente como anfo, no tendría ninguna inconveniencia, para mayor facilidad de dar para la limpieza de desmonte para el personal, en cuanto a la inclinación los dificulta, se le adicionara 3 taladros cargados.

- **Calculamos número de taladros para cruceros.**

Reemplazando en la formula se tiene.

$$P = 4\sqrt{2.40 * 2.10}$$

$$P = 8.98$$

Los siguientes datos de obtuvieron de la tabla 24 y 25.

$$dt = 0.50 ; C = 2 ; s = 5.04m^2$$

Reemplazando en la formula

$$N^{\circ}t = \frac{8.98}{0.50} + 2 * 5.04; N^{\circ}t = 28.04 \approx 29 \text{ tal}$$

El número de taladros se mantienen.

- **Calculamos número de taladros para chimenea de las tolvas.**

Reemplazando en la formula se tiene.

$$P = 4\sqrt{1.4 * 2.40}; P = 7.33$$

Los siguientes datos de obtuvieron de la tabla 24 y 25.

$$dt = 0.60 ; C = 1.5 ; s = 3.36m^2$$

Reemplazando en la formula.

$$N^{\circ}t = \frac{7.33}{0.6} + 2 * 3.36m^2, N^{\circ}t = 18.94 \approx 19 \text{ tal}$$

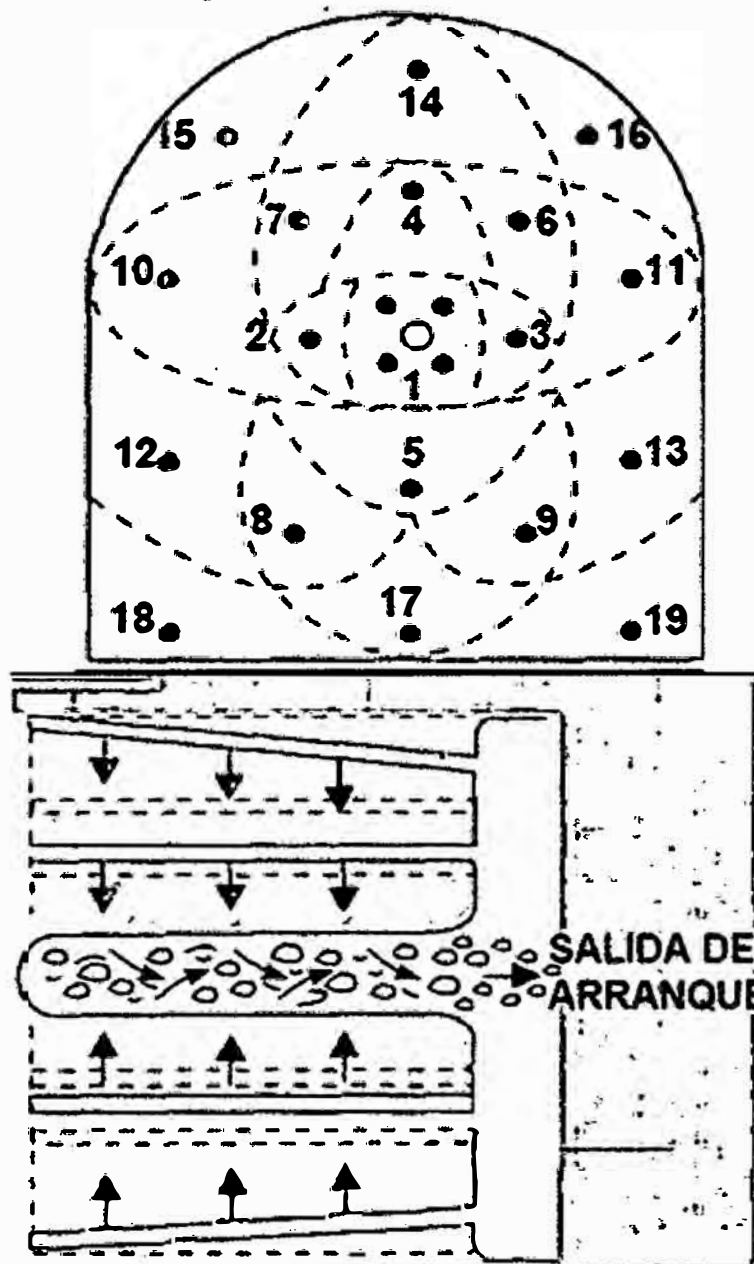
19 taladros cargados la distribución de taladros se muestra en el plano 04.

6.4.3. Carga y disparo del frente

Las operaciones de voladura en superficie presentan como mínimo dos caras libres, donde los taladros se perforan paralelamente a la cara frontal de alivio lo que facilita la salida de los disparos.

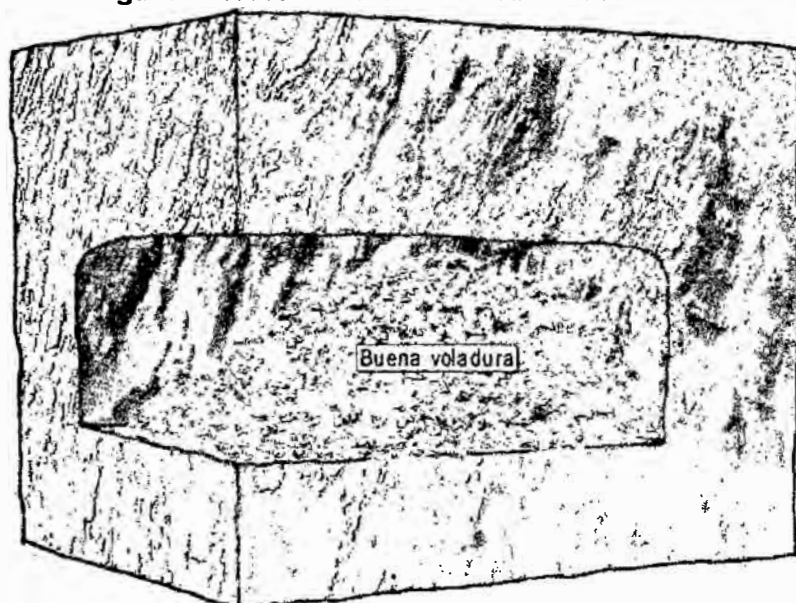
En el caso de las operaciones subterráneas existe solo una cara libre y la perforación tiene que ser perpendicular a ella, alineada con el eje de la excavación, por tanto, es muy difícil de disparar si no se crea el alivio apropiado con taladros vacíos paralelos a los cargados con explosivos.

Figura N° 36. Secuencia de salida.



Fuente: Iopez Jimeno. "Manual de Perforacion y Voladura de Rocas"

Figura N° 37. Resultados de una buena voladura.



Fuente: Ojeda M. Rene "Diseño de Malla de Perforación y Voladura Subterránea".

Los materiales explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de oxidoreducción, son capaces de transformarse en un tiempo breve en productos gaseosos y condensados. El volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. Cuando los explosivos reaccionan químicamente, se liberan dos tipos principales de energía. El primero se llama energía de choque y el segundo, energía de gas. Ambos tipos de energía se liberan durante el proceso de detonación.

- **Energía de choque:**

Viaja a través del explosivo antes que la energía de gas sea liberada. La energía de choque resulta de la presión de detonación de la explosión.

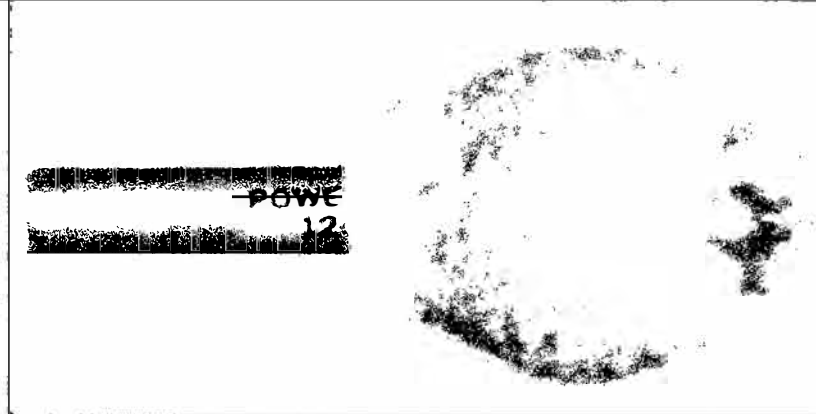
La presión de detonación está en función directa de la densidad del explosivo y la velocidad de detonación.

- **Energía de gas:**

La energía de gas liberada durante el proceso de detonación, es la causa de mayor importancia para la fragmentación de la roca durante una voladura con cargas confinadas en los taladros.

La presión de gas, frecuentemente llamada presión de la explosión, es la presión que los gases en expansión, oponen contra las paredes del taladro después que la reacción química ha terminado.

Figura N° 38. Momento de detonación de un cartucho de dinamita.



Fuente: famesa.

En el libro “Manual práctico de Voladura” de EXSA, se nos muestra diferentes clasificaciones de los explosivos. Para nuestro caso, tocaremos el caso de dinamitas son explosivos que la empresa usa.

6.4.3.1. Dinamitas:

Altos explosivos sensibles al detonador mayormente compuestos por un elemento sensibilizador como la nitroglicerina, combinada con aditivos portadores de oxígeno y combustibles no explosivos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un balance de oxígeno.

Su empleo esta preferentemente dirigido a pequeños diámetros de taladro en subterráneo, túneles, minas canteras y obras civiles.

Normalmente se comercializan en cartuchos de papel parafinado con diámetros desde 22mm hasta 75mm y longitudes de 180mm, 200mm y 340mm, embalados en cajas de cartón de 25kg.

Figura N° 39. Dinamitas semigelatinas 65% dimensiones 7/8 pulg x 7pulg.



Fuente: fotográfico.

Convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y aspectos de aplicación las dinamitas se clasifican en:

- Gelatinas
- Semigelatinas

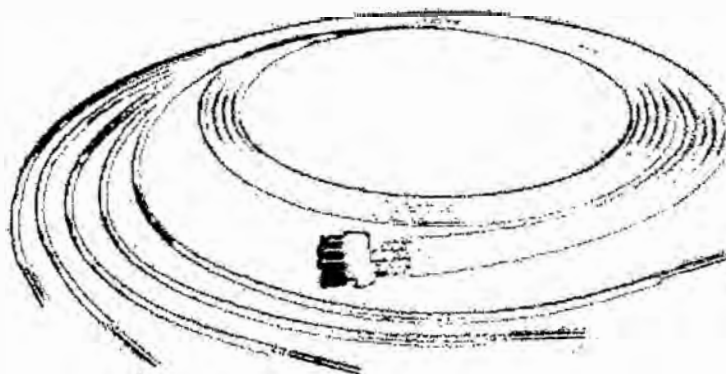
Las gelatinas tienen alta capacidad de trituración y resistencia al agua, empleándose en rocas duras y en condiciones difíciles. Las semigelatinas son ampliamente usadas en rocas de condiciones intermedias; las pulverulentas en rocas relativamente suaves y secas; y las especiales en trabajos determinados como el precorte y en la exploración para prospección sísmográfica de hidrocarburos.

6.4.3.2. Accesorios de voladura.

Carmex. El carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El carmex está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida. el carmex es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

Figura N° 40. Carmex 7 pies.



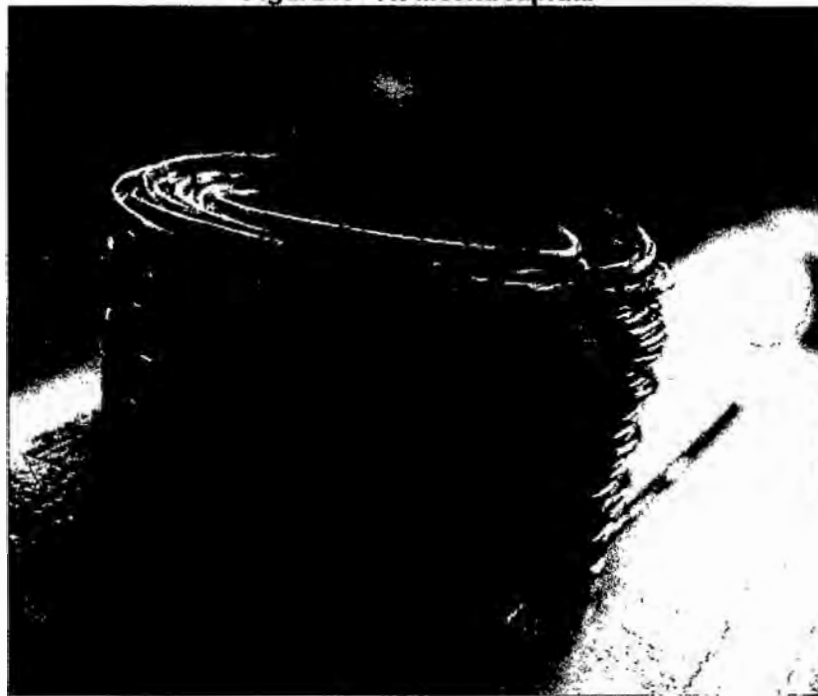
Fuente: famesa.

Mecha rápida. La Mecha Rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Este accesorio se usa complementariamente con la mecha

de seguridad de determinada longitud, en cuyos extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición. en el momento de efectuar el circuito de conexión, la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la Mecha Rápida está lista para ser activada por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo.

La longitud de la Mecha Rápida usada entre dos taladros, se determina por varios factores, siendo el principal: el tipo de trabajo, tiempo de combustión de la Mecha Rápida, el circuito de conexión y tiempo de combustión de la mecha de seguridad. Se debe tener especial cuidado en evitar que los primeros taladros dañen al resto de los accesorios inutilizando la secuencia de voladura. El objetivo fundamental de este accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de la combustión

Figura N° 41. Mecha rápida.



Fuente: famesa.

6.4.3.3. Columna de carga.

Normalmente la longitud de la columna explosiva varía de $1/2$ a $2/3$ de la longitud total del taladro (0.58 a 0,78 metros en este caso), con la carga concentrada al fondo. Para asegurar el corte de arranque es recomendable cargar los taladros de arranque 1,3 a 1,6 veces el promedio calculado, las ayudas 1,1 vez y disminuir proporcionalmente la carga en el resto de taladros.

Para lo cual se tiene que la longitud de carga es de 0.70 metros.

En el diseño de la malla de perforación el factor de potencia considerado es el promedio para cada tipo de roca encontrado en la excavación. Los cuales se fueron ajustando hasta encontrar los valores adecuados.

Tabla N° 29. Carga específica correlacionado al diámetro del taladro.

Diámetro de taladro (mm)	Carga específica (kg/m ³)
30	1.1
40	1.3
50	1.5

Fuente: exsa "Manual Práctico de Voladura".

En el caso del proyecto corresponde al área sombreada.

Tabla N° 30. Factor de carga con relación a la sección del túnel.

Área del túnel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	En roca dura y tenaz	En roca intermedia	En roca suave y friable
de 1 a 5	2,60a 3,20	1,80a 2,30	1,20 a 1,60
de 5 a 10	2,00 a 2,60	1,40 a 1,80	0,90a 1,20
de 10 a 20	1,65a 2,00	1,10a 1,40	0,60a 0,90
de 20 a 40	1,20 a 1,65	0,75a 1,10	0,40 a 0,60
de 40 a 60	0,80a 1,20	0,50a 0,75	0,30a 0,40

Fuente: exsa "Manual Práctico de Voladura".

El alineamiento de los taladros asegura que la forma de la excavación sea estable. Un deficiente alineamiento de los taladros va a crear una malla de perforación inefectiva o deficiente, que va a ocasionar una sobre rotura de la roca generando inestabilidad. Por consiguiente, es importante asegurar que tanto el collar del taladro como el extremo sean correctamente ubicados.

El explosivo tipo dinamita semigelatina 65%(7pulgada x 7/8pulgada), y como accesorios de voladura se utiliza el explosivo tipo carmex.

Determinación factor de carga para inclinado 340.

Calculamos la cantidad de cartuchos de dinamita que entra en esta longitud de taladro cargado 0.78metros.

$$N^{\circ}_{\text{CARTUCHO}} = \frac{0.78m}{7 \text{ pulg}} * \frac{1 \text{ pulg}}{0.0254m}$$

$$N^{\circ}_{\text{CARTUCHO}} = 4.3 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

Se conoce que cada cartucho de dinamita pesa 0.08 kg

Calculamos el peso en cada taladro.

$$\text{peso/tal} = 4 \text{ cartuchos tal} * 0.08 \text{ kg / cartucho}$$

$$\text{peso tal} = 0.32 \text{ kg / tal}$$

Distribución de carga en arranque y ayudas

$$\text{arranque} = 0.32 \text{ kg / tal} * 1.3 = 0.42 \text{ kg}; \text{ Equivalente 5 cartuchos de dinamita.}$$

$$\text{ayuda} = 0.32 \text{ kg / tal} * 1.1 = 0.35 \text{ kg}; \text{ Equivalente 8 cartuchos de dinamita}$$

Calculamos total de carga en todo el frente.

- En arranque se tiene 4 taladros
- Ayudas se tiene 4 taladros

$$\text{carga / frente} = 0.42 \text{ kg} * 4 + 0.35 \text{ kg} * 4 + 27 * 0.32 \text{ kg}$$

$$\text{carga / frente} = 11.72 \text{ kg}$$

El volumen roto del disparo se será, teniendo los siguientes datos de campo.

- Eficiencia de perforación: 96%
- Eficiencia de disparo: 90%
- Esponjamiento 50%
- Rendimiento de disparo: 1.08 m/ disparo

$$V_{\text{desm}} = \text{seccion} * \text{long} / \text{avance}$$

$$V_{\text{desm}} = 2.40 * 2.10 * 1.08 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{desm}} = 5.44 \text{ m}^3$$

Considerando el esponjamiento se tiene.

$$V_{\text{desm}} = 5.44 \text{ m}^3 * 1.5$$

$$V_{\text{desm}} = 8.16 \text{ m}^3$$

Su factor de carga en el inclinado 340 sera.

$$\text{factor / carga} = 11.72\text{kg} / 8.16\text{m}^3$$

$$\text{factor / carga} = 1.44\text{kg} / \text{m}^3$$

Este factor de carga está dentro del rango de las tablas 26, 27 sugeridas de exsa a pesar que se aumentaron número de taladro.

Cálculo de factor de carga en cruceros.

Calculamos la cantidad de cartuchos de dinamita que entra en esta longitud.

$$N^{\circ}_{\text{CARTUCHO}} = \frac{0.91\text{m}}{7\text{pulg}} * \frac{1\text{pulg}}{0.0254\text{m}}$$

$$N^{\circ}_{\text{CARTUCHO}} = 5.1 \approx 5\text{cartucho.}$$

Para el redondeo se consideró el confinamiento.

Se conoce que cada cartucho de dinamita pesa 0.08 kg

Calculamos el peso en cada taladro.

$$\text{peso / tal} = 5\text{cartuchos / tal} * 0.08\text{kg / cartucho}$$

$$\text{peso / tal} = 0.4\text{kg / tal}$$

Distribución de carga en arranque y ayudas

$$\text{arranque} = 0.40\text{kg / tal} * 1.3 = 0.52\text{kg} ; \text{Equivalente 6 cartuchos de dinamita.}$$

$$\text{ayuda} = 0.40\text{kg / tal} * 1.1 = 0.44\text{kg} ; \text{Equivalente 5 cartuchos de dinamita}$$

Calculamos total de carga en todo el frente.

➤ En arranque se tiene 4 taladros

➤ Ayudas se tiene 4 taladros

$$\text{carga / frente} = 0.52\text{kg} * 4 + 0.44\text{kg} * 4 + 24 * 0.40\text{kg}$$

$$\text{carga / frente} = 13.44\text{kg}$$

El volumen roto del disparo se será, teniendo los siguientes datos de campo.

- Eficiencia de perforación: 95%
- Eficiencia de disparo: 93%

- Esponjamiento 50%
- Rendimiento de disparo: 1.35 m/ disparo

$$V_{desm} = \text{sección} * \text{long} / \text{avance}$$

$$V_{desm} = 2.40 * 2.10 * 1.35 m^3$$

$$V_{desm} = 6.804 m^3$$

Considerando el esponjamiento se tiene.

$$V_{desm} = 6.804 m^3 * 1.5$$

$$V_{desm} = 10.2 m^3$$

Su factor de carga en el inclinado 340 sera.

$$\text{factor/carga} = 13.44 kg / 10.2 m^3$$

$$\text{factor/carga} = 1.32 kg / m^3$$

Este factor de carga está dentro del rango de las tablas 26, 27 sugeridas de exsa a pesar que se aumentaron número de taladro.

Cálculo de factor de carga de chimenea, para tolva.

Calculamos la cantidad de cartuchos de dinamita que entra en esta longitud.

$$N^{\circ}_{CARTUCHO} = \frac{0.91m}{7 \text{ pulg}} * \frac{1 \text{ pulg}}{0.0254m}$$

$$N^{\circ}_{CARTUCHO} = 5.1 \approx 5 \text{ cartuchos}$$

Para el redondeo se consideró el confinamiento.

Se conoce que cada cartucho de dinamita pesa 0.08 kg

Calculamos el peso en cada taladro.

$$\text{peso/tal} = 5 \text{ cartuchos tal} * 0.08 kg / \text{cartuche}$$

$$\text{peso/tal} = 0.4 kg / \text{tal}$$

Distribución de carga en arranque y ayudas

$$\text{arranque} = 0.40 kg / \text{tal} * 1.3 = 0.52 kg ; \text{Equivalente 6 cartuchos de dinamita.}$$

$$\text{ayuda} = 0.40 kg / \text{tal} * 1.1 = 0.44 kg ; \text{Equivalente 5 cartuchos de dinamita}$$

Calculamos total de carga en todo el frente.

- En arranque se tiene 4 taladros
- Ayudas se tiene 4 taladros

$$carga / frente = 0.52kg * 4 + 0.44kg * 4 + 14 * 0.40kg$$

$$carga / frente = 9.44kg$$

Volumen roto por la voladura en la chimenea será, teniendo como datos de campo los siguientes.

- Eficiencia de perforacion: 90%
- Eficiencia de disparo: 91%
- Esponjamiento 50%
- Rendimiento de disparo: 1.25 m/ disparo

$$V_{desm} = sección * longitud / avance$$

$$V_{desm} = 1.25 * 2.40 * 0.93m^3$$

$$V_{desm} = 2.79m^3$$

Considerando el esponjamiento se tiene.

$$V_{desm} = 2.79m^3 * 1.5$$

$$V_{desm} = 4.18m^3$$

Su factor de carga para la chimenea será.

$$factor / carga = 9.44kg / 4.18m^3$$

$$factor / carga = 2.26kg / m^3$$

Este factor de carga está dentro del rango de las tablas 26, 27 sugeridas de exsa a pesar que se aumentaron número de taladro.

6.4.4. Ventilación del frente

La buena ventilación es necesaria para tener oxígeno necesario para el personal que labora dentro del labor, para eliminar los gases producidos por los explosivos.

Todas las labores de más de 60 m de longitud deben estar ventilados mediante mangas o ductos de ventilación.

En una labor de gran dimensión se debe colocar un ventilador principal en la entrada y ventiladores auxiliares cada 500 o 600 metros de excavación. Los ventiladores auxiliares tienen la función de mantener la presión de impulso del aire que envía el ventilador principal desde afuera y que se va perdiendo por la distancia de la labor.

El funcionamiento de los ventiladores es con energía eléctrica. Para elegir correctamente el tipo de ventilador es necesario calcular el requerimiento del caudal de aire mínimo.

Tipos de ventilación se pueden clasificar en dos grandes grupos:

6.4.4.1. Ventilación natural

Es el flujo natural de aire fresco al interior de una labor sin necesidad de equipos de ventilación, en una galería horizontal o en labores de desarrollo en un plano horizontal no se produce movimiento de aire, en minas profundas, la dirección y el movimiento del flujo de aire, se produce debido a las siguientes causas: diferencias de presiones, entre la entrada y salida. Diferencia de temperaturas durante las estaciones.

Es la cantidad de aire que ingresa a la mina y que sirve para ventilar labores, cuya condición debe ser que el aire fluya de un modo constante y sin interrupciones, el movimiento de aire se produce cuando existe una alteración del equilibrio: diferencia de presiones entre la entrada y salida de un ducto, por causas naturales (gradiente térmica) o inducida por medios mecánicos.

6.4.4.2. Ventilación mecánica

Es la ventilación auxiliar o secundaria y son aquellos sistemas que, haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas, empleando para ello los circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado que le proporcione el sistema de ventilación general.

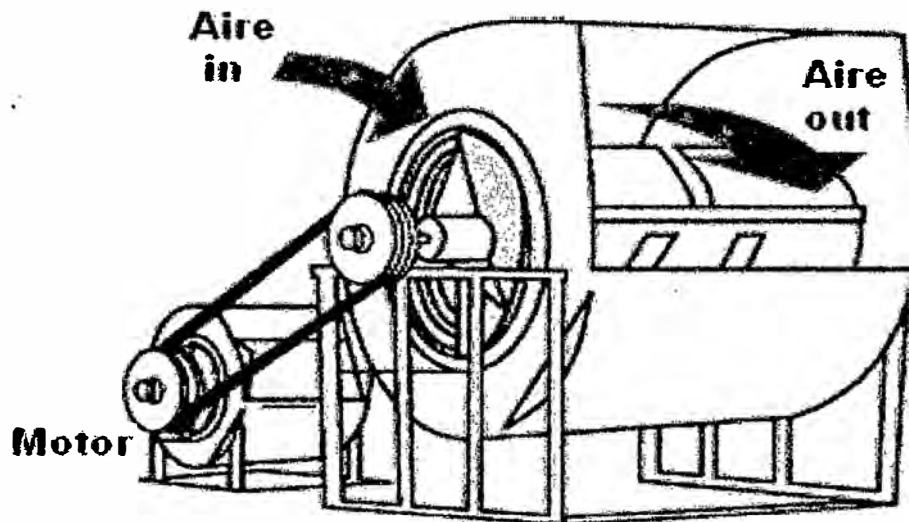
El objetivo de la ventilación auxiliar es mantener las galerías en desarrollo, con un ambiente adecuado para el buen desempeño de hombres y maquinarias, esto es con un nivel de contaminación ambiental bajo las concentraciones máximas permitidas, y con una alimentación de aire fresco suficiente para cubrir los requerimientos de las maquinarias utilizadas en el desarrollo y preparación de nuevas labores.

Clasificación de los ventiladores

A. Ventiladores centrífugos.

En estos ventiladores, el aire entra por el canal de aspiración que se encuentra a lo largo de su eje, cogido por la rotación de una rueda con alabes, ofrece la más alta presión estática y un flujo mediano, su eficiencia varía entre 60% y 80%, pueden trabajar altas velocidades, son ventiladores que pueden considerarse “quietos” si se observa su curva característica, produce menos ruido que las axiales, son rígidos, son más serviciales, pero mucho más costosos.

Figura N° 42. Ventiladores centrífugos



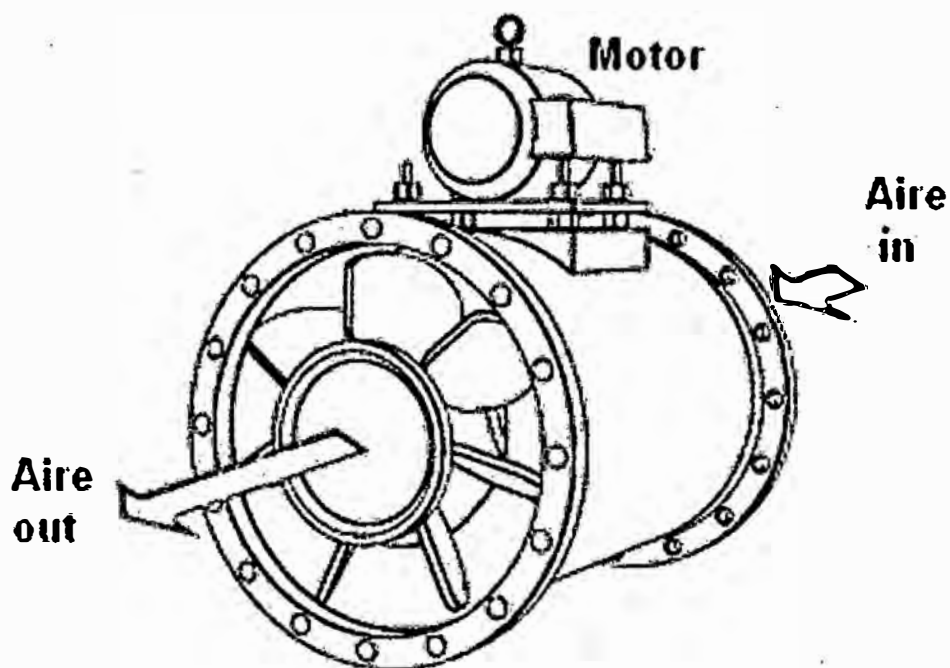
Fuente: Compumet Eirl “Ventilación de Mina Subterránea”.

B. Ventiladores axiales.

En este tipo de ventiladores, el aire ingresa a lo largo del eje del rotor y luego de pasar a través de las aletas del impulsor o hélices descargado en dirección axial, también se les llama ventiladores de hélice, ofrece el más alto flujo de aire, su eficiencia esta entre 70 y 80% y son capaces de trabajar a las velocidades más altas, presentan una gama fuerte de inflexión e inestabilidad, producen los niveles más altos de ruidos, son más versátiles y son más baratos.

Las necesidades del aire al interior de la mina deben ser determinadas en base al personal y el número de equipos que se encuentran trabajando. El cálculo de las necesidades, permitirá ventilar las labores mineras en forma eficiente, mediante el control de flujo de inyección de aire fresco el cual a su vez expulsará el aire viciado.

Figura N° 43. Ventilador axial.



Fuente: Compumet Eirl "Ventilación de Mina Subterránea".

Con fines de estimar el caudal requerido que Q_{Re} para el sistema de ventilación presento a continuación los criterios de cálculo:

6.4.4.3. Caudal requerido por persona.

La cantidad mínima necesaria para cada persona será de $3m^3$ hasta los 1500msnm. Y varía según la altitud, tal como se indica la tabla 27.

Tabla N° 31. Requerimiento de Caudal por Persona según la latitud

ALTITUD	AIRE
1500 a 3000	Aumentará en 40%
3000 a 4000	Aumentará en 70%
Sobre los 4000	Aumentará en 100%

Fuente: reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 024.

$$Q1=(x)*(n)$$

Donde:

$Q1$ = Caudal necesario de aire por número de personal ($m^3 / \text{min.}$)

x = Consumo por Persona (m^3 /min.)

n = Número de personas

Tabla N° 32. Número de personas.

PERSONAL	N°
Perforista	1
Ayte Perforista	1
Winchero	1
Peón	1
Lampero	1
Servicios	1
Jefe de guardia	1
Topógrafo	1
Ayte topógrafo	1
Total	9

Fuente: elaboración propia.

$Q_1 = (3 m^3 /min) * (9)$, $Q_1 = 27 m^3 /min$ factor de seguridad consideramos 1.5

$Q_1 = 27 m^3 /min * 1.5$

$Q_1 = 40.5 m^3 /min$

6.4.4.4. Caudal Requerido por Explosivos.

Los explosivos al detonar producen gran cantidad de gases. Comúnmente los explosivos están diseñados para no producir gases tóxicos y únicamente CO (monóxido de carbono) y NO (óxido nitroso).

Tabla N° 33. Grado de intoxicación debido a los gases de explosivos.

Porcentaje de CO	Síntomas
0.02	No ocurre intoxicación, aunque se esté expuesto mucho tiempo.
0.03	Cantidad mínima para comenzar cualquier intoxicación
0.05	Desmayo después de 30 minutos a 2 horas de exposición
0.1	Dificultades al caminar
0.2 - 0.3	Gran intoxicación
0.8 - 1.5	Muerte a cabo de 30 minutos a una hora de exposición
2 - 3	Muerte inmediata

Fuente: Compumet Eiri "Ventilación de Mina Subterránea".

La fórmula que se conoce para este cálculo puede ser criticada, ya que no toma en cuenta varios factores que se expondrán después de presentarla.

Al tratarse de minas metálicas, este método es el que más se usa. Toma en cuenta la formación de productos tóxicos por la detonación de explosivos, el tiempo que se estima para despejar las galerías de gases y la cantidad máxima permitida, según normas de seguridad, de gases en la atmósfera.

Para el cálculo de este caudal, se emplea la siguiente relación empírica según:

Según Alejandro Novienski. Ventilación de Mina Pag.280.

$$Q = \frac{100 \cdot A \cdot a}{d \cdot t} \text{ m}^3 / \text{min}$$

Donde:

Q = Caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado (m³/min.)

A = Cantidad de explosivo detonado, equivalente a dinamita 65% (Kg.)

a = Volumen de gases generados por cada Kg. de explosivo.

a = 0.04 (m³/Kg. de explosivo); valor tomado como norma general

d = % de dilución de los gases en la atmósfera, deben ser diluidos a no menos de 0.008 % y se aproxima a 0.01 %

t = tiempo de dilución de los gases (minutos); generalmente, este tiempo no es mayor de 30 minutos, cuando se trata de detonaciones corrientes. Reemplazando en la fórmula tendremos:

$$Q = \frac{100 \cdot A \cdot 0.04}{30 \cdot 0.008} \text{ m}^3 / \text{min}$$

Entonces, tendríamos finalmente:

$$Q = 16.67 \cdot A \cdot \text{m}^3 / \text{min}$$

La fórmula trata este caso como si fuera a diluir los gases dentro de un espacio cerrado, lo que no es el caso de una mina donde parte de los gases se eliminan continuamente de la frente por el volumen de aire que entra. Además, los gases tóxicos se diluyen continuamente con la nube de gases en movimiento con el aire limpio. Por último, cada gas tóxico que se produce tiene propiedades distintas a las demás, luego necesitan diferente porcentaje de dilución, entonces "d" dependerá del explosivo que se esté usando. En este caso es dinamita.

La carga que se calculó anteriormente se tiene. 11.72 kg

$$Q2 = 16.67 * 11.72m^3/min$$

$$Q2 = 195.37m^3/min$$

6.4.4.5. Caudal requerido por temperatura:

Señala que la temperatura húmeda máxima en el interior de la mina no podrá exceder de 30 ° C, para jornadas de trabajo de 8 horas. Para el cálculo del aire respecto a la temperatura, se dan los siguientes valores:

Tabla N° 34. velocidad que tiene de acuerdo a la temperatura.

Temperatura	Velocidad Mínima
24 a 30 ° C	30 m/min.
> 30 °C	120 m/min.

Fuente: Compumet Eirl "Ventilación de Mina Subterránea".

El gradiente geotérmico, aumenta la temperatura, en las labores mineras en este caso las labores que tienen alto grado de temperatura es de 26-30 °c, para lo de la tabla anterior, que la velocidad mínima que tendrá de aire es de 30m/ min.

6.4.4.6. Caudal requerido por el polvo en suspensión:

El criterio más aceptado es hacer pasar una velocidad de aire determinado por las áreas contaminadas y arrastrar el polvo, a zonas donde no cause problemas.

La velocidad promedio en los lugares de trabajo no debe ser inferior a los dieciocho metros por minuto (18 m./min.). Para lugares con alta generación de polvo, este valor puede ser considerado hasta un treinta metros por minuto (30m/min) ahora, no hay método de cálculo aceptado por todos, que tome en cuenta el polvo en suspensión. Según Alejandro Novienski. "Ventilacion de Mina" Pag. 21.

En este caso ya no se considera el cálculo del caudal generado para la temperatura, puede cumplir como arrasar el polvo.

6.4.4.7. Caudal requerido por equipo Diesel.

De acuerdo D.S. 024. Recomienda un 3 (m3/min) por HP. Aire normal para diluir un componente cualquiera del gas de escape diesel a la concentración permisible, a partir de la siguiente fórmula:

$$Q = V \times c \text{ (m}^3\text{/min.)}$$

Donde:

Q = volumen de aire necesario para la ventilación (m3/min.);

V = volumen de gas de escape producido por el motor (m3/min.);

c = concentración del componente tóxico, del gas de escape, que se considera en particular (% en volumen);

y = concentración máxima, higiénicamente segura, para el componente tóxico que se está considerando (% en volumen).

Este método necesita de un estudio previo para determinar el volumen de gases y la concentración del toxico. Para este estudio no se considera el cálculo no cuenta con equipos en el interior mina.

6.4.4.8. Determinación de pérdida por orificios.

Los oricios de escape en los empalmes de manga, por circurtancia la manga de rompa.

$$Q_3 = Q_1 + Q_2 = 40.5 \text{ m}^3 / \text{min} + 195.37 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$Q_3 = 235.87 \text{ m}^3 / \text{min}$ también se debe considerarse la perdida de orificios 15%

$$Q_3 = 235.87 * 1.15 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_3 = 271.25 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_3 = 9579 \text{ cfm}$$

6.4.4.9. Selección de ventiladores.

Para ventilar una mina se necesitan ciertas cantidades de flujo de aire, con una caída de presión determinada, a cierta densidad del aire. Conocidas la caída y el caudal de la mina (Punto de operación del sistema), existen casi un número infinito de ventiladores en el mundo que satisfacen el punto operacional adecuado Se deberá especificar el punto de operación (Q vs. H Sist.) Del ventilador requerido, a fin de que los proveedores coticen la unidad ventiladora con la potencia de motor eléctrico correspondiente, que satisfaga dicho punto. La especificación debe incluir, además, la altura geográfica en donde se instalará dicho equipo.

Determinaremos las pérdidas de caudal durante el trayecto durante el viaje para lo cual Alejandro Novistki "ventilación de mina" nos da la siguiente formula.

Para conductos flexibles.

$$Q = Q_{\text{INICIO}} \left(1 - \frac{L}{20000} \right)$$

Para conductos rígidos.

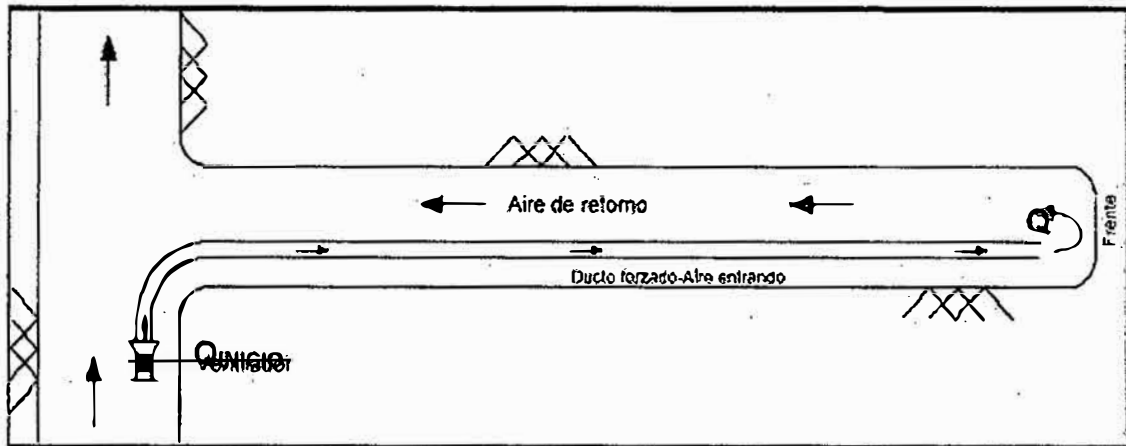
$$Q = Q_{\text{INICIO}} \left(1 - \frac{L}{10000} \right)$$

Calculamos Q inicio para lo cual despejamos.

$$Q_{\text{INICIO}} = \frac{271.25 \text{ m}^3/\text{min}}{\left(1 - \frac{300 \text{ m}}{20000}\right)}$$

$$Q_{\text{INICIO}} = 275.38 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} = 9725 \text{ cfm}$$

Figura N° 44. Representación perdida por longitud.



Fuente: elaboración propia.

Para dar la selección del ventilador utilizaremos la tabla. del anexo 05, se se determina. Vano SM-425.

Potencia del motor:

La potencia que se debe instalar, con un factor de servicio de al menos 1.15, es mayor que la Potencia a consumir, a una altura de 700 m.s.n.m. la densidad del aire es de 1.12Kg. / m³, razón por la que la densidad debe corregirse por aquélla en donde se desempeñará la unidad. Para lo cual se contará una manga de ventilación de 20 pulgada (0.51m) de diámetro.

Las consideraciones que deben hacerse para calcular la potencia del motor son:

$$P = \frac{H \cdot Q_{\text{TOTAL}}}{1000 \cdot \eta} * DE * ME$$

Q = Caudal de aire en m³/seg.

H = Depresión del circuito en Pas (presión estática en Pascales)

P = Potencia del motor en Kw.

η = Eficiencia del ventilador, la cual varía entre 70 a 85% (dependiendo de la fabricación, tamaño y punto de trabajo).

DE = Eficiencia de la transmisión, la cual varía entre 90% para transmisión por poleas y correas, y 100% para transmisión directa.

ME = Eficiencia del motor, la cual varía entre 85% a 95%.

La diferencia de presión entre dos áreas de un mismo ducto está dada por la ecuación de Atkinson

$$H = \frac{K+C \cdot L \cdot V^2}{A} F$$

.Donde.

H: caída de presión.(Pa)

K: factor de fricción (N seg²/m⁴) de la tabla 31. 05 k=0.004

C: perímetro (m) es de 1.6 m

L: longitud (m) 150 m hasta alcanzar nivel 316.

V: velocidad (m/s)

A: área (m²) es de 0.204 m²

Si se sabe que Q=A*V.

$$H = \frac{K+C \cdot L \cdot Q^2}{A^3}$$

Tabla N° 35. Factor de fricción k.

Tipo de ducto	Factor k N*seg ² /m ⁴ (x10 ⁻¹⁰ lbf min ² /ft ⁴)	Coficiente de fricción
<u>Ducto de acero</u>		
Con espiral, galvanizado	0.004 (21.6)	0.007
Ducto de acero dulce, lámina lisa	0.003 (16.2)	0.005
<u>Ducto de fibra de vidrio</u>	0.003 (16.2)	0.005
<u>Ducto forzado /bolsa</u>		
Ducto ligero	0.003 (16.2)	0.005
Ducto pesado – chico	0.004 (21.6)	0.007
Ducto de casete TBM	0.004 (21.6)	0.007
Ventilación de frente – Muy mala instalación	0.025 (135)	0.042
<u>Ducto flexible reforzado</u>		
Extracción flexible – Excelente instalación	0.004 (21.6)	0.007
Extracción flexible – Flojo	0.010 (53.9)	0.017

Fuente: Novienstky Alejandro "Ventilación de Minas".

Factor de fricción corregir de acuerdo a la formula

$$K_{CORREGIR} = K \frac{W_{msnm}}{1.201}$$

Donde.

W_{msnm}: densidad de aire 700 msnm = 1.12 kg/m

$$K_{CORREGIR} = 0.004 \frac{1.12}{1.201}$$

$$K_{CORREGIR} = 0.0037$$

Reemplazando la formula seria para calidad de presión.

$$H = \frac{0.0037 * 1.6m * 150m * 4.59^2}{0.204^3}$$

$$H = 2203.670 \text{ pas}$$

Calculamos la potencia del motor para ventilador de tipo axial.

$$P = \frac{2203.67 * 4.59}{1000 * 70\%} * 100\% * 85\%$$

$$P = 12.28 \text{ kw} = 16.59 \text{ hp.}$$

6.4.5. Desatado de rocas sueltas y labres de sostenimiento

Después de la voladura, generalmente quedan rocas sueltas que están a punto de caer. Es necesario desquincharlas o hacer que estas caigan. Si el caso lo requiere se coloca sostenimiento preventivo con el empleo de pernos de anclaje, etc.

Figura N° 45. Desatado de rocas.



Fuente: fotográfico.

6.4.6. Limpieza de escombros

El material producto de la excavación del inclinado 340 fue retirado del frente de trabajo hasta los botaderos en superficie en dos etapas:

El material de la voladura es izado con unos vagones hasta las tolvas en el nivel 360.

El material contenido en las tolvas de transferencia es retirado por el locomotora el echadero de 990, desde lo cual es extraída hasta superficie en donde se carga al volquete de 15m³ quien lo llevará hasta el lugar de botadero.

6.4.6.1. Calculo de número de carros necesarios de U-35

Del anterior cálculo se tiene que.

$$V_{desm} = 8.16m^3$$

$$V_{carro} = 1pies^3 * \left(\frac{0.3048m}{1pie}\right)^3$$

$$V_{carro} = 1m^3$$

$$N^{\circ}carros = \frac{8.16m^3}{1m^3}$$

$$N^{\circ}carros = 8carros$$

6.4.7. Sistema de sostenimiento

El tipo de sostenimiento fue colocado dependiendo del tipo de roca que se presentó en el transcurso de la excavación, los sostenimientos correspondientes por tipo de roca ya hemos mencionado anteriormente. Es muy importante saber que, durante todo el ciclo de trabajo, debe funcionar el sistema de ventilación con el fin de mantener las condiciones del frente de trabajo según lo estipulado por los reglamentos de seguridad e higiene vigentes y aplicables a los trabajos que se ejecutan.

6.4.8. PETS (procedimiento escrito de trabajo seguro) de izaje

El ciclo del izado de mineral y desmonte del nivel inferior hacia el superior, es decir lo podemos dividir en las siguientes actividades:

- Descenso de carros mineros vacíos.
- Tolveo de carro en la tolva.
- Ascenso de carros mineros llenos
- Descarga del carro a la tolva.

a. Personal

- Winchero.
- Ayudantes del winchero y carrero superficie.

- Ayudante despachador de carro minero tope inclinado.

b. Equipo / herramienta / materiales

- Barretilla
- Lampa.
- Pico.

C. Procedimiento

- Durante el reparto de guardia reciba la hoja de inspección de labores y de inspección de equipos.
- En el área de trabajo inspeccione las siguientes partes principales: la manija de izaje, freno de mano, polines, cable de izaje, grampas del cable, ganchos, energía eléctrica, tablero de control, funcionamiento del timbre, pernos de anclaje de la base del winche, instalaciones de riel, carro minero.
- Realizar una prueba de winche en vacío, en coordinación con el ayudante winchero, para verificar el buen funcionamiento.
- De encontrar alguna deficiencia o falla en el sistema, no se realizará izaje alguno hasta solucionar y se colocará un bloqueo con el sistema Lock Out con su respectiva tarjeta en la caja de control eléctrico u otros de bloqueo.
- Active los topes de la riel o tranquera, posteriormente movilice el carro minero U35 a pulso desde el cambio hasta llegar la tranquera o tope.
- Toque el timbre 01 vez que significa bajada, en la parte baja confirmarán con el mismo código como señal que han comprendido.
- Enganche el nudo del cable de izaje al chasis del carro minero de la mejor forma posible después desactive los topes de la riel y empuje a pulso el carro minero hasta el filo del inclinado hasta lanzarlo suavemente, simultáneamente el winchero de la cabina de mando con el motor y tablero de mando.
- Durante el recorrido del carro vacío el winchero debe controlar la velocidad hasta lograr desenrollar la longitud deseada del cable luego detener el carro minero.
- En el nivel inferior detenido el carro minero el ayudante debe tocar el timbre una vez como señal de parada siendo respondido por el winchero en la parte superior.
- Tolvear el carro minero.

- El carro minero debe tener la carga uniforme y al nivel de la tolva, toque el timbre dos veces como señal de izaje (subida) y espere la respuesta de igual forma por parte del winchero para luego ubicarse al refugio.
- El winchero debe encender el motor de la wincha e iniciar el izaje hasta alcanzar la parte horizontal del nivel superior.
- El ayudante bajará la pluma de la tranquera, y voltará el carro para luego empujar de regreso.
- Al finalizar los trabajos de izaje, llenar el cuaderno de reportes, y la hoja de reporte de winche.

RESTRICCIONES

- Nunca utilice las manos para guiar el cable en pleno funcionamiento del winche.
- Nunca transitar por el inclinado, cuando el carro minero este en movimiento en inclinado.
- Nunca salga del refugio cuando el carro minero está en movimiento en el inclinado.
- Nunca opere el winche si el cable presenta hilos rotos o achatamiento fuera del límite permitido, se debe cambiar el cable inmediatamente.
- Cumplir con las inspecciones diarias y programadas.
- Respete las siguientes señales del timbre:
 - ✓ Un toque bajado.
 - ✓ Dos toques izaje (subida).
 - ✓ tres toques a más (emergencia).

6.5. Diseño del winche y cable

El enrollamiento del cable debe efectuarse en forma suave, sin golpes, una capa sobre otra, hasta un máximo de tres (03) si la superficie del tambor tiene canales elicoidales, en espiral o no tiene canales; hasta cuatro (04) capas si tiene canales de resina. En ningún caso debe tener más de tres (03) vueltas muertas de cable. Cuando el winche es usado en profundización de pique o trabajos preliminares, el radio entre el diámetro del tambor y el diámetro del cable será igual o mayor que: 48 a 1 cuando el diámetro nominal del cable es de 25.4 mm o menos.

6.5.1. Análisis de la fuerza que actúa en el cable y carro

Las consideraciones al establecer los factores de diseño incluyen tipo de servicio, diseño del equipo y factor de seguridad. En la mayoría de las aplicaciones, la selección de un cable basada en el factor de diseño apropiado ha sido hecha por el fabricante del equipo. El cable normalmente se hace ligeramente más grande que su tamaño de catálogo (o nominal). La tabla a continuación indica las tolerancias de tamaño del cable estándar.

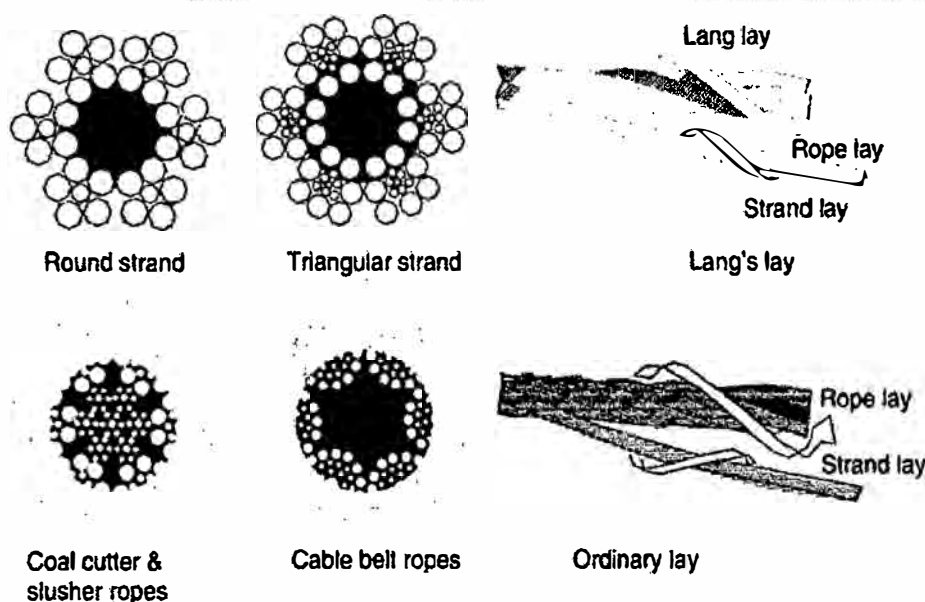
Esta superficie de desgaste puede ser luego incrementada al retorcer los torones en el cable en la misma dirección que los alambres en el torón, a lo que se le conoce como "Lang's lay", sin embargo, una construcción más estable es la "ordinary Lay" o "regular lay", en el cual los torones y el cable son retorcidas en direcciones opuestas como se muestra en la ilustración 17.

El cable de acero, además de identificarse por sus componentes básicos, también se distingue por su construcción y torcido. La identificación del cable se realiza fundamentalmente por tres puntos:

- El número de torones en el cable;
- El número de alambres en el torón; y
- El arreglo geométrico de los alambres en el torón.

De tal forma que en la minería subterránea para izaje se usa un cable 6x19 está formado de 6 torones, de 19 alambres cada torón.

Figura N° 46. Las formas de cables.



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

Si la masa del cable es $m=kd^2$..kg/m. donde k es una constante que depende del diseño del cable, y la fuerza a la ruptura puede ser considerada como $S=Kd^2$.. kN. Donde K es una constante que depende del diseño del cable y la resistencia del alambre.

Las resistencias de fricción del cable y polines, carro y el riel son siempre opuestas al sentido del movimiento y la relación de peso y la gravedad (W/g) es siempre opuesta a al sentido de la aceleración (Por el principio de D'Alembert), donde G siempre actúa hacia la gradiente. La tabla 36 nos muestra los valores de k y K para varios tipos de cables, los valores de k son los que toma cuando su resistencia a la ruptura. El valor de k para aceros de otras resistencias puede ser hallado por proporción.

Tabla N° 36. Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre.

Tipo de cable	k	K
Round Strand	0.36	52
Flattened Strand	0.41	55
Locked oil	0.564	85

Fuente: catálogo *Wire & Rope Strand* de A. Noble & Son LTD., pág. 27

El tamaño del cable de alambre es usualmente dado en mm, pero en cm nos lleva a constantes más apropiadas.

$$m = kd^2$$

$$S = T = Kd^2$$

También se mencionará que la tensión de máxima será la suma de todas las fuerzas que actúan en el cable.

$$T = Kd^2 = F_s * (T_0 + T_1)$$

T_0 : Carga muerta (peso de la carga + peso del carro).

T_a : Fuerza debida a la aceleración. (fuerza de d'Alamber)

T_b : fuerzas de fricción en la riel y polines.

T_c : fuerzas de aerodinámico.

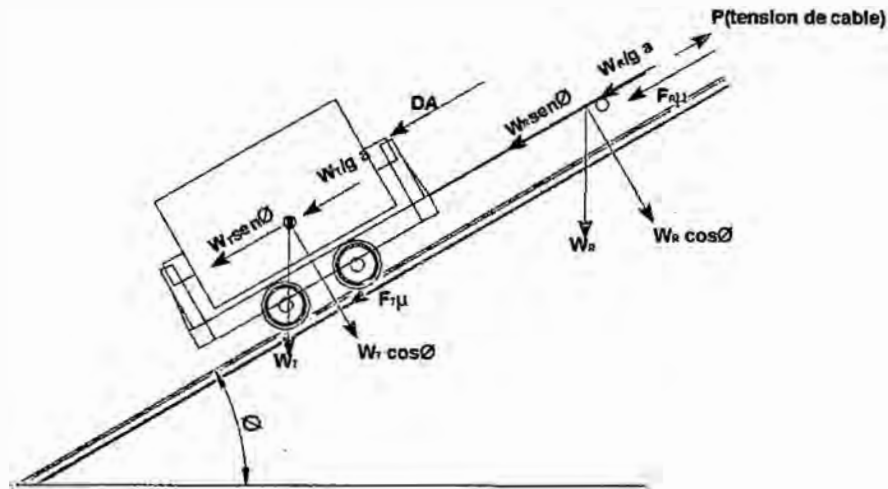
$$T_1 = T_0 + T_a + T_b + T_c$$

T_2 : Fuerza debido a la fricción en la polea.

T_3 : Fuerza debido a la flexión o enrollamiento.

F_s : Factor de seguridad.

Figura N° 47. Diagrama de cuerpo libre.



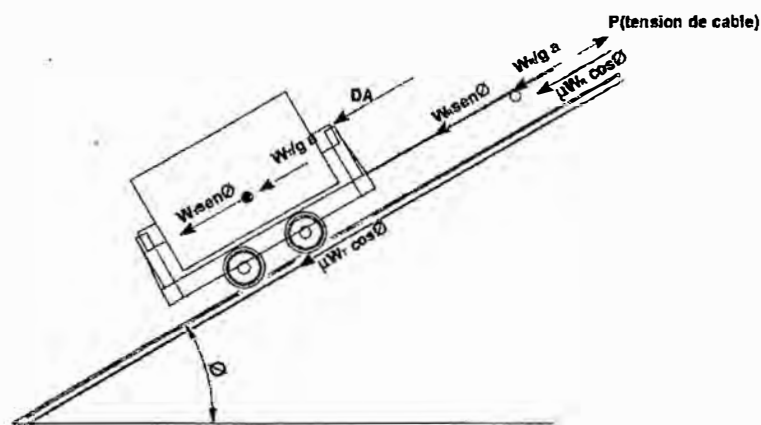
Fuente: elaboracion propia.

Dónde:

- W_T : es el peso del carro.
- Si el vehículo está acelerando el carro, es conveniente representar el efecto por un equivalente inercial conocido como "fuerza de d'Alembert" denotado como $W/g a$ activada en el centro de gravitación opuesta a la dirección de la aceleración.
- D_A : es la fuerza aerodinámica sobre el cuerpo del carro.
- $F_r \mu$: fuerza de coeficiente de rozamiento.

Figura 2.

Figura N° 48. Se muestra las fuerzas en resumen



Fuente: elaboración propia.

De la figura tenemos la siguiente ecuación que la tensión máxima de cable será T_1 .

$$T_0 = W_T * \text{sen}\theta + W_R * \text{sen}\theta$$

$$T_a = W_T / g * a + W_R / g * a$$

$$T_b = \mu_r W_T * \cos\theta + \mu_c W_R * \cos\theta$$

$$T_c = D_A$$

La suma de fuerzas será también cabe mencionar que D_A es muy insignificante para la velocidad del movimiento del carro tiende hacer 0. Entonces la ecuación será.

$$T_1 = W_T * \text{sen}\theta + W_T / g * a + \mu_c W_T * \cos\theta + W_R * \text{sen}\theta + W_R / g * a + \mu_r W_R * \cos\theta$$

$$T_1 = W_T * \text{sen}\theta + W_T / g * a + \mu W_T * \cos\theta + W_R * \text{sen}\theta + W_R / g * a + \mu W_R * \cos\theta$$

$$T_1 = W_T [\text{sen}\theta + a / g + \mu_c * \cos\theta] + W_R [\text{sen}\theta + a / g + \mu_r * \cos\theta]$$

$$W_T = M_T g$$

$$W_R = M_R g$$

6.5.2. Cálculo de la capacidad de carga

Siendo que el carro minero U-35pies³ tienen una capacidad nominal de (1 m³), se procede calcular la capacidad de carga de los carros mineros mediante la siguiente fórmula:

$$C = \frac{Vc * \delta * fc}{(1+e)}$$

Dónde:

C = Carga o capacidad de carga (t)

Vc= Volumen del carro minero U35 (1 m³)

δ= densidad de la roca (t/m³)

fc= factor de carguío (%)

e = esponjamiento (%)

Se considera los siguientes valores para la fórmula, asumiendo una humedad para ambos casos de 3%.

$$\delta_{\text{mineral}} = 2.77 \text{ (t/m}^3\text{)} + 3\% * 2.77 \text{ (t/m}^3\text{)} = 2.85 \text{ t/m}^3$$

$$\delta_{\text{desmonte}} = 2.5 \text{ (t/m}^3\text{)} + 3\% * 2.5 \text{ (t/m}^3\text{)} = 2.58 \text{ t/m}^3$$

Factor de esponjamiento será para cada material.

$$e_{\text{mineral}} = 40 \%$$

$$e_{\text{desmonte}} = 50 \%$$

Calculamos capacidad para mineral.

$$C_{\text{mineral}} = \frac{1\text{m}^3 * 2.85\text{t} / \text{m}^3 * 0.90}{(1 + 0.40)}$$

$$C_{\text{mineral}} = 1.84\text{ton}$$

Calculamos capacidad para desmonte.

$$C_{\text{desmonte}} = \frac{1\text{m}^3 * 2.58\text{t} / \text{m}^3 * 0.80}{(1 + 0.50)}$$

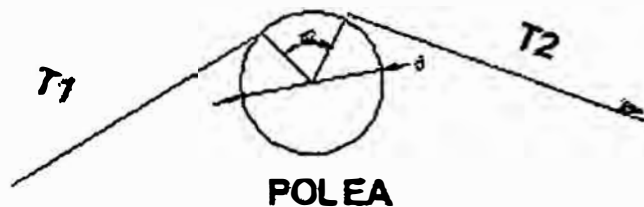
$$C_{\text{desmonte}} = 1.37\text{ton}$$

6.5.3. Análisis la tensión de la polea

El principio de trabajo de la transmisión por correas se basa en la dependencia analítica que existe entre las tensiones de un hilo flexible que envuelve un cilindro.

Esta relación se conoce como la Ecuación de Euler.

Figura N° 49. Las tensiones que actúan en la polea.



Fuente: elaboración propia.

$$\frac{T_2}{T_1} \leq e^{\mu\alpha}$$

Según ratan raj tatiya en su libro Surface and underground excavations 2da.

Edición. Pag.230

$$R_f = T_2 - T_1 = T_1(e^{\mu\alpha} - 1)$$

Dónde:

T1: Tensión antes de la polea.

T2: Tensión después de la polea.

α : Ángulo de contacto entre la polea y el cable.

μ : Coeficiente de fricción.

Igualando esta ecuación con Ecuación 5

$$T_2 = T_1(e^{\mu\alpha})$$

6.5.4. Análisis resistencia de enrollamiento en la tambora

La fuerza debido a la flexión: según G. Donayres Q. PAG 159.

$$T3 = \frac{E * A * d_h * 0.45Kg}{D * lb} \text{ Donde:}$$

T3: Fuerza debido a la flexión o enrollamiento (Kg).

E: Módulo de elasticidad del cable (psi).

D: Diámetro de la tambora (pulgada).

d_h : Diámetro de hilo (pulgada).

A: Sección del cable (pulgada²).

Las tablas que se estiman serán:

Tabla N° 37. Tabla relación de diámetro de cable área y hilos.

CABLE	DIÁMETROS DE HILO d_h	ÁREA APROX. ALAMBRE A	MÓDULO DE ELASTICIDAD (M psi)
6x7	0.106 d	0.36 d ²	14
6x19	0.063 d	0.38 d ²	12
6x37	0.045d	0.38 d ²	11

Fuente: G. Donayres Q.

Reemplazando datos tenemos:

$$T3 = \frac{12000000 \text{psi} * 0.38d^2 * 0.063d * 0.45Kg}{D * lb} = \frac{129276d^3}{D}$$

$$T3 = \frac{d}{D} * 129276d^2$$

Se sabe de acuerdo al art. 277 (cap. III) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Cuando se trate de un winche de fricción, el diámetro del tambor y el diámetro del cable deben ser igual o mayor que 80 a 1 para cables tipo Flattened Strand.

$$\frac{d}{D} = \frac{1}{80} \text{ Reemplazo.}$$

$$T3 = \frac{1}{80} * 129276d^2 = 2693.25d^2 \text{kg} \text{ Este, está en kilogramo multiplicamos por aceleración}$$

para hacer en newton.

$$T_3 = 2693.25d^2 * a$$

6.5.5. Cálculo del diámetro del cable

Asimismo, de acuerdo al art. 283 (cap. VII) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 055-2010, el factor de seguridad de carga de rotura/carga de trabajo de los cables utilizados en minería para piques es 7, cuando el cable se usa para el transporte de mineral o materiales. Algunos autores recomiendan piques inclinados su factor de seguridad es 8, Por tanto, esto será.

$$T = 8(T_1 e^{\mu\alpha} + T_3)$$

Análisis en la polea. Reemplazando

$$\frac{Kd^2 - 21546 * a * d^2}{8e^{\mu(\alpha)}} = M_T * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_c * \text{cos}\theta] + kd^2 * L * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_r * \text{cos}\theta]$$

$$\frac{Kd^2 - 21546 * a * d^2}{8e^{\mu(\alpha)}} - kd^2 * L * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_r * \text{cos}\theta] = M_T * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_c * \text{cos}\theta]$$

Despejan d tenemos

$$d^2 = \frac{M_T * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_c * \text{cos}\theta]}{\frac{K - 21546 * a}{8e^{\mu(\alpha)}} - k * L * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_r * \text{cos}\theta]}$$

$$d = \sqrt{\frac{M_T * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_c * \text{cos}\theta]}{\frac{K - 21546 * a}{8e^{\mu(\alpha)}} - k * L * g[\text{sen}\theta + a/g + \mu_r * \text{cos}\theta]}}$$

Para este cálculo tomamos datos citados anteriormente y las formulas analizadas.

Reemplazando los datos

$$L=267.6 \text{ m}; g=9.81 \text{ m/s}^2; \text{sen}(30)=0.5; \text{cos}(30) = 0.87; k= 0.41$$

$$K= 55; \mu_r=0.1$$

$$\mu_c=0.01$$

$$a= 0.2 \text{ m/s}^2$$

$$M_T= (1000 \text{ kg}+1640\text{kg}) =2640\text{kg}$$

$$\mu=0.09$$

$$\alpha=96^\circ=96*3.1416/180=1.204$$

$$d = \sqrt{\frac{2640\text{kg} * 9.81\text{m/s}^2 [0.5 + 0.2/9.81 + 0.01 * 0.87]}{\frac{55000 - 21546 * 0.2}{8e^{0.09(1.204)}} - 108.896\text{kg} * 9.81\text{m/s}^2 [0.5 + 0.2/9.81 + 0.1 * 0.87]}}$$

$$d = 1.6\text{cm} \approx 16\text{mm} \approx 5/8\text{pulg}$$

Análisis para dos carros.

$$M_T = (1400\text{ kg} + 3280\text{kg}) = 4680\text{kg}$$

$$d = \sqrt{\frac{4680\text{kg} * 9.81\text{m/s}^2 [0.5 + 0.2/9.81 + 0.01 * 0.87]}{55000 - 21546 * 0.2} - \frac{108.896\text{kg} * 9.81\text{m/s}^2 [0.5 + 0.2/9.81 + 0.1 * 0.87]}{7e^{0.09(1.204)}}$$

$$d = 2.0145\text{cm} \approx 20\text{mm} \approx 3/4\text{pulg}$$

Tabla N° 38. Datos de cables de alambre para minería.

Diámetro nominal mm	Masa aproximada 6 x 19 a 6 x 25 Kg/100m	Fuerza de ruptura mínima kN
16	105	141
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.

Para un carro.

$$S = Kd^2 = 55 * (1.6)^2$$

$$S = 140.8\text{KN} \approx 141\text{KN}$$

$$m = kd^2 = 0.41 * (1.6)^2$$

$$m = 1.0496 * 100\text{m} / \text{kg} \approx 105\text{kg} / \text{m}$$

Para dos carros

$$S = Kd^2 = 55 * (2.0)^2 ; S = 220\text{KN}$$

$$m = kd^2 = 0.41 * (2.0)^2$$

$$m = 1.64\text{m} / \text{kg}$$

En resumen el cable cuya características será en la tabla N° 39.

Tabla N° 39. Especificaciones técnicas de cable de acuerdo al diámetro.

Diámetro mm	Distribución de alambres	Peso kg/m	Fuerza Mínima de Ruptura kN
16	6x19	1.05	141
20	6x19	1.64	220
29	6x19	3.33	450

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

6.5.6. Cálculo de las dimensiones de la tambora del winche

Se usará un winche de tambor cilíndrico simple. Se escogió cilíndrico, ya que este tipo de tambor es el más óptimo para izaje para este tipo minería, DS 055-2010; la relación entre el diámetro del tambor y el cable debe ser de 48 a 1 cuando el diámetro del cable es menor a 25.4mm o menos, es decir, el caso del proyecto, donde el diámetro del cable a usar es 16mm, se tiene la siguiente relación: Asimismo, es simple debido a que cuenta con un solo tambor.

De acuerdo al art. 277 (cap. III) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional También cabe mencionar La tambora debe alojar como máximo tres capas de cable.

D=diámetro de Tambora

d=metro del cable

a = diámetro del alambre

$$D = 48 * d$$

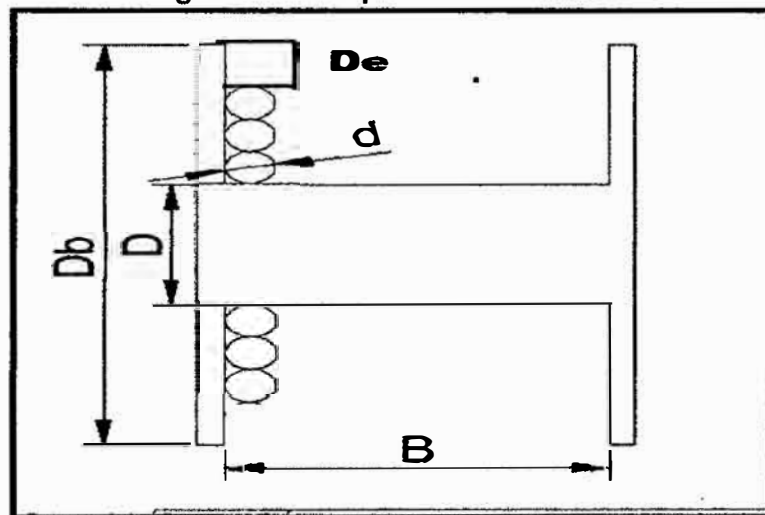
$$D = 48 * d = 48 * 1.6cm * \frac{1m}{100cm}$$

$$D = 76.8cm \approx 30 \text{ pulg}$$

Para calcular el ancho de la tambora utilizaremos la siguiente formula

Capacidad de la tambora será.

Figura N° 50. esquema de una tambora



Fuente : elaboracion propia.

La capacidad de la tambora podemos deducir de la ilustración anterior tenemos lo siguiente:

Longitud de cable en una vuelta, capa media.

$$L_1 = \pi * (D + \frac{D_b - D}{2})$$

Numero de capas.

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

Numero de vueltas que se tiene.

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

Longitud de total almacenada será:

$$L_t = \pi * \left(D + \frac{D_b - D}{2}\right) * \frac{B}{d} * \frac{D_b - D}{2d}$$

$$L_t = \pi * \frac{B}{4d^2} (D_b + D)(D_b - D)$$

$$L_t = \frac{B}{1.2732d^2} (D_b^2 - D^2) \text{ Dado que B este mm pasamos a que sea metros.}$$

$$L_t = \frac{B}{1273.2d^2} (D_b^2 - D^2)$$

Dónde:

Lt: capacidad de la tambora (m)

B: ancho de la tambora (mm)

d: metro del cable (mm)

D_b: diámetro de brida (mm)

D_e: diámetro de la tambora (mm)

Despejando B.

$$B = \frac{1273.2 * d^2 * L_t}{(D_b^2 - D^2)}$$

Se sabe que la cantidad de capas de enrollamiento para estos izaje deben de tener. Solamente 3 capas. Por lo tanto, se determinará el diámetro de la brida será. De la figura.

$$D_b = D + 2 * 3 * d$$

$$D_b = 0.762m + 2 * 3 * 0.016m$$

$$D_b = 0.858m$$

Datos:

$$D = 0.762m \approx 30 \text{ pulg}$$

$$D_b = 0.858m$$

$L = 265.6 * 1.10m = 292.16m$ Se le adicionara 10% de cable lo que sé queda enrollado en la tambora.

Reemplazado el dato se tiene:

$$B = \frac{292.16m * 1273.2 * 16^2 mm^2}{(858^2 - 762^2) mm^2}$$

$$B = 616 mm \approx 0.63 m$$

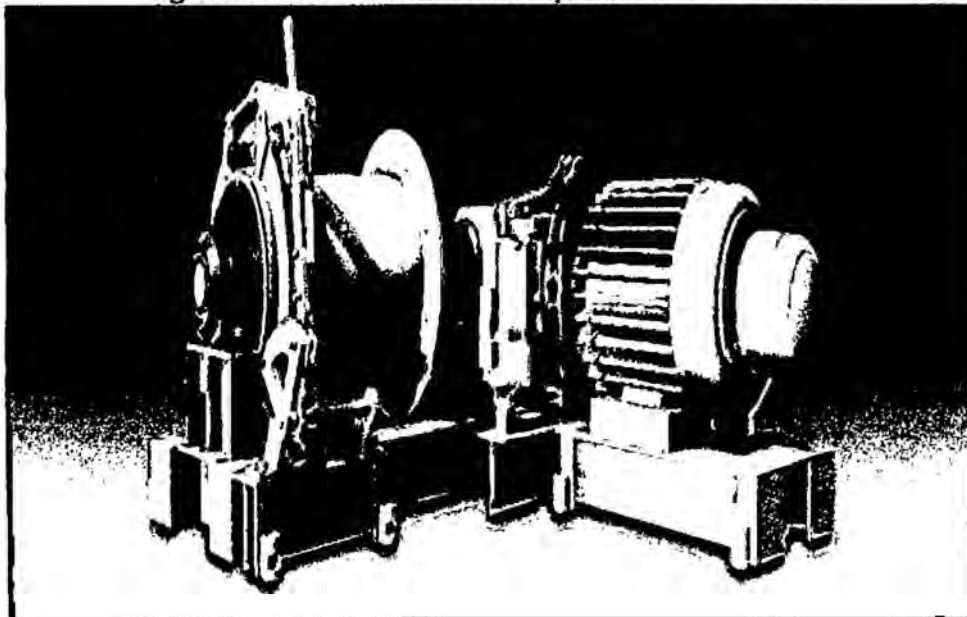
Tabla N° 40. La característica de la tambora.

Características de la tambora	Medida (m)	Medidas(pulgada)
Diámetro de la tambora	0.76	30
Diámetro de brida	0.90	34
Longitud interna de la tambora	0.63	24

Fuente: elaboración propia

Uno de los winches que ajusta con estas características en el mercado es el siguiente. Se hace también poner en consideración que la empresa tiene en prospecto que el proyecto tiende a alcanzar al aumento de mayor capacidad extractiva llegar a extraer capacidad de 2 carros U-35. Por lo que el mercado se encuentra winche de JSC.

Figura N° 51. El winche de la empresa vendedora JSC.



Fuente: JSC equipos mineros

Que reúne las siete características:

Potencia de motor: 70 hp anillos rozantes.

Voltaje de alimentación: 220/380/440.

Capacidad de izaje: 2.5 ton verticales.

Factor de seguridad: 7.

Velocidad de izaje: de 0 a 75 metros por segundo.

Diámetro tambor: 30 pulgada.

Capacidad de cable: 350 metros 3/4 pulgada.

Tabla N° 41. Características del winche.

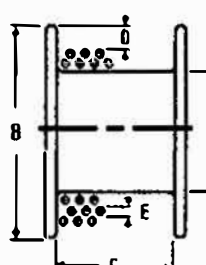
Características de la tambora	Medida (m)	Medidas(pulgada)
Diámetro de la tambora	0.76	30
Diámetro de brida	0.89	35
Longitud interna de la tambora	0.94m	37

Fuente: elaboración propia.

El diseño de la tambora y sus características ver plano 03. Para poder ir que estas medidas son de capacidad almacenadas con la página web de ingersoll rand IR empresa de venta de winche se obtuvo los siguientes resultados.

Figura N° 52. Calculo de capacidad de tambora para un solo carro.

Ingersoll Rand Drum Capacity Estimator



A Barrel diameter: cm
B Flange diameter: cm
C Drum length: cm
D Freeboard: cm
E Cable diameter: = inches

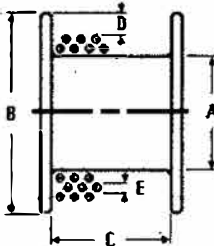
Unit of Measure: English Metric Drum surface: Smooth Grooved

Layer 1 = 93 meters
 Layer 2 = 190 meters
 Layer 3 = 291 meters

Total Drum Capacity: meters.
Total Working Drum Capacity: meters
Recommended Working Capacity: meters
D / d ratio:
Minimum distance to lead sheave: meters
Maximum distance to lead sheave: meters

Fuente: <http://www.ingersollrandproducts.com/eu/products/lifting/winches/winche-selection-support/wire-rope-selection>.

Figura N° 53. Calculo de capacidad de tambora para dos solo carros.
Ingersoll Rand Drum Capacity Estimator



A Barrel diameter: 76 cm
B Flange diameter: 90 cm
C Drum length: 94 cm
D Freeboard: ANSI B30.7 - 1/2" clearance 1.27 cm
E Cable diameter: English Metric = inches
 20 mm 0.78740157

Unit of Measure: English Metric Drum surface: Smooth Grooved

Layer 1 = 112 meters
 Layer 2 = 230 meters
 Layer 3 = 354 meters

Total Drum Capacity: 354 meters
Total Working Drum Capacity: 347 meters
Recommended Working Capacity: 277 meters
D / d ratio: 39
Minimum distance to lead sheave: 18 meters
Maximum distance to lead sheave: 53 meters

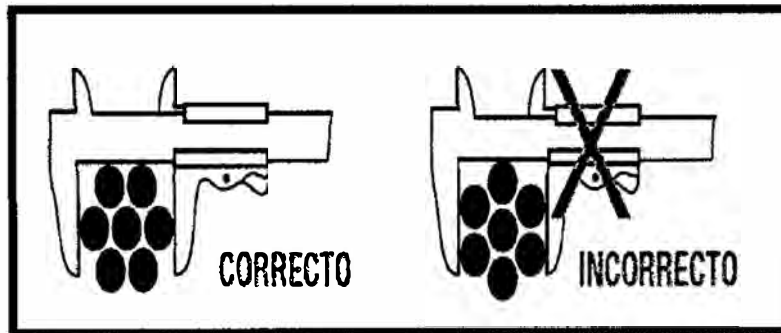
Wire Rope chart

Fuente: <http://www.ingersollrandproducts.com/eu/products/lifting/winches/winch-selection-support/wire-rope-selection>.

6.5.7. Medición correcta del cable de acero

Se hace mención de s mediciones para el control del cable en el trabajo.

Figura N° 54. Medición correcta del cable

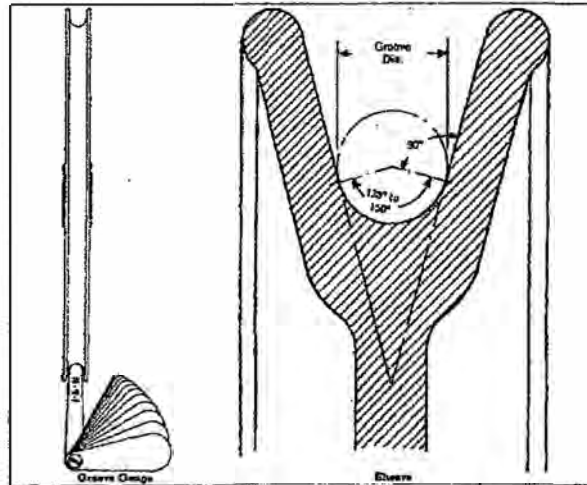


Fuente: catálogo *Wire & Rope Strand* de A. Noble & Son LTD.

6.5.8. Control de estado de canaletas de poleas

El estado de las poleas influye decisivamente en el rendimiento del cable de acero. Debe controlarse periódicamente el diámetro y estado de la canaleta, la alineación, la excentricidad y la libertad de rodadura. La condición de la canaleta se controla utilizando galgas. Y el contacto el cable con polea debe estar un angulo de contacto 135° a 150°.

Figura N° 55. Desgaste y ángulo de contacto del cable y polea.



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

6.5.9. Cálculo de la masa equivalente de las partes en movimiento.

Es la masa reducida de todas las partes en movimiento de la instalación de extracción, reducida al perímetro del enrollamiento o en otras palabras, al radio del tambor.

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.

La masa reducida del tambor se calcula mediante la siguiente relación según Federov.

$$W_T = (132 + 75B)D^2$$

Dónde:

W_T: masa de la tambora incluyendo los piñones (Kg).

D: diámetro de la tambora (m)

B: ancho de la tambora (m).

Datos: utilizamos los datos del winche comercial.

Datos: utilizamos los datos del winche comercial.

$$B = 0.99m$$

$$D = 0.76m$$

Remplazando los datos.

$$W_T = (132 + 75 * 0.99) * 0.76^2 kg$$

$$W_T = 119.76kg$$

6.5.10. Cálculo requerimiento del motor

Para el cálculo del motor requerido se utiliza la formula

Dónde:

$$Hp = \frac{F * v}{102n} \quad (\text{Fuentes Elescano, 2010, pág. 164})$$

F = esfuerzo en el eje del motor, kg.

v = velocidad máxima del cable tractor, m/segundo

n=eficiencia. En este se considera las fuerzas sin incluir factor de seguridad.

$$F = W_t + T_1 e^{\mu\alpha} + T_3$$

$$T_3 = 2693.25d^2 kg = 10773kg$$

DATOS:

$g=9.81 \text{ m/s}^2$, $\text{sen}(30)=0.5$, $\text{cos}(30) = 0.87$, $\mu_c=0.05$, $\mu_r=0.1$, $a= 0.2 \text{ m/s}^2$

$M_T = (1400 \text{ kg} + 3280\text{kg}) = 4680\text{kg}$, $\mu=0.09$, $\alpha=96^\circ=96*3.1416/180=1.204$

$c=1.05\text{kg/m}$, $V=1.2 \text{ m/s}$.

$$T_2 = e^{0.09*1.204} (4680kg * [0.5 + 0.2/9.81 + 0.05*0.87] + 1.64.kg/m * 267.6m * [0.5 + 0.2/9.81 + 0.1*0.87])$$

$$T_2 = 323181Kg$$

Sumando las fuerzas tenemos.

$$F = W_t + T_2 + T_3 = 22433kg + 302380 + 10773kg$$

$$F = 14021.13kg$$

La eficiencia del mecanismo se calcula de la siguiente forma, según Peele:

$$n = \frac{0.90w}{w + kw'}$$

Dónde:

$$W'' = (w + w_s + 0.5w_r) \operatorname{sen} \theta + (w + w_s) 0.02 \cos \theta + 0.10 w_r \cos \theta$$

Dónde:

W=C: masa de la carga que será transportado (Kg).

Ws: masa del carro (kg).

Wr: masa del cable = L * peso lineal del cable (kg).

k=0.05 coeficiente de rozamiento.

$$w = 1710 \text{kg}, w_s = 1000 \text{kg}$$

$$w_r = 260.7 \text{m} * 1.05 \text{kg/m} = 273.74 \text{kg}$$

Reemplazamos en la formula.

$$W'' = (1640 \text{kg} + 1000 \text{kg} + 0.5 * 278.88 \text{kg}) \operatorname{sen} 30 + (1640 \text{kg} + 1000 \text{kg}) 0.02 \cos 30 + 0.10 * 278.88 \cos 30$$

$$W'' = 1442.27 \text{kg}$$

Reemplazamos en la fórmula.

$$n = \frac{0.90w}{w + kW''} = \frac{0.90 * 1640 \text{kg}}{1640 \text{kg} + 0.05 * 1442.27 \text{kg}}$$

$$n = 0.86 \approx 86\%$$

Reemplazando en la formula N°6.2.6.1

$$Hp = \frac{F * v}{102n}$$

$$Hp = \frac{3015.53 \text{Kg} * 1.2 \text{m/s}}{102 * 0.86}$$

$$Hp = 41.25 \text{Hp} \cong 45 \text{Hp} - \text{comercial}$$

Para dos carros.

$$Hp = \frac{4546.82 \text{Kg} * 1.2 \text{m/s}}{102 * 0.86}$$

$$Hp = 62.2 \text{Hp} \cong 65 \text{Hp} - \text{comercial}$$

También podemos calcular la intensidad de la corriente eléctrica suministrada cuya fórmula sería.

$$I = \frac{1000 \text{Hp}}{\sqrt{3} * V * \operatorname{COS} \phi * n}$$

Donde:

Hp: Potencia (hp).

V: Voltaje de línea en voltios (V) trabajara el motor trifásico 440 v.

I: Corriente de línea en amperios (A), n: Eficiencia 86%.

Cosφ: Factor de potencia esto generalmente es 0.82.

Reemplazamos en la fórmula.

$$I = \frac{1000(50hp)}{\sqrt{3} * 440v * 0.82 * 0.86}$$

$$I = 93.03amp$$

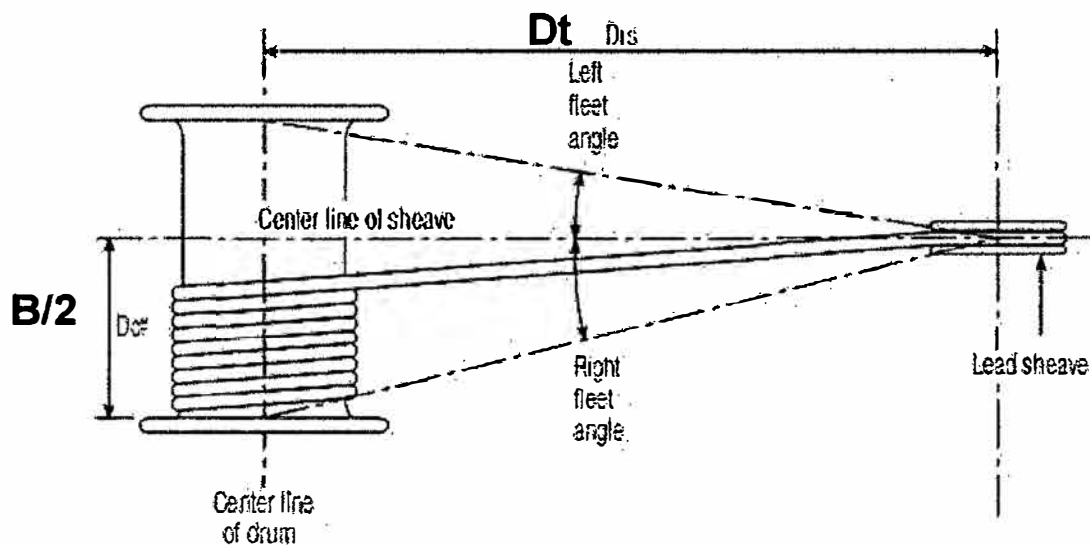
6.5.11. Angulo de flota (fleet)

El ángulo de desviación tiene una importante relación con el eje de la polea de tambor, especialmente a velocidades altas.

Los ángulos de la fleet, tanto en lados del tambor se tienen que mantenerse dentro de límites aceptables.

Ángulos fleet excesiva puede dar lugar a importantes daños abrasivo a ambos flancos de la polea y la cuerda y reducir considerablemente la vida del cable y del equipo. Ángulos Fleet normalmente oscilan hasta un máximo de 1,5 ° de tambores lisos y hasta un máximo de 2,5 ° de tambores ranurados. Menor se requiere el ángulo para el transporte de alta velocidad.

Figura N° 56. Distancia de ubicación la polea.



Fuente: (Raj Tatiya , 2005, pág. 227)

Cálculo de la distancia de la polea desde el eje de la tambora.

Se tiene los siguientes datos.

$$B/2 = 0.63m/2 = 0.32m$$

$$\Theta = 1.5^\circ$$

La relación trigonométrica se tiene.

$$\text{Sen}(1.5^\circ) = \frac{B/2}{Dt}$$

Reemplazando se tiene.

$$Dt = \frac{0.315}{\text{sen}(1.5^\circ)}$$

$$Dt = 18m$$

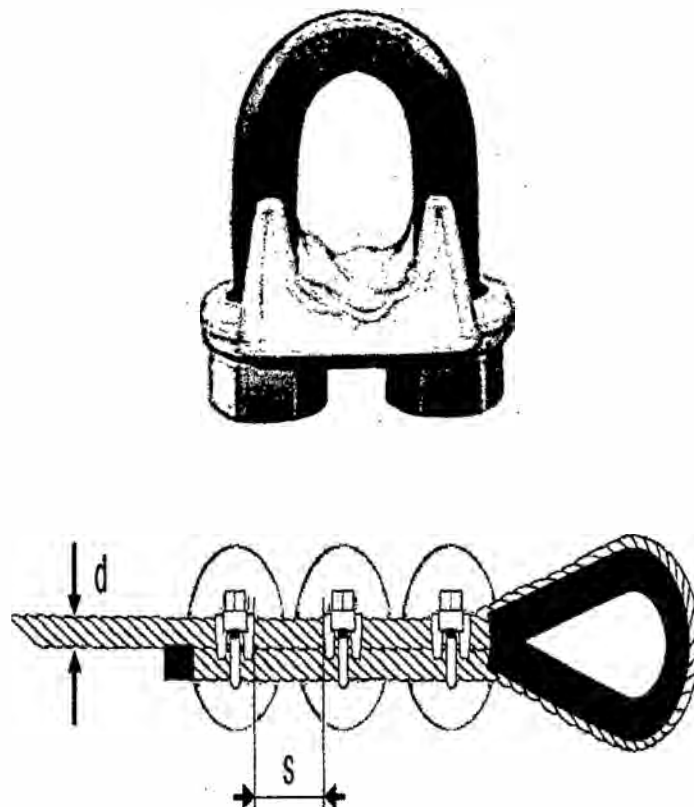
Esto quiere decir que la polea sera colocada a 18 m del eje de la tambora.

6.5.12. Colocación de grampas

Forma correcta de colocar grampas es que el perno en "U" sobre el extremo muerto del cable; el extremo vivo descansa en la base. La separación entre grampas (s) es aproximadamente 3 veces el diámetro del cable (d).

$$D=1.6 \text{ cm}, s = 3d . s = 3(1.6\text{cm}), s = 4.8\text{cm}$$

Figura N° 57. La colocación de los candados.



Fuente: Catalogo de jor ver/amixt

Para la determinación de número de candado para su utilización será de acuerdo a la tabla 58.

Figura N° 58. Especificaciones de las pinzas para cable Crosby®G450.

Tamaño de pinza (pulg.)	Tamaño de cable (pulg)	No. mínimo de pinzas	Longitud del doblado del cable (pulg)	*Torque (pies lb)
5/16	5/16	2	5-1/4	30
3/8	3/8	2	6-1/2	45
7/16	7/16	2	7	65
1/2	1/2	3	11-1/2	65
9/16	9/16	3	12	95
5/8	5/8	3	12	95
3/4	3/4	4	18	130
7/8	7/8	4	19	225
1	1	5	26	225
1-1/8	1-1/8	6	34	225
1-1/4	1-1/4	7	44	360
1-3/8	1-3/8	7	44	360
1-1/2	1-1/2	8	54	360

Fuente: Catalogo de jorver/amixt

De acuerdo a esta tabla se establece número de pinzas a colocar son:

Para un carro 3 como mínimo también las distancia que están serán colocada es 4.8 cm. Para un carro 4 como mínimo también las distancia que están serán colocada es 6 cm.

CAPÍTULO VII

INCREMENTO DE PRODUCCIÓN

Incremento de producción es una de las labores más comunes de nuestra actividad minera. Para poder realizarla un aumento casi siempre hay una reducción proporcional en el costo unitario en su producción minera, lo que pone los resultados bien visibles y fáciles de medir. El planeamiento en los meses posteriores planteamos incrementar la producción en los siguientes procesos, con el respectivo impacto económico que esto implica, así como también los índices claves de gestión o también llamados índices de Productividad, de acuerdo a la actividad o proceso a realizar. Uno de los problemas para poder alcanzar el objetivo está siendo la extracción que los piques de exploración no se abastece la extracción. Para lo cual se establece el análisis con el nuevo proyecto pique inclinado 340.

7.1. Incremento de producción en los tajos

Producción se ocupa específicamente de la actividad de explotación de mi mineral, es decir, de su diseño, y planeamiento y control del personal, los materiales, los equipos, el capital y la información para el logro de esos objetivos. Producción en sentido genérico, económico o amplio: es la actividad económica global que desarrolla un agente económico por la que se crea un valor susceptible de transacción. Producción en sentido específico, técnico-económico o estricto: es la etapa concreta de la actividad económica de creación de valor que describe el proceso de extracción de mineral.

El programa de producción se establece día a día, mes a mes y para un año de operaciones; es decir, a corto plazo. Para esto se toman en cuenta los siguientes factores:

- Las reservas de minerales accesibles.
- La capacidad de producción.
- La capacidad de tratamiento.

La producción de cada unidad que aporta es como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla N° 42. Cuadro de producción en toda la unidad.

VETAS	LEY Au Gr/Tm	PRODUCCIÓN	
PATRICIA	12.5	45	Ton/dia
CHAPARRAL	14.99	60	Ton/dia
VETA SUR	14.5	35	Ton/dia
total		140	Ton/dia
capacidad de la planta		160	Ton/dia

Fuente: elaboración propia.

Tajos en producción actual de veta chaparral.

Tabla N° 43. Cuadro de producción en toda la unidad.

Nivel	Veta	Block	Producción		Numero De Guardia	Tm/Dias	Tm/Mes	Tm/Año
			TM	LEY gr/tm				
360	chaparral	TJ 838	7.5	18.6	2	15	375	112500
360	chaparral	TJ 735	7.5	15.2	2	15	375	112500
360	chaparral	TJ 790	7.5	20	2	15	375	112500
360	chaparral	TJ 757	7.5	14.6	2	15	375	112500
TOTAL			30	17.1	8	60	1500	450000

Fuente: elaboración propia.

Con la nueva malla y el modelo propuesto se ha podido incrementar el tonelaje producido por guardia.

Realizaremos el cálculo que la mina debería producir para cubrir la necesidad de la planta.

$$\frac{\text{Producción mina}}{\text{Producción planta}} = \frac{x}{160\text{ton/dia}} = \frac{30\text{ dias}}{25\text{dias}}$$

$$\text{Producción mina} = 192\text{ton/dia}$$

Producción actual mina como mínima es de 192 ton/dia.

La diferencia de mineral que es de 52 toneladas, completa acopiando de mineros artesanales para una solución de esta se tiene que incrementar la producción, en cada veta, de acuerdo las reservas que cuentan.

Para cumplir con el con la demanda de la planta de tratamiento, realizaremos el siguiente análisis, de las reservas probadas en los tres vetas se aumentará al porcentaje correspondiente.

Tabla N° 44. Las reservas de la mina, en porcentaje a incrementar.

Unidad	Reserva Probada	%	Total, de aporte tonelaje
Patricia	28,764.72	49%	25.70
Chaparral	21,260.88	34%	17.89
Veta Sur	10,005.12	16%	8.41
total	61,800.88	100%	52 tonelaje

Fuente: elaboración propia.

De la veta chaparral se incrementará un 17.89 tons equivalente 18 tons. .la relación de porcentaje extraída de mineral cuya distribución de tiempo en izaje es de desmonte es de 60% de mineral 40% de desmonte.

7.1.1. Producción de tajo

La productividad es la proporción relacionada entre la utilidad y los costos empleados en el proyecto, la misma que debe ser incrementada conforme incrementa sus reservar.

El método de explotación empleado es de Corte y Relleno Ascendente (Over Cut and Fill), el cual garantiza una adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral. Todos los trabajos se realizan convencionalmente. Para mejorar con la producción en los tajos, determinaremos los burden con los cálculos matemáticos más reconocidos.

Cálculo de burden teórico. Ash (fórmula modificada)

$$B = \frac{Kb * De}{12} * \left(\frac{dr1}{dr2}\right)^{\frac{1}{3}} * \left(\frac{S\delta 2(V2)^2}{S\delta 1(V1)^2}\right)^{1/3}$$

Donde:

B= Burden (pies)

Kb= Factor Subterráneo (10 Pulg)) tabla 37

De= Diámetro del Explosivo (7/8Pulg)

dr1= Densidad de la Roca Promedio (2,7 gr/cc)

dr2 = Densidad de la Roca a Disparar. (2,5 gr/cc)

Sδ1 = Densidad del Explosivo Referencial (1,3 gr/cc)

Sδ2 = Densidad del Explosivo a Usar. (1,3 gr/cc) tabla 07

V1 = Velocidad de Detonación del Explosivo Referencial (3657,6 m/seg)

V2 = Velocidad de Detonación del Explosivo a Usar. (3657,6 m/seg) tabla 07

Tabla N° 45. El factor Kb.

Densidad de Roca	Densidad Explosivo utilizado	Kb	Kb
		Tajo Abierto	Subterráneo
Baja dureza 2,50 t/m3	Densos 1,60 g/cm2	40,00	20,00
R. dens. Prom. 2,60 t/m3	Slurry 1,60 g/cm2	35,00	17,00
R. dens. Prom. 2,60 t/m3	Dinam. 1,60 g/cm2	30,00	15,00
Dura	ANFO 0,80 g/cm2	20,00	10,00

Fuente: Renato ASH.

Reemplazando los datos a la formula.

$$B = \frac{10 * 7/8}{12} * \left(\frac{2.7}{2.5}\right)^{\frac{1}{3}} * \left(\frac{1.12(4200)^2}{1.3(3657.6)^2}\right)^{1/3}$$

$$B = 0.78 \text{ pulg} = 24\text{cm}$$

Calculo del espaciamiento (S):

$$S = Ks * B$$

Donde:

Ks = Relación de espaciamiento 2

S = Espaciamiento (pies)

Tabla N° 46. Ks, de acuerdo al iniciado de los taladros

RETARDO EN TIEMPO	Ks
Intervalos grandes	1,00
Intervalos cortos	1,20 a 1,80
Iniciadores simultáneamente	2,00

Fuente: Renato ASH.

$$S = 2 * 24\text{cm}$$

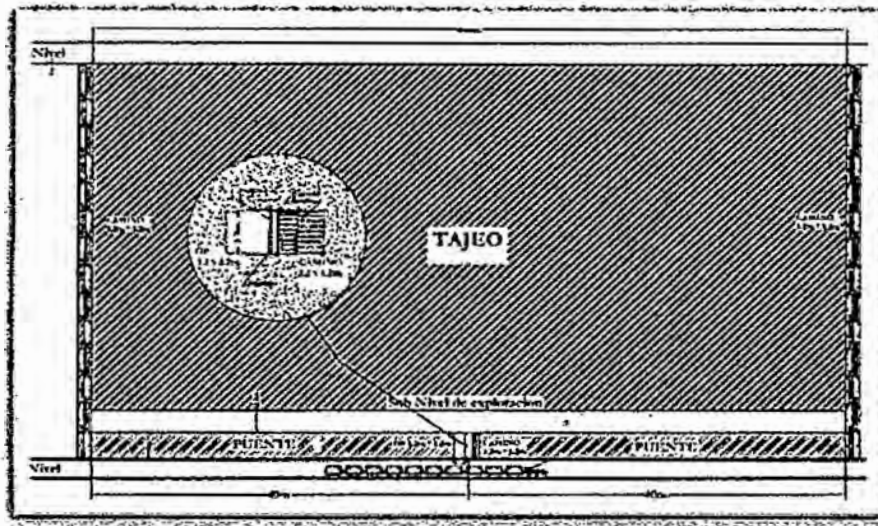
$$S = 48 \text{ cm}$$

La malla para tajo en producción. Es B=24cm X S=48 cm

Los taladros de perforación, utilizando una malla de 0.24 x 0.48, teniendo en cuenta al momento de perforar mantener el paralelismo de taladros, e identificar los

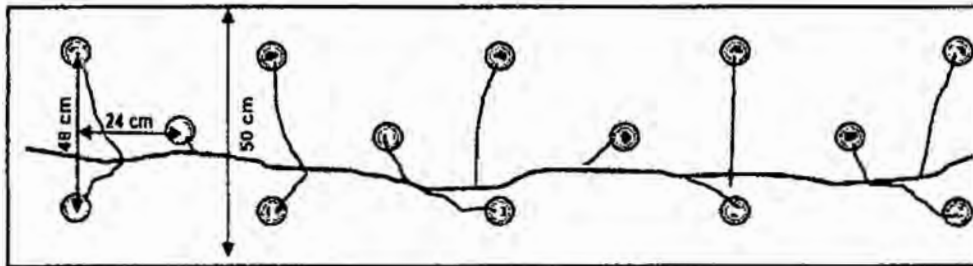
taladros que comunicaban en las aberturas presentes en el interior, cabe resaltar que dichas aberturas solo se presentan en veta.

Figura N° 59. Block de explotación



Fuente: elaboración propia.

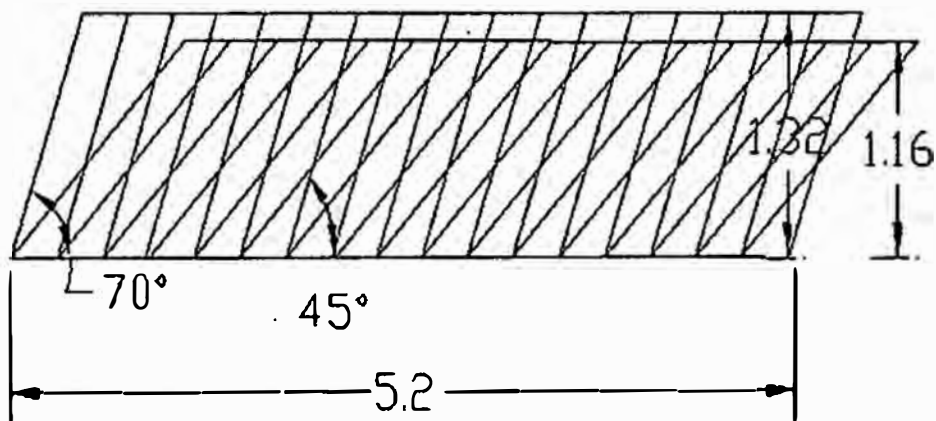
Figura N° 60. Malla de perforación en los tajos.



Fuente: elaboración propia.

Una vez realizado la mejora en la voladura se procedió a trabajar en la perforación, el Angulo de perforación variaba entre 45 a 47 grados lo cual no era óptimo se cambió por 70 grados obteniendo lo siguiente:

Figura N° 61. Mejoramiento en la perforación.



Fuente: elaboración propia.

Incrementando la eficiencia por disparo:

$$1.32 \text{ m} - 1.16 \text{ m} = 0.16 \text{ m.}$$

La diferencia es de 0.16 m con el cambio de ángulo de barrido en una corte de 40 m de tajo, entonces si realizamos un cálculo tenemos:

$$\text{Volumen} = 0.5 \text{ m} * 0.16 \text{ m} * 40 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 3.2 \text{ m}^3$$

$$\text{p.e.} = 2.77 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{Volumen} = 3.2 \text{ m}^3 * 2.77 \text{ ton/m}^3$$

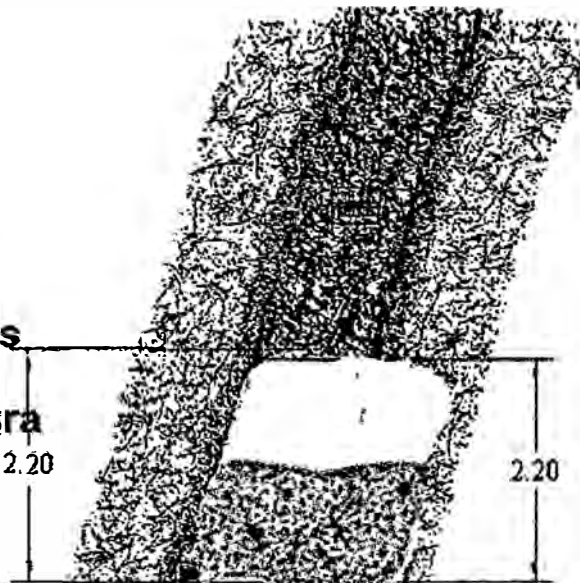
$$\text{Volumen} = 8.86 \text{ ton}$$

Siendo 8.86 toneladas más por corte.

Figura N° 62. Cuando las vetas son inferiores a 40cm se rellena con hastiales pobres

**Relleno del Descaje
de los hastiales pobres**

**Perforación y Voladura
De los Hastiales**



Fuente: elaboración propia.

7.1.2. Nivel de producción y vida de la mina

Para llevar a cabo una aproximación de la vida de la mina tomaremos el volumen estimado de las reservas minables y el mineral potencial Reservas minables: 21260.88 Tons.

El mineral de mina chaparral tratado por flotación en planta confianza, ubicada en Chala y propiedad de la misma empresa. El transporte es mediante volquetes, se llega a la planta desde la mina en un aproximado de 1 horas, con un recorrido de 5 Km.

Esta planta posee una capacidad instalada para tratar 4, 800 Tons/Mes; por tanto, la aparente vida del yacimiento sería como sigue:

Es se estima con vida reservas probado.

Vida de La mina = 21260.88 Tons / 2000 Tons/Mes

Vida de la mina = 10.63 meses

Vida de la mina = 10 meses, 17 días.

Es se estima de vida con reservas probable.

Vida de La mina = 17,933Tons /2000 Tons/Mes

Vida de la mina = 8.93 meses

Vida de la mina = 8 meses, 24 días.

Total, de vida de la mina 19.56 meses (1 año 7 meses 14 días)

Es bueno mencionar que a medida que se avancen y profundicen las vetas chaparral desde el nivel 276, el potencial podría aumentar; debido a la longitud de dichas vetas.

Esta aparente vida de mina tan corta es una constante en la minería aurífera de vetas angostas; por lo general se sigue esta política por la inversión adicional que significaría contar con reservas de más de 04 años (labores mineras y perforación diamantina). Lo cual les impone una alta relevancia a las actividades de exploración y planeamiento minero para mantener el negocio en marcha.

7.2. Análisis de izaje

7.2.1. Diseño de extracción Material

Como ya se mencionó, la extracción de mineral se realiza en forma de izaje, es decir con winches de 1.65 toneladas de capacidad, cuya potencia de motor es 40 hp, por los piques de exploración a medida que aumenta los niveles, su extracción demanda mayor capacidad de izaje. Zonas de acumulación son tolvas del inclinado 990.

Diagnóstico: Según la profundidad aumentara la demanda de material a extraer, para poder avanzar con el desarrollo, preparación, avances y producción.

7.2.2. Ciclo total de izaje:

Tiempo subida: Es el tiempo que le toma al vagón trasladarse desde la tolva de carguío a cargar y regresar a la misma con carga.

Tiempo descarga: Es el tiempo que transcurre desde que el vagón llega a la tolva de descarga y comienzo de la descarga. El ayudante saca el taco de seguridad al filo de la tolva, para que cuando lleguen los carros mineros llenos, listo para ser vaciados en la tolva correspondiente sea mineral o desmonte, así como verifican que estén bien enganchados da señal de bajada al wimchero.

Tiempo bajada: Es el tiempo que transcurre desde que el vagón finaliza la descarga hasta la tolva de carguío. En la estación superior del pique, el timbrero y su ayudante verifican el estado de los carros mineros vacíos que se encuentran. El operador hace el check-list del winche eléctrico, luego, el timbrero y su ayudante proceden a poner los estrobos con sus respectivos pines a los carros mineros vacíos para que estén listos para ser izados, y por seguridad, se debe hacer una maniobra para probar que estén bien enganchados extendiéndolos en sentidos contrarios y verificando que el pin haya entrado en el estrobo y el gancho del carro. Una vez hecho esto, le hacen la señal de conformidad al operador del winche,

Tiempo carga: Es el tiempo que transcurre desde que el vagón llega a la tolva hasta que comience a subir.

T. subida + T. descarga + T. bajada+ T. carga = T Ciclo Total Carguío.

Tabla N° 47. Tiempo de ciclo de izaje.

CICLO DE IZAJE		
Tiempo ciclo al Nv 316	6.44	Minutos
Tiempo ciclo al Nv 276	9.50	Minutos
Tiempo ciclo al Nv 239	11.48	Minutos

Fuente: elaboración propia.

7.2.3. Productividad de izaje

La productividad minera se expresa en forma de producto generado sea por toneladas extraídas de mina (TM/guardia), en general productos (toneladas de concentrado, onzas finas, etc.) vs recursos (agua, energía, materiales, reactivos, recursos humanos, capital, tiempo, etc.) debiendo buscar cual es la métrica apropiada de productividad para cada operación minera en particular para sus actuales condiciones de operación y calcular la productividad total cuando se depende de múltiples factores en forma simultánea.

En este contexto multifactorial la productividad minera puede alcanzarse rápidamente en la medida que logremos reducir el tiempo del ciclo de izaje, logrando extraer mayores cantidades de mineral con los mismos recursos humanos, tecnológicos, operacionales y financieros. De igual forma la mecanización se ha convertido en uno de los motores del incremento de la productividad en las operaciones mineras logrando mayores producciones en menores tiempos de ciclo con mayor seguridad para los colaboradores. Recordemos que el tiempo de ciclo se compone de tiempos de descarga, tiempos en ida, vuelta, carga, De estos tiempos, el único tiempo que agrega realmente valor es el tiempo efectivo de proceso de izaje que es el que debemos procurar tenga los recursos apropiados para un desarrollo seguro y efectivo. Aquí mostraremos los cuadros de productividad de izaje.

De acuerdo a los cálculos del anexo 07 tenemos las siguientes producciones por guardia de los diferentes niveles.

Tabla N° 48. La productividad por guardia por niveles con un solo carro.

Con un solo carro NV 316				
	TM guardia	TM día	TM mes	TM año
Mineral	71.95	143.9	3,597.5	43,170.2
Desmante	28.97	57.9	1,448.6	17,382.7
Material	100.92	201.8	5,046.1	60,552.9

Con un solo carro NV 276				
	TM guardia	TM día	TM mes	TM año
Mineral	41.58	83.2	2,078.8	24,945.2
Desmante	20.64	41.3	1,031.9	12,382.2
Material	62.21	124.42	3,110.62	37,327.38

Con un solo carro NV 239				
	TM guardia	TM día	TM mes	TM año
Mineral	35.3	70.6	1,766.2	21,194.1
Desmante	17.5	35.1	876.7	10,520.3
Material	52.9	105.7	2,642.9	31,714.4

Fuente: elaboración propia.

Tabla N° 49. La productividad por guardia por niveles con dos carros.

Con dos carro NV 316				
	TM guardia	TM día	TM mes	TM año
Mineral	116.73	233.5	5,836.5	70,038.4
Desmante	57.94	115.9	2,897.1	34,765.4
Material	174.67	349.3	8,733.7	10,4803.8

Con dos carro NV 276				
	TM guardia	TM dia	TM mes	TM año
Mineral	83.15	166.3	4,157.5	49,890.4
Desmonte	41.27	82.5	2,063.7	24,764.4
Material	124.42	248.85	6,221.23	74,654.76

Con dos solo carro NV 239				
	TM guardia	TM dia	TM mes	TM año
Mineral	70.6	141.3	3,532.4	42,388.2
Desmonte	35.1	70.1	1,753.4	21,040.5
Material	105.7	211.4	5,285.7	63,428.7

Fuente: elaboración propia.

En la tabla de cálculo se detallan ver anexo 08

7.3. Evaluación económica

En el proyecto del pique inclinado 340 las variables económicas para evaluar la rentabilidad de los capitales aportados por la empresa y por otro lado nos permita cuantificar el retorno de la inversión realizada, es decir sí independientemente de la rentabilidad que pudiera tener el proyecto, puede cumplir con las obligaciones Impuestas por las condiciones del endeudamiento.

La evaluación económica de proyectos tiene por objetivo identificar las ventajas y desventajas asociadas a la inversión en un proyecto antes de la implementación del mismo. Es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas.

Es frecuente confundir la evaluación económica con el análisis o evaluación financiera. En este segundo caso se considera únicamente la vertiente monetaria de un proyecto con el objetivo de considerar su rentabilidad en términos de flujos de dinero. Mientras que la evaluación económica integra en su análisis tanto los costes monetarios como los beneficios expresados en otras unidades relacionadas con las mejoras en las condiciones de vida de un grupo. Podemos hablar entonces de rentabilidad o beneficios de tipo social.

Adicionalmente, se presenta los costos totales de capital y operación de la profundización, con el fin de poder evaluar económicamente el proyecto de forma integral. Por tanto, primero se valoriza el concentrado de mineral, luego se presenta

el costo de capital (capex), el cual está conformado por la inversión en maquinaria, la inversión en la infraestructura mina para el sistema de extracción, así como de la inversión en las labores de preparación para el minado de la profundización. Se evalúa la influencia del capex del sistema de extracción con respecto al capex total. Asimismo, se presenta los costos de operación del proyecto (copex), es decir, mina, planta, energía y transporte. Dentro del costo de mina, se hace determina al detalle el costo de extracción y se evalúa su influencia con respecto al costo total de mina. Una vez se realiza un flujo de caja económico, producto del cual se obtienen la tasa interna de retorno (TIR), el valor presente neto (VPN) de todo el proyecto de profundización y el periodo de recuperación de la inversión (payback)

A grandes rasgos los costes de cualquier proyecto se pueden incluir en los cuatro tipos que se señalan a continuación:

7.3.1. Costos

Costo es el valor monetario de los consumos de factores que supone el ejercicio de una actividad económica destinada a la producción de mineral, servicio o actividad. Todo proceso de producción de un bien supone el consumo o desgaste de una serie de factores productivos, el concepto de coste está íntimamente ligado al sacrificio incurrido para producir ese bien. Todo coste conlleva un componente de subjetividad que toda valoración supone.

7.3.1.1. Costos Fijos

Son aquellos costos cuyo importe permanece constante, independiente al volumen de producción de la empresa. Se pueden identificar y llamar como costos de "mantener la empresa abierta", de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio, dichos costos igual deben ser solventados por la empresa. Por ejemplo:

- Ventilación de mina.
- Servicios de vigilancia externo.
- Alquileres de servicios para uso administrativo.
- Amortizaciones o depreciaciones.
- Seguros.
- Impuestos fijos.

- Sueldo y cargas sociales de encargados, supervisores, gerentes, etc.

Este costo alcanza costos \$ 56,068.52 mensuales. Es política de la empresa que los costos fijos no se detallaran.

De este monto calamos las incidencias en cada actividad minera.

Tabla N° 50. Costo en cada actividad.

Avance por mes	Mt.	650	40.00%	34.50	\$ / Mt.	Costo / Metro
Rotura por mes	m3	1,650	17.50%	5.95	\$ / m3	Costo / M3 Rotura
Limpieza Mineral x mes	tm	3,927	17.50%	2.50	\$ / Tm	Costo / Tm Limpieza
Relleno de tajeos x mes	m3	1,031	5.00%	2.72	\$ / m3	Costo / M3 Relleno
Rendimiento por mes madera	Pzas	1,500	5.00%	1.87	\$ / Pz	Costo / Pieza Madera
Rendimiento Extracción	tm	9,105	15.00%	0.92	\$ / Tm	Costo / Tm Mineral

Fuente: área de operación.

7.3.1.2. Costos Variables.

Son aquellos costos que varían en forma proporcional, con el nivel de producción o actividad de la empresa. Son los costos por "producir" o "vender". Por ejemplo:

- Mano de obra directa (por producción).
- Materiales e Insumos directos (explosivos, llantas, madera, combustible).
- Impuestos específicos.
- Transporte.

Tabla N° 51. Son los costos unitarios en el proyecto.

Labores	sección pies x pies	costos unitarios	unidades
Cruceros	8'x7'	\$ 232.76	\$/metro
Dequinche Cámara.	8'x7'	\$ 150.00	\$/metro
Pique Inclinado	8'x7'	\$ 426.83	\$/metro
Tendido De Riel		\$ 17.40	\$/metro
Chimenea 316	8'x4'	\$ 169.98	\$/metro
Tolvas Americanas		\$ 226.44	\$/tolva
Colocación Split Set		\$ 9.71	\$/split

Fuente: elaboración propia.

A mayor detalle es el anexo.08 a 13

Los costos de inversión del proyecto de inversión inclinado 340 como se muestra en la siguen.

Tabla N° 52. Costos de inversión en el proyecto inclinado 340.

proyecto de pique inclinado 340	
avances	\$ 165,206.86
materiales	\$ 10,069.86
equipos	\$ 45,080.00
total	\$ 220,356.72
costo preparacion y desarrollo	\$ 581,532.47

Fuente: elaboración propia.

Para mayor detalle anexo 14,15.

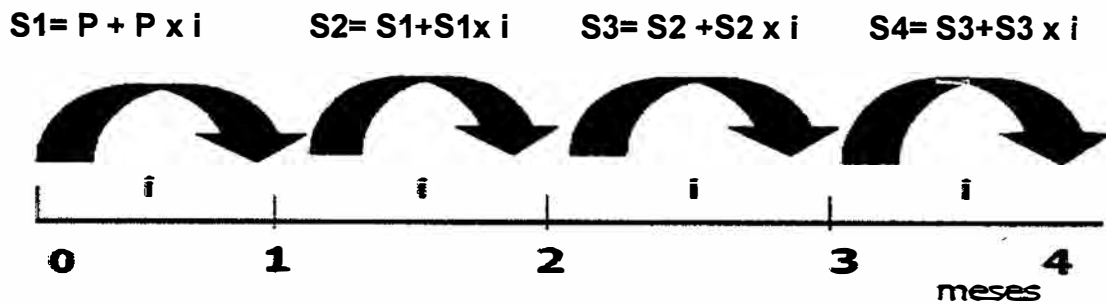
7.3.2. Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto

EL Cronograma de las tareas descritas en la hoja de anexo 06 se presenta en un diagrama de Gantt, en donde se puede apreciar la duración de cada una de estas tareas, y el total de ejecución del proyecto es de, así como la ruta crítica de la ejecución de la infraestructura necesaria del proyecto, la cual está resaltada en color rojo. La ruta crítica nos indica que el tiempo total requerido para finalizar todas las tareas del proyecto del pique inclinado 340 es de doscientos un días calendario (201). Este cronograma de ejecución del sistema de extracción.

7.3.3. Interés

El interés es un índice utilizado en economía y finanzas para registrar la rentabilidad de un ahorro o el costo de un crédito. Se le llama interés a los distintos tipos de índice que se emplean en la medición de rentabilidad de los ahorros o que se incorporan al valor de un crédito.

En el interés compuesto, el interés (I) ganado en cada periodo, (n) es agregado al capital inicial (P) para constituirse en un nuevo capital (S) sobre el cual se calcula un nuevo interés produciéndose lo que se conoce como capitalización la cual puede ser anual, trimestral, mensual, diaria; y se sigue aplicando hasta que vence la transacción de acuerdo a lo pactado.



$$S = P \times (1 + i)^n$$

Donde:

P = Capital inicial o inversión inicial es de \$ 220,356.72 ver anexo 14.

i = tasa de interés del periodo si anual es de 12% mensual es de 1%

n = periodo de tiempo antes de realizar la primera cuota es de 4 meses.

S = Monto total o capital final.

$$S = \$ 220,356.72 \times (1 + 0.01)^4$$

$$S = \$ 229304.0865$$

7.3.4. Amortización

La amortización es un término económico y contable, referido al proceso de distribución de gasto en el tiempo de un valor duradero. Adicionalmente se utiliza como sinónimo de depreciación en cualquiera de sus métodos.

Amortizar es el proceso financiero mediante el cual se extingue, gradualmente, una deuda por medio de pagos periódicos, que pueden ser iguales o diferentes.

En las amortizaciones de una deuda, cada pago o cuota que se entrega sirve para pagar los intereses y reducir el importe de la deuda.

La parte del capital prestado (o principal) que se cancela en cada uno de esos pagos es una amortización. Los métodos más frecuentes para repartir el importe en el tiempo y segregar principal de intereses son el sistema Francés, Alemán y el Americano. Todos estos métodos son correctos desde el punto de vista contable y están basados en el concepto de interés compuesto. Las condiciones pactadas al momento de acordar el préstamo determinan cuál de los sistemas se utilizará.

- El sistema Francés consiste en determinar una cuota fija. Mediante el cálculo apropiado del interés compuesto se segrega el principal (que será creciente) de los intereses (decrecientes).

- En el sistema Alemán, o sistema de cuota de amortización fija, la amortización de capital es fija, por lo tanto los intereses y la cuota total serán decrecientes. Se caracteriza porque el interés se paga de forma anticipada de cada periodo, este sistema es la que se adecua, por misma razón que la producción es constante y los ingresos serán constante.
- El sistema Americano establece una sola amortización única al final de la vida del préstamo. A lo largo de la vida del préstamo solo se pagan intereses. Al no haber pagos intermedios de capital, los intereses anuales son fijos. En si son el contrario de la depreciación.

7.3.5. Valor actual neto (VAN)

Es la suma algebraica de los valores actuales de los costos y beneficios (flujos netos de fondos) generados por el proyecto durante su horizonte de evaluación descontados a una tasa de interés ($i=12\%$) que es equivalente al costo de oportunidad del capital. Se usa la fórmula matemática siguiente:

Los criterios que guie las decisiones de aceptación o rechazo del proyecto son las siguientes:

$$VAN = -I_0 + \sum_{K=1}^{K=n} \frac{B_K - C_K}{(1+i)^n}$$

Donde:

I_0 : Inversión inicial, lo que se va invertir en el proyecto pique inclinado 340, \$ 220,356.72 ver anexo 14.

B_k : ingresos netos del periodo n , para el proyecto cada año será \$ 6,896,227.32 ver anexo 16 anexo 17.

C_k : Costos netos del periodo n . los costos que ocasionaran en explotación de mineral, desarrollo, mantenimiento y adquisición de equipos entre otros, preparación mina. Mensual de costo haciende \$ 2,384,508.56 para el primer año, \$153,365.16 para el segundo año.

i : Tasa de interés (12 %) este porcentaje de tasa, ya es el convenio de la empresa minera con la entidad bancaria de adquirir para su inversión.

n : Años de duración del Proyecto, la duración del proyecto es de 4 meses, sin embargo, el periodo en el cual abarca de poder generar beneficios a la empresa es de 2 años.

De acuerdo a la formula anterior se hace el cálculo.

$$VAN = -\$220,356.72 + \frac{\$6,896,227.32 - \$2,384,508.56}{(1 + 12\%)^1} + \frac{\$6,896,227.32 - \$153,365.16}{(1 + 12\%)^2}$$

$$VAN = \$ 8,082,976.12$$

7.3.6. Tasa interna de retorno (TIR)

Es aquella tasa de descuento, para lo cual el VAN resulta igual a cero (VAN = 0). Se calcula por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento. La relación de beneficio y costo permite comparar el valor actual de los benéficos (VAB) del proyecto en el valor actual de los costos del mismo (VAC) i la inversión inicial (I₀).

$$0 = -I_0 + \sum_{K=1}^{K=n} \frac{B_K - C_K}{(1 + TIR)^n}$$

Donde:

I₀: Inversión inicial. Del anterior cálculo de van se indicó la inversión.

B_k: ingresos netos.

C_k: Costos netos del periodo n,

i : tasa de interés (llamada tasa de descuento)

n : años de duración del Proyecto

De acuerdo a la formula anterior se hace el cálculo.

$$0 = -\$220,356.72 + \frac{\$6,896,227.32 - \$2,384,508.56}{(1 + TIR)^1} + \frac{\$6,896,227.32 - \$153,365.16}{(1 + TIR)^2}$$

$$TIR=21\%$$

TIR= 21% este porcentaje supera la tasa de descuento que es de 12%, esto quiere decir que viables el proyecto.

7.3.7. Coeficiente beneficio / costo (B/C)

Representa el máximo tipo de interés que se puede pagar por un capital Es un coeficiente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados generados por el Proyecto durante toda su vida, entre los costos de producción en dicho periodo de vida económica.

$$\frac{B}{C} = \frac{\sum_{K=1}^{K=n} \frac{B_K}{(1+i)^n}}{\sum_{K=1}^{K=n} \frac{C_K}{(1+i)^n} + I_0}$$

I_0 : Inversión inicial

B_k : ingresos netos del periodo k (año k)

C_k : Costos netos del periodo K

i : tasa de interés

n : años de duración del Proyecto

De acuerdo a la formula anterior se hace el cálculo en el anexo 16,

$$\frac{B}{C} = \frac{\frac{\$2,384,508.56}{(1+12\%)^1} + \frac{\$153,365.16}{(1+12\%)^2}}{\frac{\$2,384,508.56}{(1+12\%)^1} + \frac{\$153,365.16}{(1+12\%)^2} + \$220,356.72}$$

$$\frac{B}{C} = 3.26$$

estos cálculos de cuyo $B/C=3.26$ esto nos indica que por cada 1 dólar que invierta la empresa minera ganara 2.26 dólares este proyecto es muy rentable.

7.3.8. Periodo de recuperación (Pay Back)

Es el tiempo que se requiere para que los beneficios netos del Proyecto compensen con su costo de inversión; es decir, mide el tiempo en que el inversionista recupera su capital. 1 años 2 meses se recuperara las inversiones hechas. Ver anexo 16.

CAPÍTULO VIII

RESULTADOS Y DISCUSIONES

8.1. Aspectos geomecánicos. Los aspectos son determinantes para dar con las condiciones de diseño de la sección adecuada y dar soluciones de sostenimiento en el proyecto pique inclinado 340. cuyos resultados obtenidos los siguientes de acuerdo a las evaluaciones insito dada

Tabla N° 53. Propiedades físicas de la monzonita.

Litología	Monzonita	Unidades
Peso específico	2.5	(t/m ³)
Factor de esponjamiento	50	(%)
Resistencia a compresión	140-150	(Mpas)
Calidad	Alta (Dura)	
Factor de seguridad	1.2-5	
RQD	62%	

Fuente: elaboración propia.

Tabla N° 54. Clasificación de geomecánica.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Malá	Muy mala
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20
Tiempo de estabilidad y longitud del Vano	10 años 5 metros	6 meses 8 metros	1 semana 5 metros	10 horas 2.5 metros	30 minutos 1 metro
Cohesión (Mpa)	>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1
Rozamiento	>45°	35-45°	25-35°	15-25°	15°

Clasif. Geomec. Bieniawski: Clasificación y características

Fuente. Madriaga C. "Guía Control Geotécnico en Minería Subterránea"

Para la roca tipo II, de calidad buena con 62%, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada se tiene un tiempo de auto-soporte entre 06 meses a un año para pique inclinado 340, luego de este tiempo se contempla la siguiente medida de control a nivel de sostenimiento:

- Temporales: Se usa Split set esporádicos de 05 pies de longitud.
- Permanentes: Se usa pernos helicoidales esporádicos de 05 pies de longitud.

8.1. Diseño. Los diseños obtenidos el riel y durmiente, sección del pique inclinado son de importancia por cuestiones de seguridad y que cumplan con

los estándares exigidas, sin el diseño correcto no alcanzaríamos las tasas propuesta en productividad de izaje.

Tabla N° 55. Dimensiones de durmiente.

Diseño de durmiente		
Longitud De Durmiente	1.2	Metros
Altura	0.11	Metros
Ancho	0.14	Metros

Fuente: elaboración propia.

El riel escogido para el adecuado, transporte de material se dio con carro cargado con una tabla, también se debe considerar ampliar el tonelaje extraída en izaje, a un futuro próximos con más carros para lo cual se debe considerar para mayor capacidad, de tránsito dado estas condiciones escogemos riel 30 lb/yad. Que tiene para 3 carro en izaje.

Tabla N° 56. Sección del pique inclinado 340

	Ancho	Alto	Unidad
Sección	2.44	2.13	Metros

Fuente: elaboración propia.

Las secciones del pique inclinado están establecidas a las condiciones geomecánica y operativas que cumple que tiene que ser el doble de la durmiente.

8.2. Perforación y voladura. Los parámetros calculados resumimos en los siguientes cuadros para la ejecución del proyecto del pique inclinado 340.

Tabla N° 57. Parámetros de perforación y voladura.

Labores	Crucero	Pique inclinado 340	Chimenea	Unidades
Tipo de roca	Monzonita	Monzonita	Monzonita	
Nro Taladros	34	35	22	Tal.
Longitud de barreno	5	4	5	Pies
Eficiencia de perforación	95%	96%	90%	
Eficiencia de voladura	93%	90%	84%	
Avance por disparo	1.34	1.05	1.15	Mts.
Longitud de carga/tal.	0.97	0.78	0.91	Pies
Cartucho dimita/tal.	5.4	4.4	5.14	
kg/tal	0.43	0.35	0.41	
factor carga	1.32	1.14	2.26	kg/m3

Fuente: elaboración propia.

8.3. Ventilación. Tener un ambiente laboral agradable con buenos estándares en ventilación es de suma importancia en el proyecto por ello que el diseño del pique inclinado minero considera la ejecución de conexión a los niveles

alcanzadas, cada 150 metros con la finalidad de tener un flujo adecuado de aire natural.

Siendo el pique inclinado labor ciega y confinada, se contara con ventiladores eléctricos de 10, 000 CFM que permiten insuflar aire fresco a los frentes con mangas de 24" y 20" de diámetro, sin mayores problemas, que a su vez permiten ejecutar las chimeneas en un tiempo perentorio. Como resultado de los cálculos realizados se tiene las siguientes características del ventilador.

Tabla N° 58. Selección del ventilador

Tipo	Vano SM-425	
Caudal	9725	cfm
Motor	16.5	hp
Diametro De Manga	20-24	pulg

Fuente: Novienstky Alejandro "Ventilación de Minas".

- 8.4. Winche.** Las características del winche y los cables están determinadas con fin de poder, rendir con la producción proyectada, bajo las condiciones de seguridad, y se determinó las siguientes condiciones de diseño de winche.

Tabla N° 59. Características de winche y cable.

Pique inclinado 340:			
1	Profundidad 1ra Tolva	Metros	124
2	Profundidad 2da Tolva	Metros	203
3	Profundidad 3ra Estación	Metros	265.63p
Cables de acero:			
1	Diametro	Pulg	5/8
2	Diseño de cable	6x19	6 torones/cable 19hilos /toron
3	Factor De Seguridad		8
Motor eléctrico:			
1	Potencia Util Req. Para El Proyecto	HP	45
2	Rendimiento Del Motor Electrico	%	86
Skips:			
1	Capacidad Del Carro	m3	1.0
2	Peso Carro	toneladas	0.7
Tambores del winche:			
1	Diametro del tambor	Metros	0.96
2	Ancho del tambor	Metros	0.63
3	Capacidad de Almacenam. de cable	Metros	318
4	Long. máxima de cable a utilizarse	Metros	265.6
Angulos de desviación de los cables:			
1	Angulo de desviación	grados	1.50

Fuente: propia.

8.5. Producción. Es determinante para poder sacar mayor utilidad en la empresa, como todo inversionista es sacar mayor provecho a las incremento de producción lo que se busca con el proyecto, antes daremos algunos mejoras que se ha obtenido en los tajos de producción, como mejora en determinar el burden 24 cm y espaciamiento 48 cm, lo que anteriormente se utilizaba 22cm de burden 45 espaciamiento, de igual forma con la inclinación de perforación que era 45-48°, con mejora alcanzáramos 75° ganando así 8.86 tonelada en cada corte de tajo.

Por otra parte análisis productividad de izaje y producción de tajo en los siguientes cuadros.

Tabla N° 60. Producción actual de la veta chaparral

	TM guardia	TM día	TM mes	TM año
Mineral	30	60	1,500	18,000
Desmonte	10	20	500	6,000
Material	40	80	2,000	24,000

Fuente: elaboración propia.

Tabla N° 61. Producción alcanzada del ultimo nivel 239 para un carro de izaje será.

Con un solo carro NV 239				
	TM guardia	TM dia	TM mes	TM año
Mineral	35.3	70.6	1,766.20	21,194.10
Desmonte	17.5	35.1	876.7	10,520.30
Material	52.9	105.7	2,642.90	31,714.40

Fuente: elaboración propia.

Tabla N° 62. Producción alcanzada del ultimo nivel 239 para un carro extraida será.

Con dos solo carro NV 239				
	TM guardia	TM dia	TM mes	TM año
Mineral	70.6	141.3	3,532.40	42,388.20
Desmonte	35.1	70.1	1,753.40	21,040.50
Material	105.7	211.4	5,285.70	63,428.70

Fuente: elaboración propia.

De acuerdo al requerimiento de la planta de tratamiento, para alcanzar a cubrir su capacidad se proyectó que la veta chaparral incrementaría 18 tonelada más de lo actual. Que se produciría 78 tonelada por día, con el proyecto de un carro 70 tonelada diarias no se estaría alcanzando la tasa.

Las distribuciones de porcentaje de mineral desmonte en cuento a la extracción, variarían de 70% de mineral, y 30 % de mineral.

Tabla N° 63. productividad en izaje por guardia seria.

CON UN SOLO CARRO NV 239				
	TM guardia	TM dia	TM mes	TM año
Mineral	41.2	82.4	2,060.5	24,726.5
Desmonte	13.2	26.3	657.5	7,890.2
Material	54.4	108.7	2,718.1	32,616.7

Fuente: elaboración propia.

Con esta tasa alcanzaríamos la tasa designada, la otra opción sería emplear con dos carros, 141 tonelada diaria, para lo cual se incrementaría más tajos en producción y labores de desarrollo.

- 8.6. Evaluación económica.** En esta nos presenta unas condiciones económicas que deben cumplir el proyecto de inversión las cuales son como el VAN TIR, B/C, cuyo parámetro determinado está en la tabla.

Tabla N° 64. Evaluación económica del proyecto pique inclinado 340.

Tasa de interes (Anual)	12%
VAN	\$ 8,082,976.12
TIR	21%
C/B	3.26

Fuente: elaboración propia.

Si el VAN es positivo, el proyecto se acepta.

Si el TIR=21% es mayor a la tasa 12% de interés el proyecto se acepta.

Si el C/B=3.26 es positivo, el proyecto se acepta.

Todo los variables son aceptados definitivamente el proyecto es viable.

CONCLUSIÓN.

- Planeamiento es proyectar un pique inclinado 340, con las características de determinadas como, las condiciones geomecánicas, (roca tipo II), que es de calidad buena (RQD de 62%), con presencia de roca dura (resistencia a la compresión 146 Mpa), influye significativamente en el logro, que nos permitió aumentar la producción de 60 toneladas por día a alcanzar 80 toneladas de mineral por día a un porcentaje de 33%.
- Los puntos más sobresalientes en el proyecto de investigación son los parámetros y dimensiones del diseño del pique inclinado; estas medidas han sido tomadas por las condiciones geomecánica y operativas; en seguida así lo detallamos: sección 2.44 metros por 2.13 metros, cuya longitud alcanzada es 265.62 metros; la riel seleccionada para uso es de 30 lb/yad, adecuado, para el transporte de material se determinó considerando ampliar el tonelaje extraída en izaje, a un futuro próximo; los durmientes; longitud 1.12 metros, ancho 0.14 metros y 0.11 metros de alturas, el diámetro de cable ha sido determinada, 5/8 pulgada, todas las condiciones de diseño, dan como resultado de que su productividad de izaje haya alcanzado, 82.4 toneladas por días de mineral, 26 tonelada de desmonte, superando por 20 toneladas diarias a la producción actual.
- Producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ \$8,826,443.55, para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 21 % y un *payback* de 10 meses. Costo/beneficio 3.26 estos parámetros establecen que el proyecto es rentable poder continuar con la ejecución.

RECOMENDACIONES.

- Realizar estudios de variación de precio del oro y dolar para un corto y mediano plazo.
- Profundizar los estudios de costos de planta de tratamiento y comercialización de oro.
- Realizar una cartilla geomecánica y seguir evaluando los parámetros geomecánica durante la ejecución del proyecto del inclinado 340.
- Realizar los trabajos de optimización de todas las operaciones unitarias, en los que conviene, para bajar los costos de operación que amortigüe las últimas alzas de precio de los insumos.
- Continuar con los trabajos de exploración mediante perforaciones diamantinas ayudará con el crecimiento sostenido de Recursos minerales que posteriormente podrían pasar a ser Reservas de Mena, información de gran importancia también en la elaboración de un planeamiento con mayor detalle y precisión.
- El control diario de los costos por área, de acuerdo al programa (flujos económicos), llevara al éxito del proyecto, para ello se recomienda implementar un área de costos independientemente en mina Chaparral, lo cual controlara los mismos de acuerdo al planeamiento.

BIBLIOGRAFÍA

- Arias Calla , L. (2013). *Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la U.O SAN BRAULIO UNO*. Lima: Pontificia Universidad Católica Del Perú.
- Baldeón Quispe , Z. (2011). *Gestiones las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en Cía. Minera Condestable S.A*. Lima: Pontificia Católica de Peru.
- Carrasco Viza, P. W. (2007). *Reducción de Costos de Minado en el Método de Explotación Open Stopping en la Unidad Operativa Arcata*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Chancolla Mamani, G. A. (2009). *Evaluación Técnica, Económica y Financiera para la Viabilidad Del Proyecto Victoria. En La Unidad Parcoy - Consorcio Minero Horizonte S.A*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Czekaj B, D. (1989). *Engineering Applications Hydraulics for Smoll Fishing Wessels*. Roma: Food and Agriculture Organization of the United Nations.
- Diseño y Explotación e Infraestructura de Minas Subterráneas. (2007). *Universidad Politécnica de Madrid Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas* , 36.
- Donayres. G. Q. (1989). *Maquinaria Minera II*. Cusco: Universidad Nacional San Antonio de Abad de Cusco.
- EXSA. (2009). *Manual Práctico de Voladura* . Lima: Exsa.
- Fuentes Elescano, M. (2010). *Equipamientos de Minería Subterránea*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Gallardo Cervantes, J. (2002). *Evaluación Económica Financiera*. Mexico: Universidad Nacional Autonoma de Mexico.
- García García, C. (1990). *Manual de gestión y contenidos de proyectos mineros*. Madrid: Universidad de Murcia.
- Gater, S. (1999). *Diseño de Sistema de Refueszos en Roca*. Lima: CIP.
- Lopez Jimeno , C., & Lopez Jimeno, E. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Madariaga, Cardenas J. P. (2015). *Guía sobre Control Geotécnico en Minería Subterránea* . España: Ministerio de Industria, Energía y Turismo.

- Madariaga Cardenas, J. P. (2012). *Análisis Técnico Económico para la Explotación de la Mina Aurífera Subterránea San Salvador*. Arequipa.
- Mamani Mandamientos, D. (2007). *Profundización De Un Pique Vertical - Diseño Y Planeamiento Para Su Construcción - Compañía Minera Barbaastro S.A.C. Aesa Mina Marta*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Mayta Lino, M. V. (1988). *Maquinaria Minera I*. Cusco: Universidad Nacional San Antonio del Abad Cusco.
- MEM. (2016). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S.N° 024*. Lima: Ministeria de Energia y Minas.
- Mena Salas, A. E. (2012). *Planeamiento De Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina "Esperanza de Caraveli" de Compañía Minera Titán S.R.L.* Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Muñoz Fernando, A. (1889). *Aplicación de las Clasificaciones Geomecánicas al Estudio de Excavaciones Subterráneas*. Madrid.
- Nina Paricahua, W. C. (2012). *Proceso de Mecanización en Vetas Angostas en el Ciclo de Minado del Método: Corte Y Relleno Ascendente Cia. Ares - U. O. Selene -Explorador*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Paco Cáceres, N. (2009). *Estudio Técnico Económico de la Profundización de la Mina Arirahua - Veta Split Natividad - mediante los piques inclinados 120 y 110*. Arequipa: Universidad Nacional san Agustín de Arequipa.
- Prado Ramos, F. B. (1987). *Control de Operaciones Mineras*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Raj Tatiya, R. (2005). *Surface and Underground Excavations*. New York: Taylor and Francis group, London.
- Santos Cisneros, J. M. (2009). *Controles Geológicos Estructurales de la Mineralización Aurífera en el Sistema de Vetas de la Mina Orión Chala*. Arequipa: Universidad Nacional de Ingeniería.
- USS Corporation., U. S. (1968). *USS tiger brand wire rope engineering hand book*. Pittsburgh: United States Steel.
- Villanueva Chávez, B. E. (2008). *Profundización del Pique Atahualpa Zona Esperanza en la Cia de Minas Century Mining Peru Sac.- U.O. San Juan Operaciones*. Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.

Páginas web.

- <http://www.voltarion.com/es/desempeno-erativo/aumento-de-la-producción>.
- <http://www.aportecnia.com/page/winches-manuales-10.html>
- <http://pdf.directindustry.com/pdf/ingersoll-rand/winches.-high-capacity-hoists/54987-333105.html>
- <http://www.ingersollrandproducts.com/eu-s/products/lifting/winches/winch-selection-support/wire-rope-selection>
- <http://www.ingersollrandproducts.com/lifting/winches/drúm.htm>
- <http://www.monografias.com/trabajos34/planificacion/planificacion.shtml>



ANEXOS



ANEXO N° 02

Dimensiones de riel y eclisas.

peso lb/yd	RIELES			ECLISAS	
	dimensiones (pulg)			dimensiones (pulg)	
	A=B	C	D	E	F
8	1 9/16	A13/16	A5/32	1/2	16 1/8
10	1 3/4	A15/16	A3/16	1/2	16 1/8
12	2	1	A3/17	5/8	16 1/8
14	2 3/8	1 1/16	1/4	5/8	16 1/8
16	2 5/8	1 11/64	1/4	3/4	16 1/8
20	2 3/4	1 11/32	1/4	3/4	16 1/8
25	3 1/8	1 1/2	19/64	15/16	16 1/8
30	3 5/16	1 11/16	21/64	13/16	16 1/8
35	3 5/16	1 3/4	A23/64	A13/17	16 1/8
40	3 1/2	1 7/8	A23/65	7/8	20

Fuente: Mayta Lino. "Maquinaria Minera I"

ANEXO N° 03

Dimensiones de clavos y eclisas.

peso lb/yd	PERNOS Y TUERCAS		CLAVOS
	dimensiones pulg		Dimensiones pulg
	G*H	I	J*K
8	3/8 x 1 1/2	5/8	2 1/2 x 5/16
10	3/8 x 1 1/2	a13/16	2 1/2 x 5/16
12	1/2 x 1 3/4	a13/17	3 x 3/8
14	1/2 x 1 3/4	a13/18	3 x 3/8
16	1/2 x 1 3/4	a13/19	3 1/2 x 3/8
20	1/2 x 2	1	3 1/2 x 3/8
25	5/8 x 2 1/4	1	4 X 1/2
30	5/8 x 2 1/2	1	4 X 1/2
35	5/8 x 2 3/4	1	4 1/2 X 1/2
40	3/4 x 3	a13/19	5 X 1/2

Fuente: Mayta Lino. "Maquinaria Minera I"

ANEXO N° 04

Pesos de tuercas y clavos.

PERNOS Y TUERCAS		CLAVOS	
Dimensiones pulg	PESO (Lb/100 pernos con tuercas	Dimensiones pulg	PESO (Lb/100 clavos)
G*H		J*K	
3/8 x 1 1/2	12	2 1/2 x 5/16	9
1/2 x 1 3/4	21	2 1/2 x 5/16	14.5
1/2 x 1 3/4	22	3 x 3/8	19.5
1/2 x 1 3/4	23	3 x 3/8	22.5
1/2 x 2	41	3 1/2 x 3/8	27.5
5/8 x 2 1/4	46	3 1/2 x 3/8	29
5/8 x 2 1/2	40	4 X 1/2	31
5/8 x 2 3/4	70	4 X 1/2	33
3/4 x 3	72	4 1/2 X 1/2	38.5
		5 X 1/2	42.5

Fuente: Mayta Lino. "Maquinaria Minera I"

ANEXO 05

tabla para la selección del ventilador

Tipo y tamaño del ventilador	Largo de la cañería en pies										
	100	200	300	500	600	800	1000	1500	2000	3000	cv
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 10"											
Ventair TM-4	800	600	485	375	340	295	260				
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 8"											
VanoSM-175	920	720	600	470	425	370	330	112			1/2
Ventair TM-4	1250	1030	910	760	705	620		560	460	400	1
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 10"											
VanoSM-175	1350	1120	960	770	700	600	530	410			
VentairTM-4	1500	1340	1230	1070	1015	930	855	725	635	515	1
VentairTM-5	2000	1720	1530	1310	1230	1110	1020	855	750	610	2
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 12"											
Vano SM-175	1575	1425	1310	1135	1070	960	870	680			1/2
Vano SM-250	2200	1810	1550	1250	1140	990	880	680			1
Ventair TM-4	1600		1520	1450	1340	1290	1210	1150	1030	935	1
VentairTM-5	2250	2060	1910	1715	1640	1520	1420	1240	1120	945	2
VentairTM-6	3520	3140	2870	2480	2330	2110	1940	1670	1490	1240	5
VentairTM-7	4150	3700	3400	2960	2800	2550	2340	1980	1750	1470	10
Ventair TM-8	5600	4700	4200	3400	3200	2820	2500	2050	1830	1510	15
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 16"											
Vano SM-250	2900	2780	2550	2200	2060	1830	1650	1360	1190	1000	1
Vano SM-300	4600	3900	3425	2800	2620	2300	2050	1650	1425	1175	2 1/2
Vano SM-350	6100	5000	4200	3330	3080	2700	2420	1970	1700	1360	5
Ventair TM-6	3880	3730	3590	3370	3270	3100	2950	2660	2440	2120	5
Ventair TM-7	4650	4500	4330	4050	3950	3750	3600	3250	3000	2650	10
Ventair TM-8	6800	6350	5980	5360	5150	4730	4400	3800	3410	2880	15
Ventair TM-9	8200	7600	7100	6400	6100	5650	5300	4600	4150	3500	25
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 20"											
Vano SM-300	5350	5300	4975	4460	4250	3875	3575	3050	2700	2200	2 1/2
Vano SM-350	8500	7600	6850	5850	5500	4875	4400	3650	3200	2620	5
Vano SM-425	12480	10750	9450	7600	7050	6200	5550	4525	3925	3225	15
Ventair TM-8	7300	7100	6900	6580	6410	6140	5900	5420	5000	4520	15
Ventair TM-9	8600	8350	8100	7700	7500	7200	6900	6400	5950	5300	25
Caudal de aire a la salida en pies cúbicos por minuto; canales de 24"											
Vano SM-350	9000	8600	8220	7450	7100	6550	6100	5280	4700	3950	5
Vano SM-425	15000	13600	12450	10750	10075	9000	8125	6725	5900	4825	15
Ventair TM-9	8800	8650	8500	8300	8200	8050	7900	7600	7350	6900	25

Fuente: Alejandro N. "Ventilacion de Minas"

ANEXO 07

PROYECTO: PIQUE INCLINADO 340 para un carro UNIDAD: CHAPARRAL

Pique inclinado 340:			
1	PROFUNDIDAD 1RA TOLVA	Metros	124
2	PROFUNDIDAD 2DA TOLVA	Metros	203
3	PROFUNDIDAD 3RA ESTACIÓN	Metros	267.6

TIEMPO CICLO DE IZAJE 1ra TOLVA			
	tarea	Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	1.722	minutos
2	b) Tolvo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	1.722	minutos
4	d) Decarga de carro	1.5	minutos
	Total	6.44	minutos

TIEMPO CICLO DE IZAJE 2ra TOLVA			
	tarea	Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	2.819	minutos
2	b) Tolvo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	2.819	minutos
4	d) Decarga de carro	1.5	minutos
	Total	9.50	minutos

TIEMPO CICLO DE IZAJE 3ra ESTACIÓN			
	tarea	Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	3.717	minutos
2	b) Tolvo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	3.717	minutos
4	d) Decarga de carro	1.5	minutos
	Total	11.48	minutos

Winche de izaje:			
1	VELOCIDAD DE IZAJE NOMINAL	m/seg	1.20
2	ACELERACION/DESACELERACIÓN	m/seg ²	0.20
3	CAPACIDAD DE TRACCION MAXIMA	KN	29.167
4	TRACCION MAXIMA DE TRABAJO	KN	22.908
5	MARGEN DE RESERVA	%	26

Producción:			
1ra TOLVA	CICLO DE IZAJE	Minuto	6.44
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	1.84
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VI	Tonelaje	1.37
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	71.95
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	28.97
total de ton/guardia			100.92
2da TOLVA	CICLO DE IZAJE	Minuto	9.50
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	1.84
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VI	Tonelaje	1.37
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	41.58
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	20.64
total de ton/guardia			62.21
3ra ESTACIÓN	CICLO DE IZAJE	Minuto	11.48
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	1.84
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VI	Tonelaje	1.37
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	35.32
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	17.53
total de ton/guardia			52.86

Fuente: elaboración propia



ANEXO 08

PROYECTO: PIQUE INCLINADO 340 para dos carros UNIDAD: CHAPARRAL

Pique inclinado 340:			
1	PROFUNDIDAD 1RA TOLVA	Metros	124
2	PROFUNDIDAD 2DA TOLVA	Metros	203
3	PROFUNDIDAD 3RA ESTACIÓN	Metros	267.6

TIEMPO CICLO DE IZAJE 1ra TOLVA			
tarea		Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	1.722	minutos
2	b) Tolveo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	1.722	minutos
4	d) Decarga de carro	3	minutos
Total		7.94	minutos

TIEMPO CICLO DE IZAJE 2ra TOLVA			
tarea		Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	2.819	minutos
2	b) Tolveo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	2.819	minutos
4	d) Decarga de carro	3	minutos
Total		11.15	minutos

TIEMPO CICLO DE IZAJE 3ra ESTACIÓN			
tarea		Tiempo	unidad
1	a) Descenso de carros mineros vacíos	3.717	minutos
2	b) Tolveo de mineral o mineral	1.5	minutos
3	c) Ascenso de carros mineros llenos	3.717	minutos
4	d) Decarga de carro	3	minutos
Total		13.13	minutos

Winche de izaje:			
1	VELOCIDAD DE IZAJE NOMINAL	m/seg	1.20
2	ACELERACION/DESACELERACION	m/seg ²	0.20
3	CAPACIDAD DE TRACCIÓN MAXIMA	KN	29.167
4	TRACCIÓN MAXIMA DE TRABAJO	KN	22.908
5	MARGEN DE RESERVA	%	26

Producción:			
1ra TOLVA	CICLO DE IZAJE	Minuto	7.94
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	3.68
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VIAJE	Tonelaje	2.74
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	116.73
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	57.94
total de ton/guardia			174.67
2da TOLVA	CICLO DE IZAJE	Minuto	11.15
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	3.68
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VIAJE	Tonelaje	2.74
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	83.15
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	41.27
total de ton/guardia			124.42
3ra ESTACIÓN	CICLO DE IZAJE	Minuto	13.13
	HORAS NETO DE TRABAJO	Hora	7.00
	TONELAJE MINERAL EN UN VIAJE	Tonelaje	3.68
	TONELAJE DESMONTE AL EN UN VIAJE	Tonelaje	2.74
	IZAJE DE MINERAL POR GUARDIA	Ton/gdia	70.65
	IZAJE DE DESMONTE POR GUARDIA	Ton/gdia	35.07
total de ton/guardia			105.71



ANEXO 09

CALCULO DE COSTOS DE INCLINADO 30° CON JACKLEG LIMPIEZA A PULSO e IZAJE WINCHE 40HP SECCION 8' x 7'

Tipo de roca	SEMIDURO- DURO	
Nro Taladros	35 Tal.	
Longitud de barreno	4 Pies	
Eficiencia de perforación	96%	
Eficiencia de voladura	90%	
Avance por disparo	1.05 Mts.	T.C. S// \$= 3

1.- MANO DE OBRA

Obreros	Hrs x Dsp	Tareas	Jorna S/.	Jorna \$	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Perforista	10	1.25	52.00	17.33	21.67	
Ayte Perforista	10	1.25	48.00	16.00	20.00	
Winchero	10	1.25	48.00	16.00	20.00	
Lampero	20	2.5	42.00	14.00	35.00	
Servicios	10	1.25	42.00	14.00	17.50	
Sub- total	60	7.5			114.17	
Leyes Sociales	98.24%				112.15	
Total Obreros					226.32	214.85

Costos fijos y GG	37.38
--------------------------	--------------

2.- MATERIALES PERFORACION

Barrenos	Cant.	Precio \$	V. Util	p.p.	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Barra Conica de 4 pies	1	78.75	1200	140.00	9.19	
Broca de 38 mm	1	26.38	400	140.00	9.23	
Total barrenos					18.42	17.49

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Manguera de 1/2"	Metros	30	1.6	150	0.32	
Manguera de 1"	Metros	30	3.65	120	0.91	
Aceite de perforación	Galones	0.29	12.50	1	3.65	
Total mangueras y accesorios					4.88	4.63

3.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Unidad	Unidad	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Protector	Pza.	7.50	12.85	300.00	0.32	
Guantes de Cuero	Par	7.50	4.37	20.00	1.64	
Correas portalamparas	Pza.	7.50	3.55	300.00	0.09	
Botas de jebe	Par	7.50	18.29	180.00	0.76	
Mameluco	Pza.	7.50	21.17	180.00	0.88	
Respiradores 3M	Pza.	7.50	22.57	180.00	0.94	
Filtro de respirador	Pza.	7.50	7.06	15.00	3.53	
Tapón de oídos	Par	7.50	3.00	120.00	0.19	
Ropa de jebe	Pza.	2.00	19.65	120.00	0.33	
Arnes	Pza.		39.50	120.00	0.00	
Lentes de seg	Pza.	7.50	11.44	60.00	1.43	
Línea de vida	Pza.		36.17	120.00	0.00	
Lampara de baterias KLM+cargador	Pza.	7.50	115.00	120.00	7.19	
Total Implementos de Seguridad					17.29	16.42

4.- **HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES**

Materiales	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Lampas	Pza.	1.00	11.97	30	0.399	
Picos	Pza.	1.00	14.50	30	0.483	
Llave Stylison 14"	Pza.	1.00	13.07	120	0.109	
Alambre de amarre	Kgr.	0.25	2.78	1	0.695	
Barretillas	Pza.	2.00	4.0	30	0.267	
Cucharilla	Pza.	1.00	3.0	60	0.050	
Atacador de madera	Pza.	1.00	3.0	30	0.100	
Total herramientas					2.103	2.00

5.- **EQUIPO DE PERFORACION Y AFILADO:**

Descripción	P.U. \$	Repuestos	V. Util	Costo \$ x Pie Perf.	Pies Perforad.	Costo \$/ Mt.
Máquina Perforadora	4800	100%	90,000	0.11	140	
				0.11	140	14.18

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS		306.93
Utilidad 15.0%		46.04
Inprevistos 5%		15.35
COSTO POR METRO LINEAL		368.32

6.- **MATERIALES VOLADURA:**

Explosivos	Unidad	Tal.	Cant.	Precio \$	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Dinamita 45% 7/8	Cartuchos	32	4.3	0.27	37.15	
Carmex	Pza.	32	1	0.64	20.48	
Mecha rapida	Mts	10	1	0.40	4.00	
Total Explosivos					61.63	58.51

COSTO POR METRO LINEAL	426.83
-------------------------------	---------------

Fuente: elaboracion propia

ANEXO 10
CALCULO DE COSTO CRUCERO
LIMPIEZA CON PALA SECCION 7' x 8'

Tipo de roca **SEMIDURO-DURO**
Nro Taladros 34 Tal.
Longitud de barreno 4 Pies
Eficiencia de perforación 95%
Eficiencia de voladura 92.5%
Avance por disparo 1.07 Mts.

T.C. S/ / \$= 3

1.- **MANO DE OBRA**

Obreros	Horas	Tareas	Jorna S/.	Jorna \$	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Perforista Palero	8	1	50.00	16.67	16.67	
Ayudante	8	1	45.00	15.00	15.00	
Rieles + servicios	4	0.50	40.00	13.33	6.67	
Sub- total	20	2.50			38.33	
Leyes Sociales	98.24%				37.66	
Total Obreros					75.99	70.93

Costos fijos y GG	5.00	0.00	34.50
--------------------------	------	------	-------

2.- **MATERIALES PERFORACION**

Barrenos	Cant.	Precio \$	V. Util	p.p.	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Barra Conica de 5 pies	1	94.00	1500	136.00	8.52	
Broca de 38 mm	1	25.1	500	136.00	6.83	
Total barrenos					15.35	14.33

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Manguera de 1/2"	Metros	30	1.6	150	0.32	
Manguera de 1"	Metros	30	3.65	120	0.91	
Aceite de perforación	Galones	0.28	9.07	1	2.57	
Total mangueras y accesorios					3.80	3.55

3.- **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Descripción	Unidad	Unidad	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Protector	Pza.	2.50	12.85	360.00	0.09	
Guantes de Cuero	Par	2.50	4.37	20.00	0.55	
Correas portalamparas	Pza.	2.50	3.55	360.00	0.02	
Botas de jebe	Par	2.50	18.29	180.00	0.25	
Mameluco	Pza.	2.50	21.17	180.00	0.29	
Respiradores 3M	Pza.	2.50	22.57	180.00	0.31	
Filtro de respirador	Pza.	2.50	7.06	15.00	1.18	
Tapón de oídos	Par	2.50	3.00	120.00	0.06	
Ropa de jebe	Pza.	2.00	19.65	120.00	0.33	
Arnes	Pza.		39.50	270.00	0.00	
Línea de vida	Pza.		36.17	270.00	0.00	
Lampara de baterías KLM+	Pza.	2.50	115.00	360.00	0.80	
Total Implementos de Seguridad					3.89	3.63

4.- **HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES**

Materiales	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Lampas	Pza.	2.00	8.41	120	0.140	
Picos	Pza.	1.00	8.70	120	0.073	
Llave Styilson 14"	Pza.	1.00	13.07	180	0.073	
Alambre de amarre	Kgr.	0.25	1.46	1	0.365	
Barretillas	Pza.	2.00	3.00	15	0.400	
Atacador de madera	Pza.	1.00	2.00	30	0.067	
Total herramientas					1.117	1.04

5.- EQUIPO DE PERFORACION Y AFILADO:

Descripción	P.U. \$	Repuestos	V. Util	Costo \$ x Pie Perf.	Pies Perforad.	Costo \$ / Mt.
Máquina Perforadora	4,800	100%	90,000	0.11	136	
				0.11	136	13.54

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS	141.52	
Utilidad Y GG	10%	14.15
Inprevistos	3%	4.25
COSTO POR METRO LINEAL	159.92	

6.- MATERIALES VOLADURA:

Explosivos	Unidad	Tal.	Cant.	Precio \$	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Mt.
Dinamita 45% 7/8	Cartuchos	32	6.2	0.27	53.57	
Carmex	Pza.	34	1	0.64	21.76	
Mecha rapida	Mts	6.8	1	0.40	2.72	
Total Explosivos					78.05	72.85

COSTO POR METRO LINEAL	232.76
-------------------------------	---------------

Fuente: claboracion propia

ANEXO 11
CALCULO DE COSTOS CHIMENEAS
Incluye Puntal Avance SECCION 4' x 8'

Tipo de roca	SEMIDURO-DURO	
Nro Taladros	25 Tal.	
Longitud de barreno	4 Pies	
Eficiencia de perforación	92%	
Eficiencia de voladura	93%	
Avance por disparo	1.04 Mts.	T.C. S./ \$= 3

1.- MANO DE OBRA

Obreros	Horas	Tareas	Jorna S/.	Jorna \$	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Perforista	8	1	50.00	16.67	16.67	
Ayte Perforista	8	1	45.00	15.00	15.00	
				0.00	0.00	
Sub- total	16	2.00			31.67	
Leyes Sociales	98.24%				31.11	
Total Obreros					62.77	54.81

Costos fijos y GG	34.50
--------------------------	--------------

2.- MATERIALES PERFORACION

Barrenos	Cant.	Precio \$	V. Util	p-p.	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Barra Conica de 4 pies	1	93.58	1500	100.00	6.24	
Broca de 38 mm	1	23.5	500	100.00	4.70	
Total barrenos					10.94	9.55

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Manguera de 1/2"	Metros	30	1.6	150	0.32	
Manguera de 1"	Metros	30	3.65	120	0.91	
Aceite de perforación	Galones	0.21	9.07	1	1.89	
Total mangueras y accesorios					3.12	2.73

4.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Unidad	Unidad	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Protector	Pza.	2.00	12.85	360.00	0.07	
Guantes de Cuero	Par	2.00	4.37	20.00	0.44	
Correas portalamparas	Pza.	2.00	3.55	360.00	0.02	
Botas de jebe	Par	2.00	18.29	180.00	0.20	
Mameluco	Pza.	2.00	21.17	180.00	0.24	
Respiradores 3M	Pza.	2.00	22.57	180.00	0.25	
Filtro de respirador	Pza.	2.00	7.06	15.00	0.94	
Tapón de oídos	Par	2.00	3.00	120.00	0.05	
Ropa de jebe	Pza.	2.00	19.65	120.00	0.33	
Arnes	Pza.	2.00	39.50	270.00	0.29	
Línea de vida	Pza.	2.00	36.17	270.00	0.27	
Lampara de baterias KLM+cargad	Pza.	2.00	115.00	360.00	0.64	
Total Implementos de Seguridad					3.74	3.26

5.- HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Materiales	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Corvina	Pza.	1.00	28.79	360	0.080	
Azuela	Pza.	1.00	12.73	360	0.035	
Comba de 6 Lbs.	Pza.	1.00	8.48	360	0.024	
Llave Stylison 14"	Pza.	1.00	13.07	180	0.073	
Alambre de amarre	Kgr.	0.25	2.78	1	0.695	
Barretillas	Pza.	2.00	3.0	15	0.400	
Atacador de madera	Pza.	1.00	2.0	30	0.067	
Puntas	Pza.	2.00	1.80	10	0.360	
Total herramientas					1.733	1.51

6.- EQUIPO DE PERFORACION Y AFILADO:

Descripción	P.U. \$	Repuestos	V. Útil	Costo \$ x Pic Perf.	Pies Perforad.	Costo \$/ Mt.
Máquina Perforadora	4800	100%	90,000	0.11	100	
				0.11	100	10.23

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS			116.59
Utilidad	10%		11.66
Inprevistos	3%		3.50
COSTO POR METRO LINEAL			131.75

3.- MATERIALES VOLADURA:

Explosivos	Unidad	Tal.	Cant.	Precio \$	Costo \$ x Disp	Costo \$/ Mt.
Dinamita 45% 7/8	Cartuchos	18	5.1	0.27	24.79	
Carmex	Pza.	25	1	0.64	16.00	
Mecha rapida	Mts	7.5	1	0.40	3.00	
Total Explosivos					43.79	38.23

COSTO POR METRO LINEAL	169.98
-------------------------------	---------------

Fuente: elaboracion propia

ANEXO 12
COSTOS DE INSTALACION DE TOLVA AMERICANA COMPLETA

Rendimiento

1.00 Tolva

T.C. S/ / \$=

3

1.- **MANO DE OBRA**

Obreros	Cant.	Jorna S/.	Jorna \$		Costo \$ x Guardia	Costo \$ x Pza
Enmaderador	3	50.00	16.67		50.00	
Ayte Enmaderador	3	45.00	15.00		45.00	
Ayte (traslado)	0.25	40.00	13.33		3.33	
Sub- total	6.25				98.33	
Leves Sociales	98.24%				96.60	
Total Obreros					194.93	194.93

Costos fijos y GG

1.87

2.- **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Descripción		Cant.	P.U. \$	Vida Util	Costo \$ x Guardia	Costo \$ x Pza
Protector	Pza.	6.25	12.85	360.00	0.22	
Guantes de Cuero	Par	6.25	4.37	20.00	1.36	
Correas portalamparas	Pza.	6.25	3.55	360.00	0.06	
Botas de jebe	Par	6.25	18.29	180.00	0.64	
Mameluco	Pza.	6.25	21.17	180.00	0.73	
Respiradores 3M	Pza.	6.25	22.57	180.00	0.78	
Filtro de respirador	Pza.	6.25	7.06	15.00	2.94	
Tapón de oídos	Par	6.25	3.00	120.00	0.16	
Lampara de baterias MSA	Pza.	2.00	115.00	360.00	0.64	
Total Implementos de Seguridad					7.54	7.54

3.- **HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES**

Materiales	Unidad	Cant.	P.U. \$	Vida Util	Costo \$ x Guardia	Costo \$ x Pza
Corvina	Pza.	1.00	47.50	300	0.158	
Azueta	Pza.	1.00	14.00	300	0.047	
Comba de 8 Lbs.	Pza.	1.00	14.00	300	0.047	
Puntas	Pza.	1.00	2.00	2	1.000	
Formon	Pza.	1.00	2.78	30	0.093	
Flexómetro	Pza.	1.00	3.33	20	0.167	
Total herramientas					1.511	1.51

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS

205.85

Utilidad 10%

20.59

COSTO POR TOLVA AMERICANA

226.44

Fuente: elaboracion propia

ANEXO 13
CALCULO DE COSTOS INSTALACION SPLIT SET CON MALLA
5 pies

Nro Taladros 15 Tal.
Longitud de barreno 5 Pies

1.- **MANO DE OBRA**

Obreros	Horas	Tareas	Jorna S/.	Jorna \$	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Perforista	10	1.25	50.00	17.86	22.32	
Ayte Perforista	10	1.25	45.00	16.07	20.09	
Sub- total	20	2.50			42.41	
Leyes Sociales	98.24%				41.66	
Total Obreros					84.07	3.82

Costos fijos y GG	5.00	0.00	1.97
--------------------------	------	------	------

MATERIALES PERFORACION

2.-

Barrenos	Cant.	Precio \$	V. Util	p.p.	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Barra Conica de 5 pies	1	94.00	1800	75.00	3.92	
Broca de 38 mm	1	25.1	600	75.00	3.14	
Total barrenos					7.05	0.32

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Manguera de 1/2"	Metros	30	1.60	150	0.32	
Manguera de 1"	Metros	30	3.65	120	0.91	
Aceite de perforación	Galones	0.13	9.07	1	1.13	
Total mangueras y accesorios					2.37	0.11

MATERIALES PERFORACION

2.-

Barrenos	Cant.	Precio \$	V. Util	p.p.	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Barra Conica de 5 pies	1	94.00	1800	75.00	3.92	
Broca de 38 mm	1	25.1	600	75.00	3.14	
Total barrenos					7.05	0.32

Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Manguera de 1/2"	Metros	30	1.60	150	0.32	
Manguera de 1"	Metros	30	3.65	120	0.91	
Aceite de perforación	Galones	0.13	9.07	1	1.13	
Total mangueras y accesorios					2.37	0.11

HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

4.-

Materiales	Unidad	Cant.	Precio \$	V. Util	Costo \$ x Disp	Costo \$ / Pza
Adaptador	Pza.	1.00	90.00	100		0.900
Llave Stylison 14"	Pza.	1.00	13.07	180	0.073	
Alambre de amarre	Kgr.	0.25	1.46	1	0.365	
Barretillas	Pza.	2.00	3.00	15	0.400	
Total herramientas					0.838	0.94

EQUIPO DE PERFORACION Y AFILADO:

5.-

Descripción	P.U. S/.	Repuestos	V. Util	Costo \$ x Pie Perf.	Pies Perforad.	Costo \$ / Pza
Máquina Perforadora	4800	100%	90,000	0.11	75	
				0.11	75	0.36

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS	8.60
Utilidad + Inprevistos 13%	1.12
COSTO POR SPLIT SET CON MALLA	9.71

Fuente: elaboracion propia



ANEXO 14

PROYECTO: INCLINADO 340

UNIDAD: CHAPARRAL

COSTO DE AVANCES						%	
LABOR	SECCIÓN	METRADO (m)	COSTO UNITARIO (US\$/m)	COSTO (US\$)		74.84%	
Crucero 360	7'x7'	68.23	\$ 232.76	\$ 15,881.49	\$ 165,206.86	7.2%	
Dequinche cámara.			\$ 150.00	\$ 150.00		0.1%	
Crucero 369	9'x8'	24.36	\$ 232.76	\$ 5,670.13		2.6%	
Inclinado -30°	9'x8'	267.60	\$ 426.83	\$ 114,218.96		51.8%	
Tendido de riel	9'x8'	268.70	\$ 17.40	\$ 4,674.21		2.1%	
Chimenea 360 desmonte y mineral	4'x8'	10.20	\$ 169.98	\$ 3,467.60		1.6%	
Chimenea 316	4'x8'	10.2	\$ 169.98	\$ 1,733.80		0.8%	
Chimenea 276	4'x8'	10.2	\$ 169.98	\$ 1,733.80		0.8%	
Crucero 316	7'x7'	30.91	\$ 232.76	\$ 7,194.74		3.3%	
Crucero 276	7'x7'	26.09	\$ 232.76	\$ 6,072.81		2.8%	
Crucero 239	7'x7'	13.8	\$ 232.76	\$ 3,212.14		1.5%	
Tolvas Americanas		4	\$ 226.44	\$ 905.74		0.4%	
Colocación split set		30	\$ 9.71	\$ 291.44		0.1%	
MATERIALES						3.62%	
DESIGNACIÓN	DESCRIPCIÓN	PARA TOLVA	CANTIDAD DES	COSTO UNITARIO (US\$)	COSTO (US\$)		
Inclinado -30°	Riel		90.00	\$ 18.00	\$ 1,620.00	0.7%	
	Durmiente		305	\$ 3.18	\$ 971.12	0.4%	
	Eclisas		180	\$ 2.17	\$ 389.70	0.2%	
	Clavos		1616	\$ 2.02	\$ 3,257.39	1.5%	
	Solera		89	\$ 2.05	\$ 182.45	0.1%	
	Pernos		360	\$ 0.43	\$ 155.70	0.1%	
cruceros	Riel		55.00	\$ 18.00	\$ 990.00	0.4%	
	Durmiente		193.00	\$ 3.18	\$ 175.12	0.1%	
	Eclisas		110.00	\$ 2.17	\$ 119.08	0.1%	
	Clavos		976.80	\$ 2.02	\$ 110.86	0.1%	
	Solera		29.00	\$ 2.05	\$ 112.75	0.1%	
	Pernos		110.00	\$ 0.43	\$ 23.79	0.0%	
Tolvas Americanas	puntales 8'x3m	9	4	\$ 27.97	\$ 1,006.78	0.5%	
	tablas 2" X 8" X 3m	8		\$ 21.19	\$ 677.96	0.3%	
entablado	puntales 7'x3m	2	2	\$ 28.61	\$ 114.44	0.1%	
	tablas 2" X 8" X 3m	8		\$ 10.17	\$ 162.71	0.1%	
EQUIPOS						20.46%	
DESCRIPCIÓN	UNI	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (US\$)	COSTO (US\$)			
Armado de plataforma de winche	Und.	1	\$ 1,500.00	\$ 1,500.00	\$ 45,080.00	0.7%	
Instalación del winche	Und.	1	\$ 500.00	\$ 500.00		0.2%	
Castillo + instalación	Und.	1	\$ 2,000.00	\$ 2,000.00		0.9%	
Winche+cable (318 m)	Und.	1	\$ 23,000.00	\$ 23,000.00		10.4%	
Carro	Und.	1	\$ 1,400.00	\$ 1,400.00		0.6%	
Ventilador 1000 cfm	Und.	1	\$ 9,000.00	\$ 9,000.00		4.1%	
Manga de ventilación 18" (tramo de	Und.	11	\$ 180.00	\$ 1,980.00		0.9%	
Rollo malla electro soldada (25m ²)	Und.	7	\$ 600.00	\$ 4,200.00		1.9%	
Pernos split set de 5 pies (incluye	Und.	30	\$ 6.00	\$ 180.00		0.1%	
Cable eléctrico de 220V	m	400	\$ 0.80	\$ 320.00		0.1%	
Cáncamos, alcatayas, varios	-	-	-	\$ 1,000.00		0.5%	
COSTO TOTAL						\$ 220,356.72	99.05%

Fuente: elaboración propia



ANEXO 15

COSTO DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

COSTO DE MANO DE OBRA				
LABOR	SECCIÓN	METRADO (m)	COSTO UNITARIO (US\$/m)	COSTO TOTAL (US\$)
GALERIAS	7'x8'	633.880	232.76	\$ 147,544.45
COLACION DE RIEL	7'x8'	633.880	8.44	\$ 5,352.35
PIQUE 4' x 8'	4'x8'	165	306.45	\$ 50,420.82
CHIMENEA 4' x 4'	4'x4'	435	151.91	\$ 66,021.64
SUBNIVEL EN PIQUE 3' x 5'	3'x5'	636	201.13	\$ 128,005.20
SUBTOTAL DE COSTO				\$ 397,344.46

LABOR	SECCIÓN	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (US\$/und)	COSTO TOTAL (US\$)
GALERIAS	Riel	1267.760	18.00	\$ 22,819.68
	Durmiente	705	3.184	\$ 2,245.71
	Eclisasa	211	2.17	\$ 457.45
	Clavos	2821	2.02	\$ 5,686.82
	Pernos	845	0.43	\$ 365.54
SUBTOTAL DE COSTO				\$ 31,575.20

COSTO DE MANO DE OBRA			
TRABAJO DE MADERA	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (US\$/und)	COSTO TOTAL (US\$)
Tolvas Americanas	15	\$ 226.44	\$ 3,396.54
Sorecuadros+enrejado en tajo	560	\$ 29.20	\$ 16,349.32
Puntales de linea para camino	113	\$ 29.20	\$ 3,299.06
Escalera+descanso	113	\$ 22.41	\$ 2,532.37
SUBTOTAL DE COSTO			\$ 25,577.29

MADERA	CANTIDAD DE MADERA		CANTIDAD	COSTO UNITARIO (US\$/und)	COSTO TOTAL (US\$)
Tolvas Americanas	Puntales 8'x3m	9	15	\$ 27.97	\$ 3,775.44
	Tablas 2" X 8" X 3m	8		\$ 21.19	\$ 2,542.37
Sorecuadros+enrejado en tajo	Puntales 7'x3m	2	560	\$ 28.61	\$ 32,043.13
	Carapa 3m	3		\$ 10.17	\$ 17,084.53
Puntales de linea para camino	Puntales 7'x3m	2	113	\$ 28.61	\$ 6,465.85
	Tablas 2" X 8" X 3m	3		\$ 21.19	\$ 7,182.19
Escalera+descanso	Escalera 2" X 3" X 4m	1	113	\$ 44.92	\$ 5,075.44
SUBTOTAL DE COSTO					\$ 74,168.94
Imprevistos			10%		\$ 52,866.59
TOTAL DE COSTO					\$ 581,532.48

Fuente: elaboracion propia

ANEXO 17

ANÁLISIS ECONOMICO PARA EL PROYECTO INCLINADO 340			
		Año 2016	Precio Au-\$/Oz
BALANCE METALURGICO	UND		1:150
TONELAJE	ton	39193.88	
Ley Au	gr/tm	14.9300	
Recup. Au	%	0.90	
VALORIZACIÓN DE LA RESERVA		(US\$)- \$ 19,474,128.31	\$/tn
			\$ 496.87
DETALLE POR CENTRO DE COSTOS			
DESARROLLO Y PREPARACIÓN		\$ 581,532.48	\$ 14.84
PRODUCCIÓN		\$ 802,047.57	\$ 37.72
TRANSPORTE DE MINERAL		\$ 783,877.60	\$ 20.00
EQUIPOS Y SUS MANTENIMIENTOS		\$ 138,358.00	\$ 3.53
COSTO TRATAMIENTO DE PLANTA		\$ 705,489.84	\$ 18.00
COSTO DEL PROYECTO INCLINADO 340		\$ 220,356.72	\$ 10.36
COSTO COMERCIALIZACION		\$ 313,551.04	\$ 8.00
AMORTIZACION		\$ 52,242.59	\$ 1.33
COSTO TOTAL		\$ 3,597,455.84	\$ 169.21
MARGEN OPERATIVO		\$ 15,876,672.47	\$ 746.76
IMPUESTO A LA RENTA (I.R=30%)		\$ 4,763,001.74	\$ 224.03
SUBTOTAL DE UTILIDAD		\$ 11,113,670.73	\$ 1,253.78

PRESTAMO	220356.72
PERIODO NO PAGO	4
PERIODO	6
TASA ANUAL	12%
TASA % MENSUAL	1%

MES	PRESTAMO	SALDO	AMORTIZACION	INTERES	CUOTA
0	\$ 220,356.72	\$ 229,304.09			
1		\$ 192,031.08	\$ 37,273.00	\$ 2,293.04	\$ 39,566.05
2		\$ 154,385.35	\$ 37,645.73	\$ 1,920.31	\$ 39,566.05
3		\$ 116,363.15	\$ 38,022.19	\$ 1,543.85	\$ 39,566.05
4		\$ 77,960.74	\$ 38,402.41	\$ 1,163.63	\$ 39,566.05
5		\$ 39,174.30	\$ 38,786.44	\$ 779.61	\$ 39,566.05
6		\$ 0.00	\$ 39,174.30	\$ 391.74	\$ 39,566.05

Fuente: elaboracion propia

ANEXO 18

Calculo de esponjamiento.

Sección 2.1 x 2.1 perforación con 5 pies cuyo avance alcanzada por cada disparo es de 1.35 metros.

$$\text{volumen insitu} = 2.1 \times 2.1 \times 1.35 \text{m}^3$$

$$\text{volumen insitu} = 5.95 \text{ m}^3$$

Después de cada disparo cuyo reporte del personal de limpieza, es de 9 carros de desmonte, factor de llenado 99% casi al ras de la tolva.

Cuyo volumen alcanzado es de:

$$\text{volumen roto} = 9 \text{ carros} * 1 * 0.99 \text{m}^3 / \text{carro}$$

$$\text{volumen roto} = 8.91 \text{m}^3$$

Con estos datos determinamos el esponjamiento.

$$\text{esponjamiento} = \frac{\text{volumen roto} - \text{volumen insitu}}{\text{volumen insitu}}$$

$$\text{esponjamiento} = \frac{8.91 \text{m}^3 - 5.95 \text{m}^3}{5.95 \text{ m}^3}$$

$$\text{esponjamiento} = 0.4974 = 49.74\%$$

$$\text{esponjamiento} = 50\%$$

ANEXO N° 19

Calculo de la densidad.

La densidad (ρ) es como la masa (M) por unidad de volumen (V), y se expresa en kg/m^3 : $\rho = M / V$ Conocida la masa y el volumen de una muestra de la roca monzonitica se determina de forma inmediata su densidad. Para pesar una muestra de roca antes será eliminar la humedad, que tiene en la estufa, y luego determinar el volumen de muestra por el principio de Arquímedes. Cuyos datos obtenidos durante las pruebas son:

masa	29.4	Gr
volumen	12	Cm3

Reemplazando en la formula se tiene

$$\rho = \frac{29.4 \text{ gr}}{12 \text{ cm}^3}$$

$$\rho = 2.45 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$$

$$\rho = 2.45 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} * 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$\rho = 24 \frac{\text{kN}}{\text{m}^3}$$

ANEXO 20

Díametro del hilo.

$$dr = dc + da + da/t$$

Donde:

dr = diámetro real del cable 16 mm.

dc : diámetro aparente del cable.

da : diámetro del alma. $10\%dc$

da/t : diámetro alma en por torones $5\%dc$.

$$dr = dc + 5\%dc + 10\%dc$$

$$16\text{mm} = 1.15 dc$$

$$dc = 13.91\text{mm}$$

Sección aparente del cable

$$Sc = \frac{\pi * dc^2}{4}$$

$$Sc = \frac{\pi * 13.91^2}{4}$$

$$Sc = 151.97 \text{ mm}^2$$

Diámetro del cable.

$$dh = \sqrt{\frac{4 * Sc}{\pi}}$$

$$dh = \sqrt{\frac{4 * 151.97\text{mm}^2}{\pi * 6 \frac{\text{torones}}{\text{cable}} * 19 \frac{\text{hilos}}{\text{toron}}}}$$

$$dh = \sqrt{\frac{4 * 151.97\text{mm}^2}{\pi * 6 \frac{\text{torones}}{\text{cable}} * 19 \frac{\text{hilos}}{\text{toron}}}}$$

$$dh = 1.3 \text{ mm}$$

ANEXO 20

Diametro del hilo.

$$dr = dc + da + da/t$$

Donde:

dr = diámetro real del cable 16 mm.

dc : diámetro aparente del cable.

da : diámetro del alma. $10\%dc$

da/t : diámetro alma en por torones $5\%dc$.

$$dr = dc + 5\%dc + 10\%dc$$

$$16\text{mm} = 1.15 dc$$

$$dc = 13.91\text{mm}$$

Sección aparente del cable

$$Sc = \frac{\pi * dc^2}{4}$$

$$Sc = \frac{\pi * 13.91^2}{4}$$

$$Sc = 151.97 \text{ mm}^2$$

Diámetro del cable.

$$dh = \sqrt{\frac{4 * Sc}{\pi}}$$

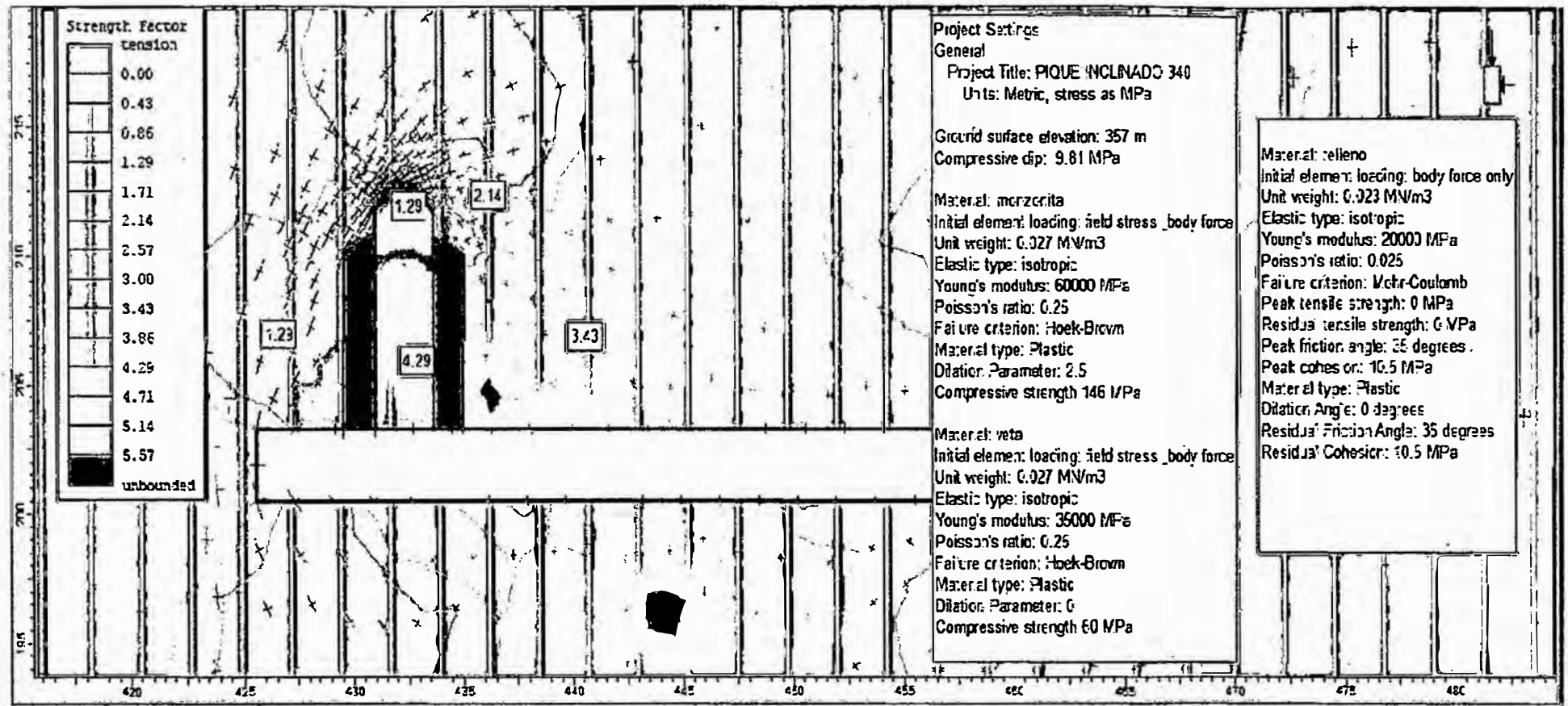
$$dh = \sqrt{\frac{4 * 151.97\text{mm}^2}{\pi * 6 \frac{\text{torones}}{\text{cable}} * 19 \frac{\text{hilos}}{\text{toron}}}}$$

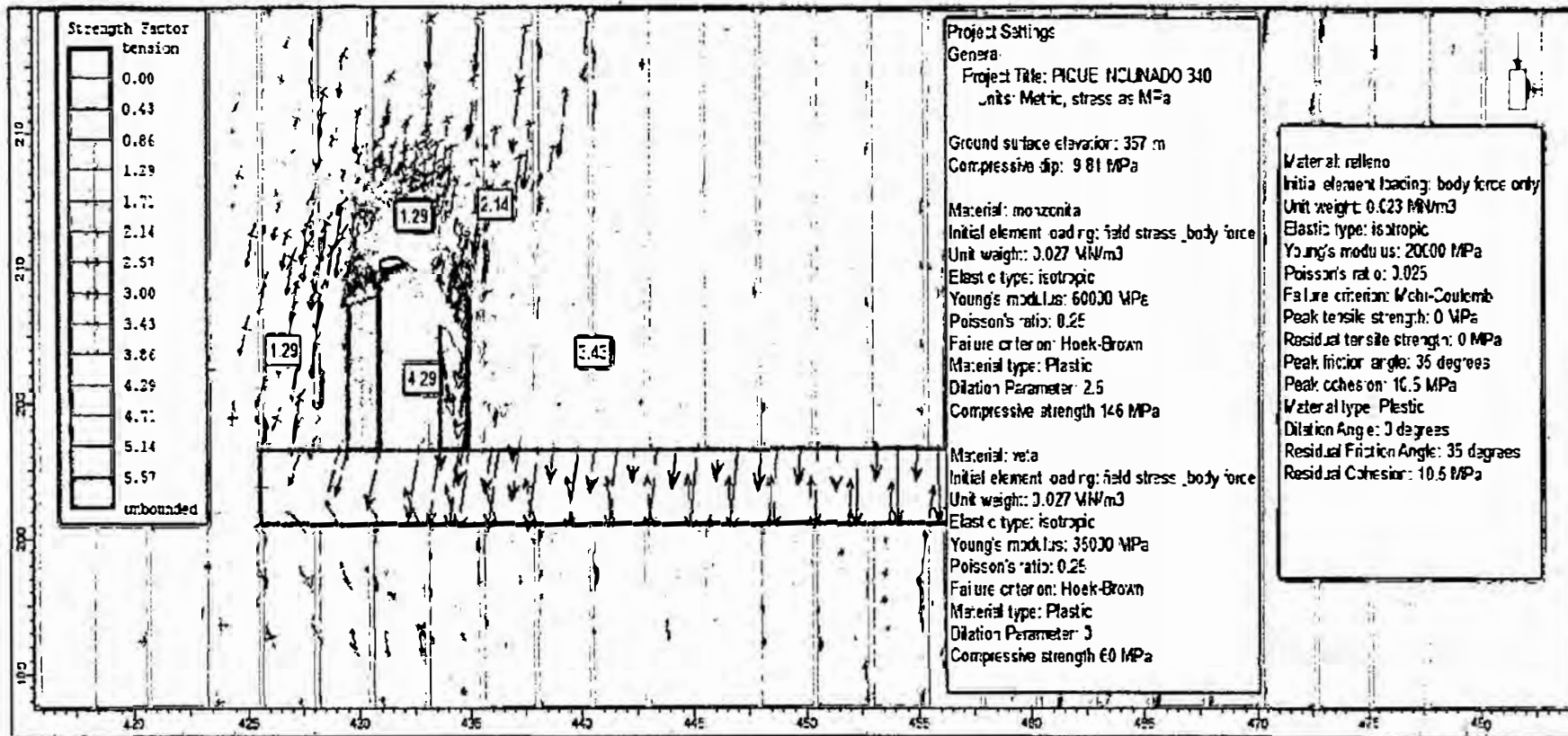
$$dh = \sqrt{\frac{4 * 151.97\text{mm}^2}{\pi * 6 \frac{\text{torones}}{\text{cable}} * 19 \frac{\text{hilos}}{\text{toron}}}}$$

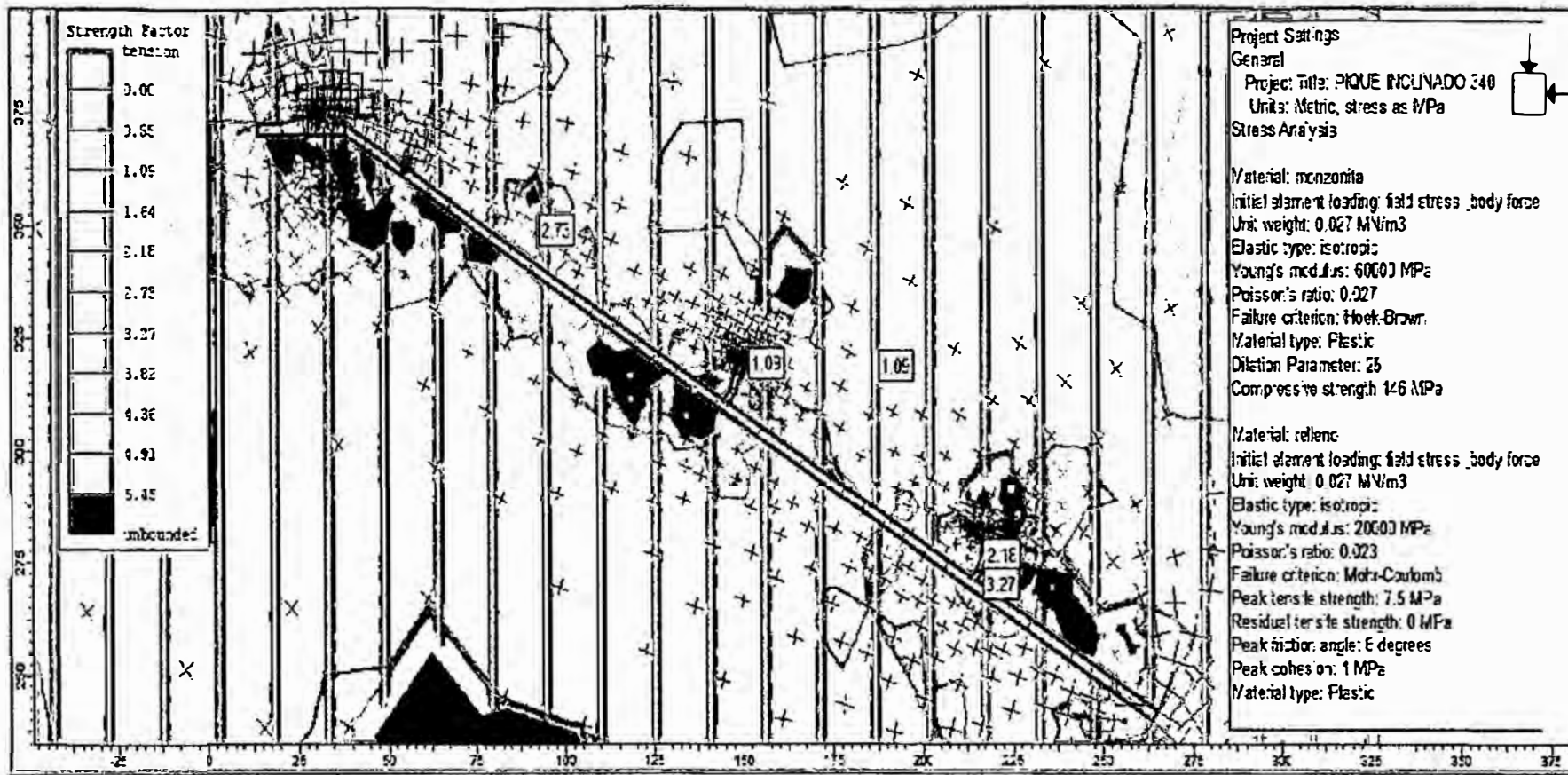
$$dh = 1.3 \text{ mm}$$

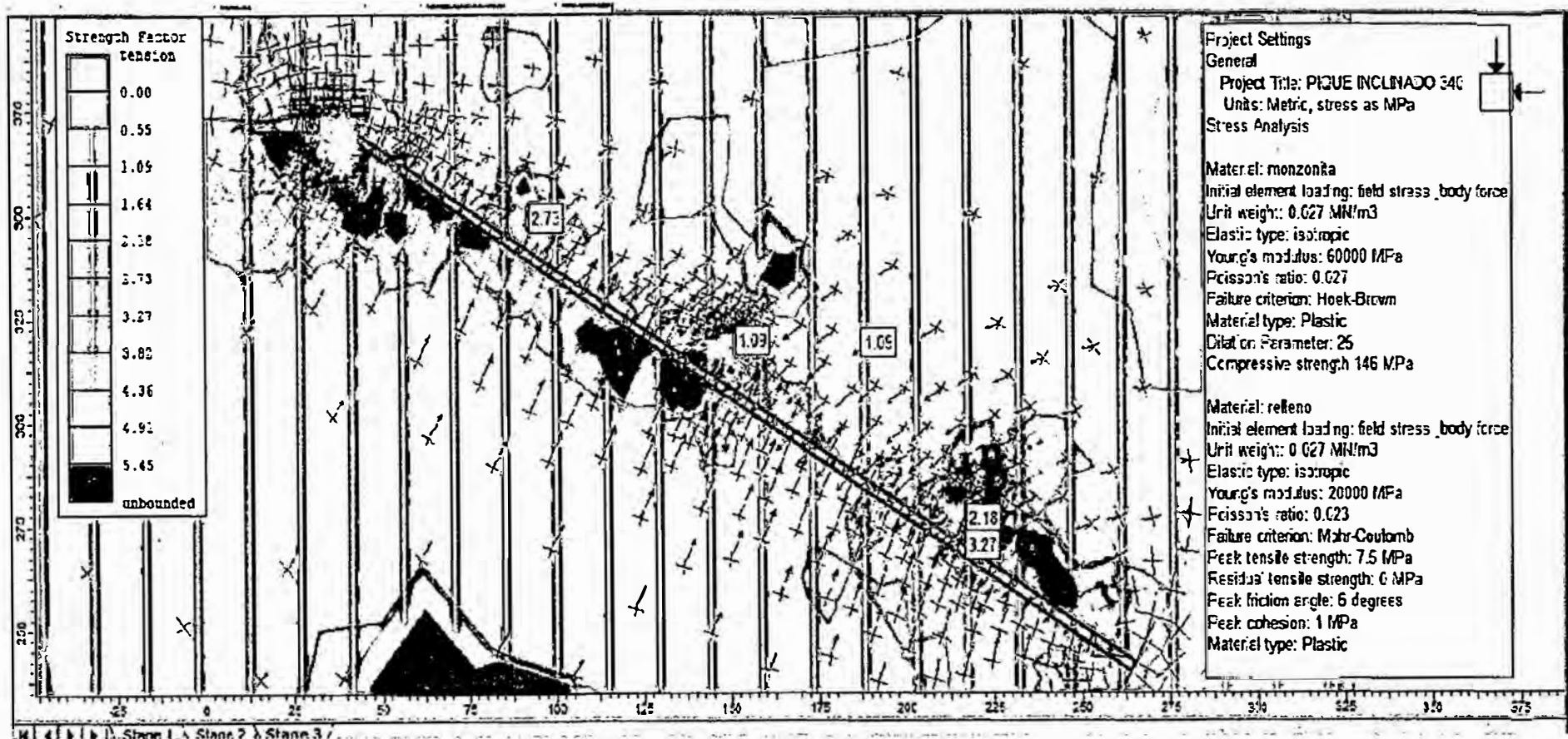
ANEXO 21

Análisis de factor de seguridad en esfuerzos al contorno de la excavación en Rocscience Phase2.



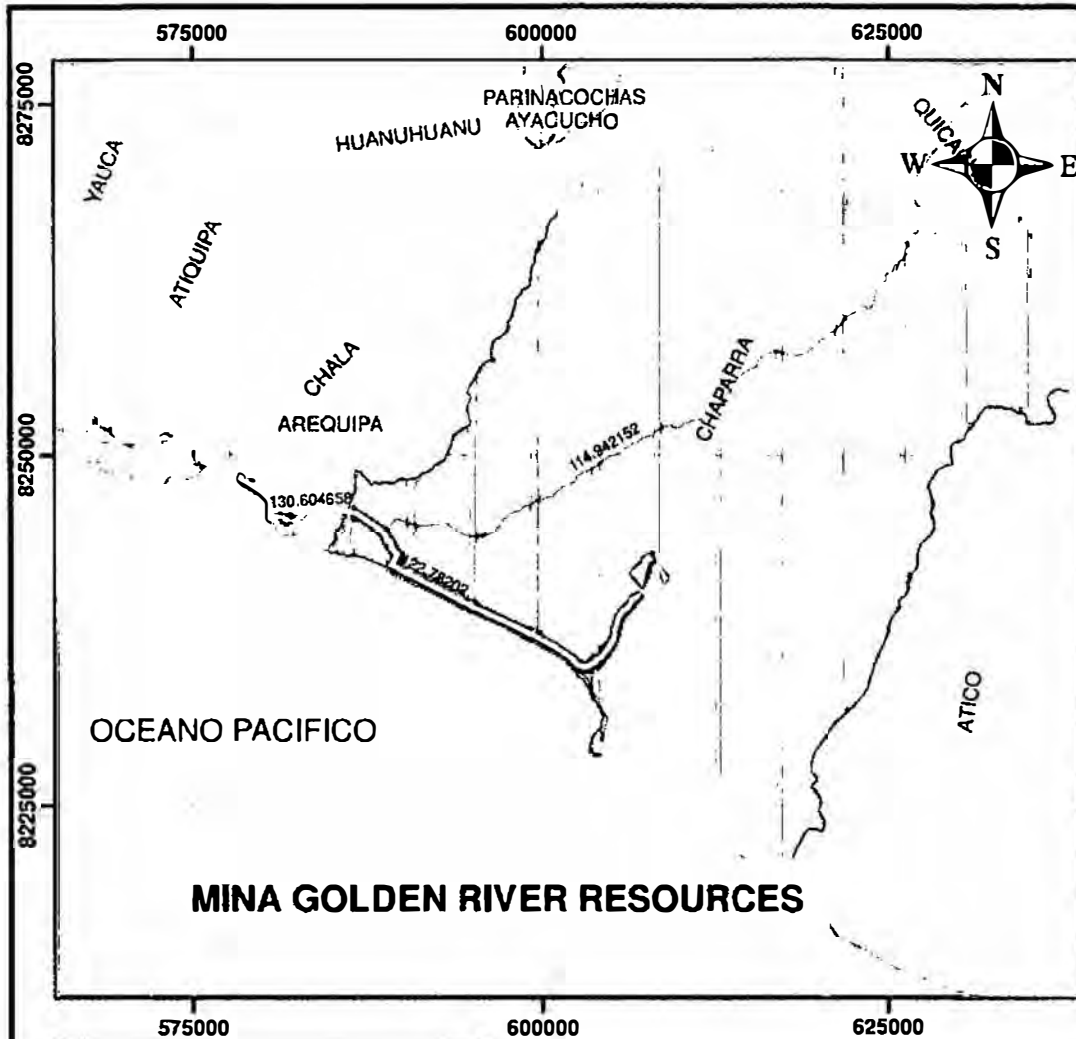






PLANOS



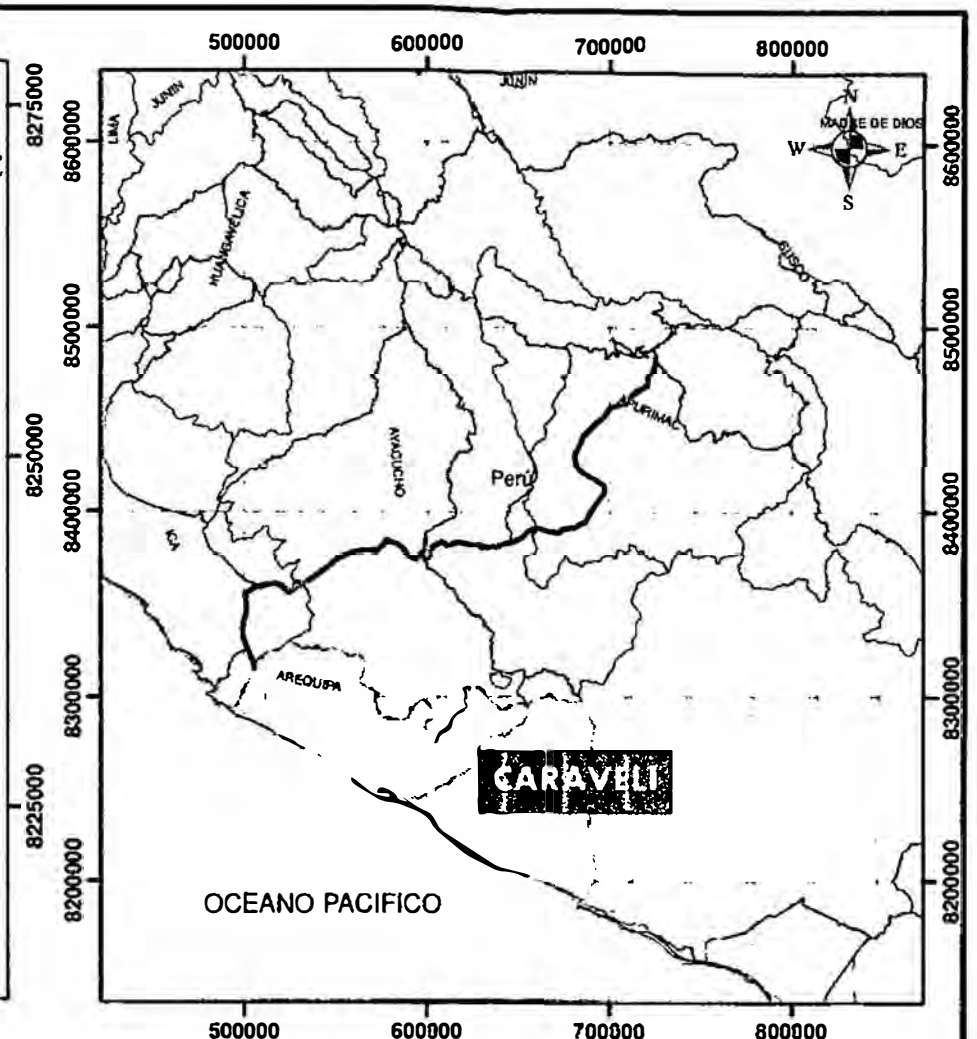


MINA GOLDEN RIVER RESOURCES

ESC: 1/1000000

LEYENDA

- RED VIAL NACIONAL
- RED VIAL RURAL
- VIA ABANCAY-CHALA



ESC: 1/4000000

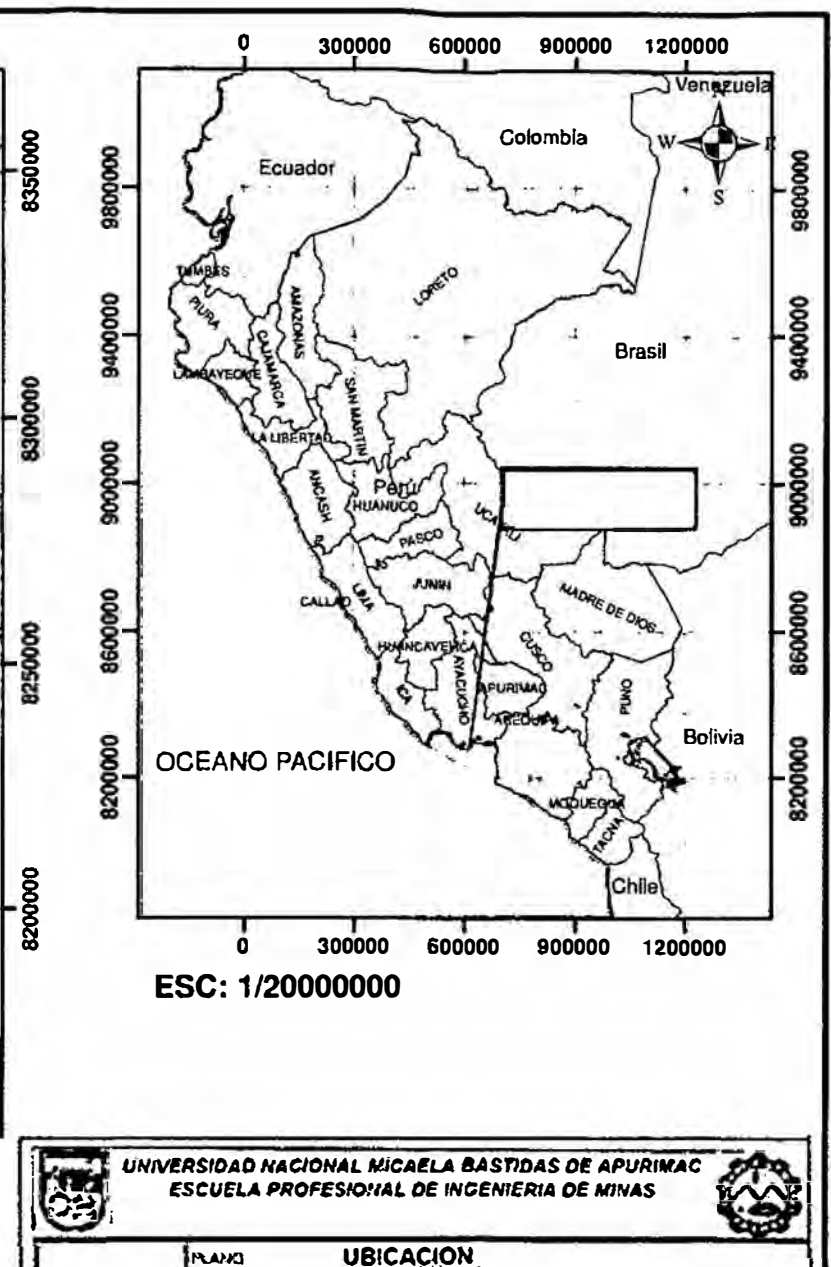
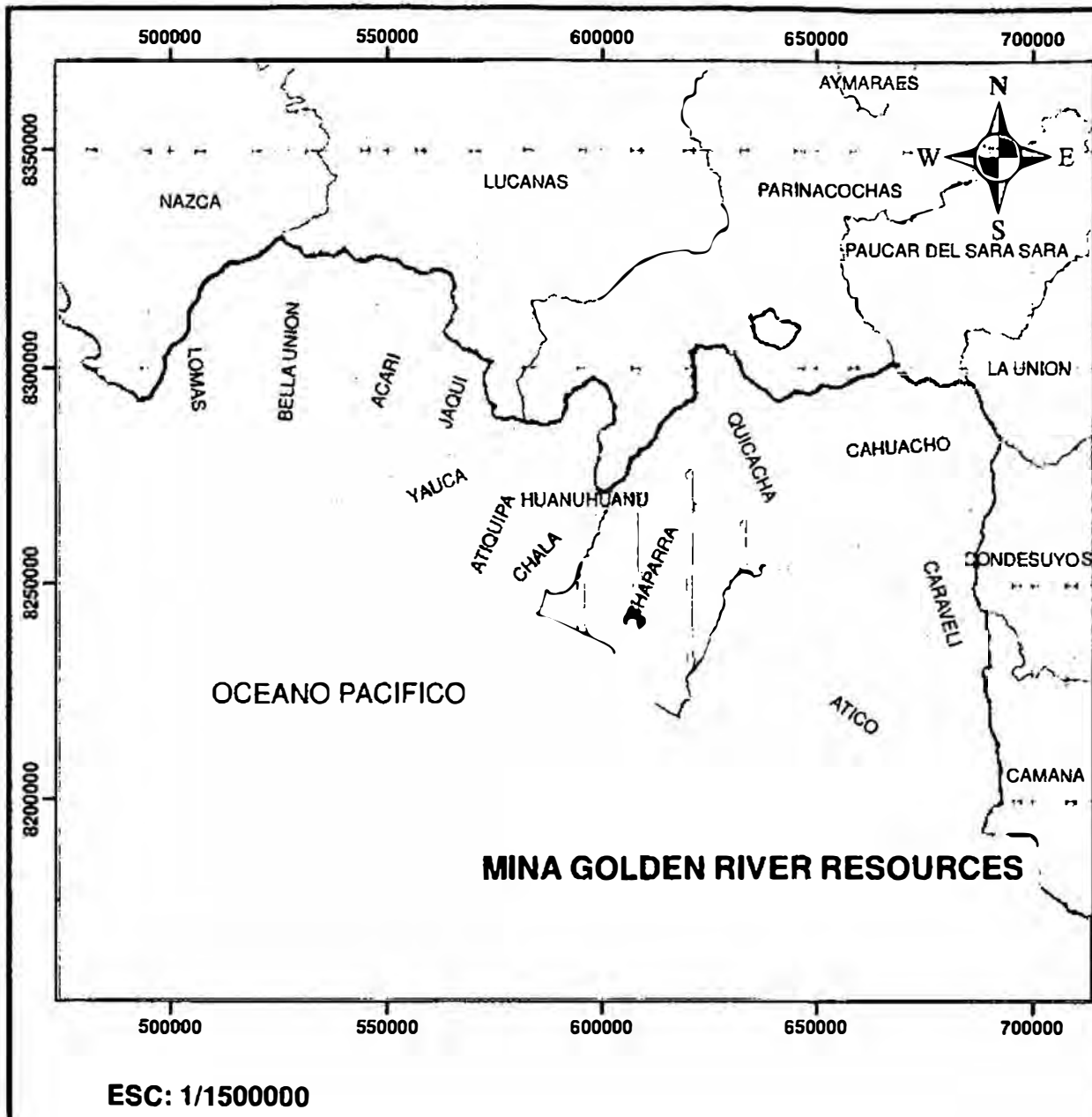




UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



PLANO: ACCESIBILIDAD






UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS


PLANO UBICACION

