

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS



T E S I S

**Optimización de los costos operativos de perforación y voladura
en la mina Animón – empresa contratista IESA S.A.**

**Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

Autor:

Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO

Asesor:

Ing. Zenteno Gómez FLORO PAGEL

Cerro de Pasco – Perú - 2023

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS



T E S I S

**Optimización de los costos operativos de perforación y voladura
en la mina Animón – empresa contratista IESA S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE

Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
MIEMBRO

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ
MIEMBRO

DEDICATORIA

Este trabajo va dedicado en principio, a Dios por darnos la vida y fortaleza, por permitirnos seguir obrando con bien en este arduo camino que es la ingeniería y poder culminar este proyecto de investigación; a las personas que hicieron posible nuestra formación académica y desarrollo profesional, acompañándonos a lo largo de todo este tiempo, que ha sido tan difícil y tan gratificante a la vez.

A mi familia y mi novia, por su apoyo incondicional, por haberme brindado siempre la confianza que es necesaria para lograr la profesión y poder culminar este ansiado propósito.

RECONOCIMIENTO

A la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión y a todos los maestros de la Facultad de Ingeniería de Minas, por brindarme sus enseñanzas, consejos y estímulo constante.

Del mismo modo agradecer a los directivos de la Mina Animón, por permitirme desarrollar la presente investigación, facilitándome la información y a mis compañeros de trabajo por sus aportes con los datos de campo.

A mis jurados revisores de la tesis por sus valiosos aportes en la conducción y conclusión del presente trabajo de investigación.

RESUMEN

En presente trabajo de investigación titulado “OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN – EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A.” tiene como objetivo mejorar los costos operativos de la perforación y voladura con un nuevo diseño de malla, para el cual se trabajó en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Mina Animón, donde se observa que los costos operativos son muy elevados a causa del mal diseño de malla de perforación que no se ajusta a las características del macizo rocoso, es por ello que se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de taladros teniendo como consecuencia la mala fragmentación y rotura de la roca afectando directamente en los costos operativos del ciclo de extracción de mineral y desmonte.

La malla anterior era de 39 taladros y en la nueva malla requiere de 34 taladros con una optimización en costo y tiempo, como resultado se obtuvo una disminución en el consumo de explosivos de 21.1 kg/disparo a 16.24 kg/disparo, así mismo, una reducción en los costos operativos por metro lineal de US\$ 369.98 a US\$ 355.20 con una diferencia de US\$ 14.78 que significa un ahorro en el desarrollo del avance lineal de la labor en 4%.

Palabras clave: Costos, Optimización, Perforación, Mina, Voladura.

ABSTRACT

This research paper entitled “OPTIMIZATION OF THE OPERATING COSTS OF DRILLING AND BLASTING IN THE ANIMÓN MINE – EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A.” aims to improve the operational costs of drilling and blasting with a new mesh design in the preparation work SN-100 of the Main Floor Ramp 3 of level 130 of the Animón Mine, where it is observed that the operating costs are very high due to the poor design of drilling mesh that does not conform to the characteristics of the Rocky massif, which is why a lot of explosive charges as used in the loading of drills, resulting in poor fragmentation and breakage of the rock, directly affecting the operating costs of the mineral extraction and disassembly cycle.

The previous mesh was 39 holes and the new mesh requires 34 holes with an optimization in cost and time, as a result a decrease in the consumption of explosives was obtained from 21.2 kg / shot to 16.25 kg / shot, likewise, a reduction in operating costs per linear meter from US \$ 369.98 to US \$ 355.20 with a difference of US \$ 14.78 which means a 28% saving and a 4% linear advance performance.

Keywords: Costs, Optimization, Drilling, Mine, Blasting.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación se realizó con el propósito de conocer ¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.?

Dentro del marco de los objetivos planteados, en el desarrollo de la tesis se desarrolla e interrelaciona los conceptos e investigaciones en cuatro capítulos:

En el capítulo 1 se presenta el problema a investigar en el cual se presenta la realidad a estudiar en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal de la Empresa Minera Chungar.

En el capítulo 2 se presenta el marco teórico el cual contempla los antecedentes de la investigación, las teorías relacionadas con la problemática así como la clasificación geomecánica del macizo rocoso, la Teoría de Holmberg, la Teoría de Anderson, el Marco Conceptual, la formulación de hipótesis y la definición conceptual y operacional de las variables.

En el capítulo 3 se presenta metodología de la investigación referente al estudio de la población total que se encuentra constituido por las labores de perforación y voladura de la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. en donde la muestra es la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

En el capítulo 4 se efectúa el análisis e interpretación de los resultados, se realiza la prueba de hipótesis usando el SPSS 20 mediante la prueba de normalidad, la prueba de homogeneidad de las varianzas y la prueba T de muestras independientes.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE LAMINAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ABREVIATURAS	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación.....	2
1.3. Formulación del problema	57
1.3.1.Problema General	57
1.3.2.Problemas Específicos	57
1.4. Formulación de objetivos.....	57
1.4.1.Objetivo General.....	57
1.4.2.Objetivos Específicos	57
1.5. Justificación de la investigación	58
1.6. Limitaciones de la investigación.....	58

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio.....	60
2.2. Bases teóricas-científicas	65
2.3. Definición de términos básicos	82
2.4. Formulación de hipótesis	86
2.4.1.Hipótesis General	86

2.4.2. Hipótesis Específicas	86
2.5. Identificación de variables	86
2.5.1. Variable dependiente	87
2.5.2. Variables independientes	87
2.6. Definición Operacional de variables e indicadores.....	88

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación	90
3.2. Nivel de investigación.....	90
3.3. Métodos de investigación.....	91
3.4. Población Y Muestra.....	92
3.4.1. Población	92
3.4.2. Muestra	92
3.5. Operacionalización de variables	92
3.5.1. Variable independiente	92
3.5.2. Variable dependiente	93
3.6. Técnicas de recolección de datos	93
3.7. Instrumentos de recolección de datos	95
3.8. Técnicas de análisis e instrumentos	95

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	100
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	113
4.3. Prueba de hipótesis.....	117
4.4. Discusión de resultados.....	122

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE ANEXOS

	Página.
Anexo 1 Matriz de Consistencia.....	129
Anexo 2 Escala de Valores de la Labor SN-100 de la Mina Animón.....	131
Anexo 3 Tiempos de Perforación Antes de Obtener el Óptimo.....	132
Anexo 4 Panel fotográfico.....	133

ÍNDICE DE FIGURAS

	Página.
Figura 1 Distancia entre taladros	80
Figura 2 Aplicación de la Teoría de Holmberg sobre Distancia entre Taladros	97
Figura 3 Diseño de malla antes de la optimización	103
Figura 4 Diseño de malla optimizada	111
Figura 5 Prueba de Hipótesis.....	122
Figura 6 Comparación de Costos Antes y Después de la Optimización	123
Figura 7 Sistema de Sostenimiento en la Mina Animón	133
Figura 8 Planta de Relleno Hidráulico de la Mina Animón	133
Figura 9 Pique Esperanza	134
Figura 10 Planta Concentradora	134

ÍNDICE DE LAMINAS

	Página.
Lámina 1 Mapa de ubicación nacional - departamental	3
Lámina 2 Mapa de Localización	4
Lámina 3 Mapa de accesibilidad	5
Lámina 4 Imagen Satelital de la Operación Minera	7
Lámina 5 Geología Distrital	9
Lámina 6 Litología de Chungar	10
Lámina 7 Geología Local	13
Lámina 8 Columna Litoestratigráfica	14
Lámina 9 Geología Estructural	23
Lámina 10 Distribución de las Estructuras más Importantes de la Mina Animón	27
Lámina 11 Tipos de Mineralización en la Mina Animón	29
Lámina 12 Componentes de la Mina Animón	41
Lámina 13 Método de Corte y Relleno Ascendente – Mina Animón	44
Lámina 14 Diagrama de Procesos de Producción - Mina Animón	47
Lámina 15 Visualización de Preparación de Labores	50
Lámina 16 Proceso de Minado Corte y Relleno Ascendente – Mina Animón	55
Lámina 17 Esquemas de Sostenimiento según Tipo de Roca	56

ÍNDICE DE TABLAS

	Página.
Tabla 1 Vías Principales de Acceso a la Mina Animón	5
Tabla 2 Reservas Minerales de Chungar	36
Tabla 3 Recursos Minerales de Chungar	38
Tabla 4 Reservas Minerales de Animón	39
Tabla 5 Recursos Minerales Animón	39
Tabla 6 Recursos y Reservas Geológicas de la Mina Animón según Vetas	39
Tabla 7 Unidades Mineras de Volcan	40
Tabla 8 Características del Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.....	42
Tabla 9 Producción Mina Animón 2018	47
Tabla 10 Resistencia a la Compresión.....	69
Tabla 11 Valoración de la Resistencia a la Compresión	69
Tabla 12 Calidad de la Roca de Acuerdo con el RQD	70
Tabla 13 Espaciamiento/Valoración.....	70
Tabla 14 Agua Subterránea/Valoración	71
Tabla 15 Orientación de las Discontinuidades/Valorización	72
Tabla 16 Escala de Valores	73
Tabla 17 Orientación de las Discontinuidades	73
Tabla 18 Clasificación de Rocas según el Total de Valuación	74
Tabla 19 Clasificación RMR.....	74
Tabla 20 Factor de Ajuste por Orientación de las Discontinuidades	76
Tabla 21 Clasificación de Rocas Según el Total de Valuación.....	76
Tabla 22 Significado de la Clasificación del Macizo Rocoso	77
Tabla 23 Tipo de Sostenimiento en Función a las Características de la Roca	77
Tabla 24 Tiempos de Auto Sostenimiento por Tipo de Roca	77
Tabla 25 Índice de Calidad de Roca.....	78
Tabla 26 Características del Macizo Rocoso.....	79
Tabla 27 Cálculo de Sección y Burden	80
Tabla 28 Constante del Tipo de Roca “K”	82
Tabla 29 Variables e Indicadores	89
Tabla 30 Cuadro de Operacionalización de Variables	94

Tabla 31 Constante del Tipo de Roca “K”	99
Tabla 32 Resumen de Tiempos Antes de la Optimización.....	102
Tabla 33 Cantidad de Explosivos Antes de la Optimización	103
Tabla 34 Cuadro de Costos Antes de la Optimización.....	104
Tabla 35 Coeficiente del Tipo de Roca	106
Tabla 36 Resultados Obtenidos de la Perforación y Voladura	110
Tabla 37 Cantidad de Explosivo por Taladro Optimizado	110
Tabla 38 Cuadro de Costos Optimizado.....	111
Tabla 39 Distribución de Taladros Antes de la Optimización	114
Tabla 40 Distribución de Taladros Optimizado	115
Tabla 41 Carga Explosiva de la Malla de Perforación Antes de la Optimización	115
Tabla 42 Carga Explosiva de la Malla de Perforación Optimizada	116
Tabla 43 Comparación de la Perforación y Voladura con los Dos Sistemas	117
Tabla 44 Costos Unitarios con el Sistema Tradicional y el Sistema Optimizado	118
Tabla 45 Comparación de los Costos	122

ABREVIATURAS

ABREVIATURAS	SIGNIFICADO
DIGESA	La Dirección General de Salud Ambiental
GSM	Gerencia de Supervisión Minera
INEI	Instituto Nacional de Estadística e Informática
ISEM	Instituto de Seguridad Minera
MINEM	Ministerio de Energía y Minas
MINAM	Ministerio del Ambiente
MINSA	Ministerio de Salud
MTPE	Ministerio de trabajo y Promoción del Empleo
OEFA	Organismo de Evaluación y Fiscalización Ambiental
OSINERGMI	Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

La actualidad en este mundo demanda la ejecución de una minería moderna, con técnicas de vanguardia en la aplicación de nuevos estándares de explotación en las operaciones unitarias de perforación y voladura cuyo objetivo es exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura asegurando de esta manera el éxito de todo ciclo de minado.

El éxito se logra optimizando los costos de perforación y voladura y con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación.

La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos. Sumándose a ello un cambio y compromiso del personal por mejorar el desempeño de su trabajo.

En la Mina Animón de la Empresa Minera Chungar en el nivel 130 se viene desarrollando la labor de preparación SN-100 de 3.0 x 3.0 m y con una distancia de 150 m. con el fin de explotar la Veta Ramal Piso 3 Principal con una potencia de veta de 0.50 m con leyes de 5.14% Zn, 1.11% Pb, 0.12% Cu y 2.53 oz de Ag/TM siendo nuestro objetivo optimizar los costos de perforación y voladura.

1.2. Delimitación de la investigación

La investigación se desarrollará en la Mina Animón de la Empresa Minera Chungar. A continuación, se detalla los aspectos generales de la Mina.

Ubicación del Yacimiento

La Mina Animón es propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C. está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciario, y la zona presenta un clima frígido y seco típico de puna, la vegetación son pastos conocido como “ichus”; Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco, a una altura de 4,600 m.s.n.m. dentro de la hoja 23-K-Ondores. (Garrido, 2015)

Coordenadas UTM:

- Norte: 8'780,728
- Este: 344654

Coordenadas Geográficas:

- 76° 25' 30" de longitud de oeste.
- 11° 00' 26" de latitud sur.

Ver Lámina 1 y Lámina 2 de las páginas y .

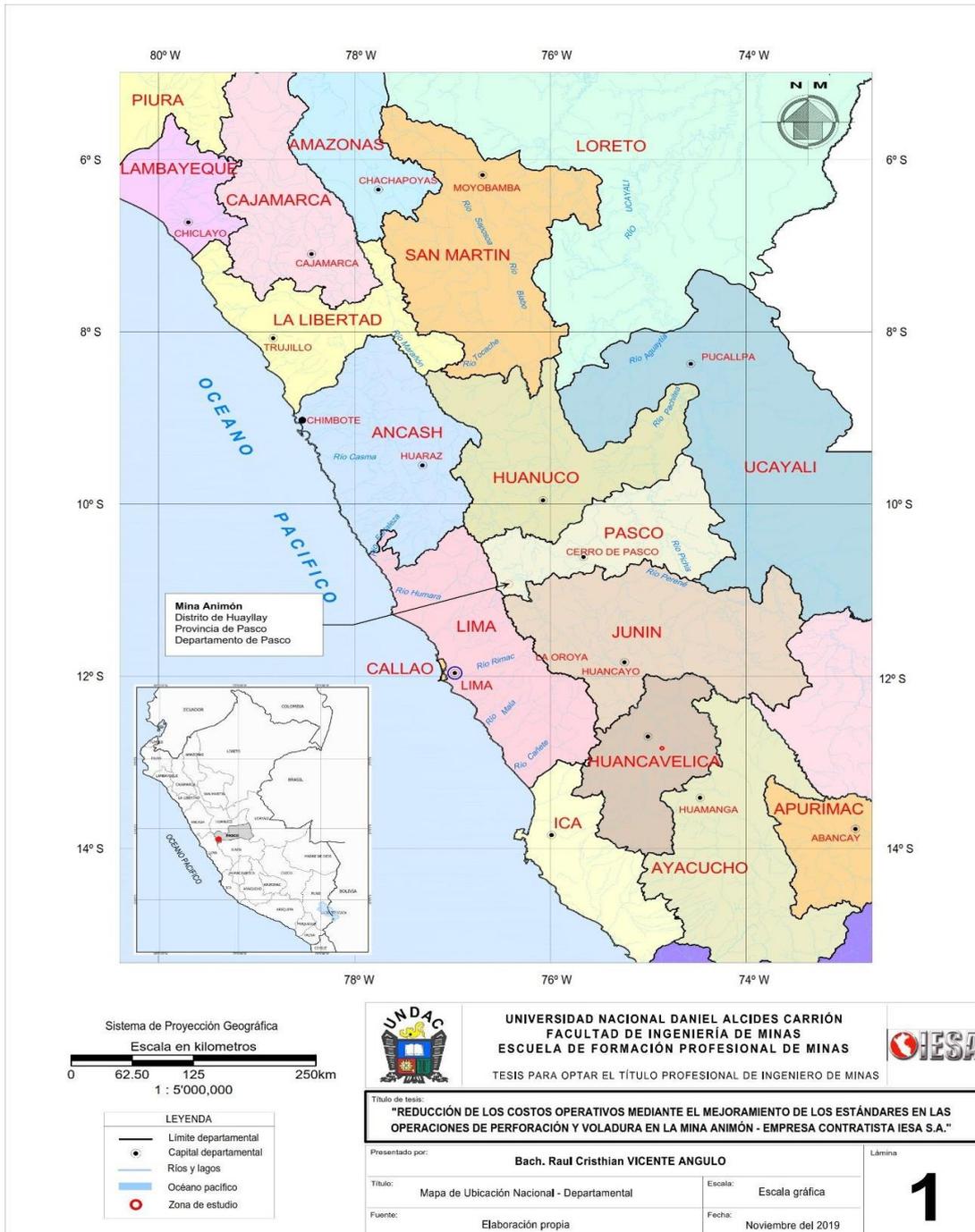
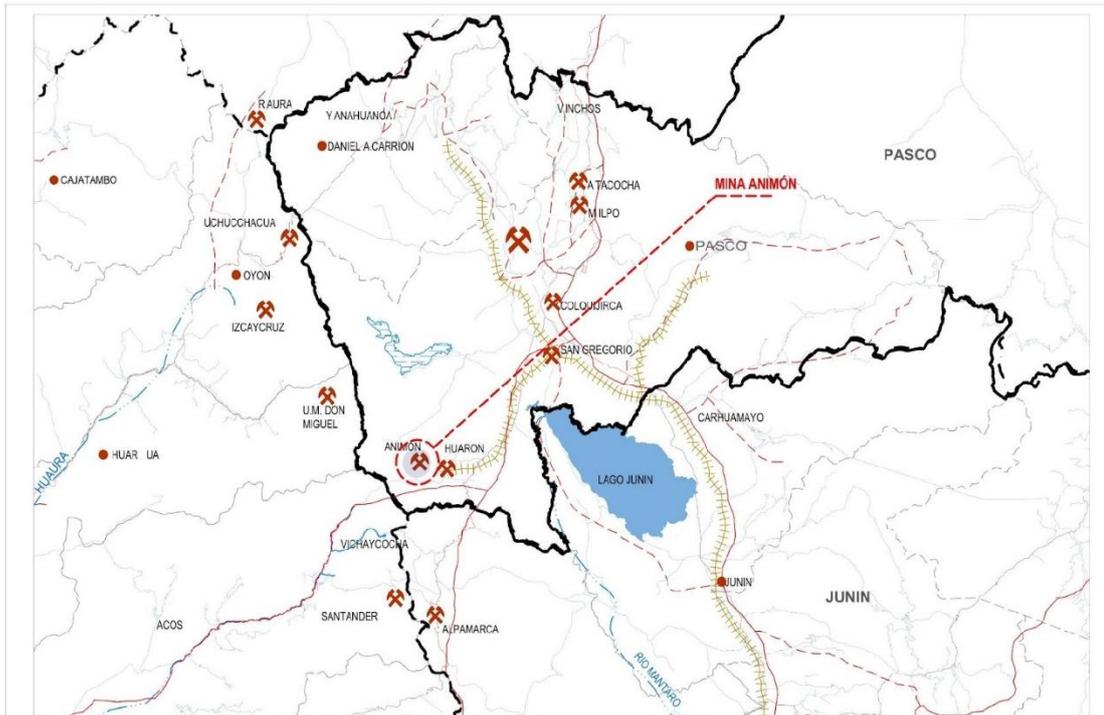


Lámina 1 Mapa de ubicación nacional - departamental



MAPA DE LOCALIZACIÓN MINA ANIMÓN



DEPARTAMENTO DE PASCO



PROVINCIA DE PASCO

LEYENDA

	Límite departamental		Ríos y lagos
	Límite provincial		Zona de estudio
	Límite distrital		Unidad Minera
	Vías		



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS



TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."

Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO		Lámina
Título:	Mapa de Localización	Escala:	s/e
Fuente:	Ministerio de Transportes y Comunicaciones	Fecha:	Noviembre del 2019

2

Lámina 2 Mapa de Localización

Clima y vegetación

La zona presenta un clima frígido y seco, típico de Puna, con temperaturas de: 3°- 4° Celsius bajo Cero, entre los meses de enero y marzo se presentan precipitaciones pluviales propias de la estación y el resto del año es seco con presencia de heladas entre abril – junio. (Chávez & Huamaní, 2018)

Relieve

Se halla ubicada dentro de la superficie Puna en un ambiente glaciario, con superficies suaves y altitudes sobre los 4200 m.s.n.m. la Mina Animón está ubicada a 4600 m.s.n.m. (Chavez Vasquez, 2018)

Regionalmente, el relieve que presenta es resultado del trabajo del hielo acumulado sobre los afloramientos geológicos, en algunos casos mostrando colinas de pendiente suave.

A pesar de su altitud por sobre los 4600 m.s.n.m. en esta zona y hasta la cordillera se extiende una vasta región, donde se alternan mesetas y llanuras. Su topografía se encuentra modificada por los numerosos cursos de agua que descienden en forma torrentosa durante épocas de lluvias, de las otras dando lugar a la formación de quebradas más o menos profundas que desembocan en las diversas lagunas que los circundan, como: Lacsacocha, Naticocha, Huaroncocha y Quimacocha.

Acción de las heladas, cambios de temperatura y otros agentes del intemperismo, causaron la fragmentación y desintegración de las rocas, encontrándose bloques y láminas en las cumbres y taludes de las elevaciones. (Fonseca, 2018)

La humedad relativa promedio varía entre 86% (en los meses de verano) y 83% (en los meses de invierno).

La precipitación pluviométrica anual media es igual a 1.250 mm. La evapotranspiración es equivalente a 1,000 mm/año.

Los vientos registran velocidades que varían entre 1.3 m/s a 1.6 m/s, predominando la dirección NE-SO. (Roldan, 2018)

Ver la imagen satelital de la operación minera que se muestra en la Lámina 4 de la página .

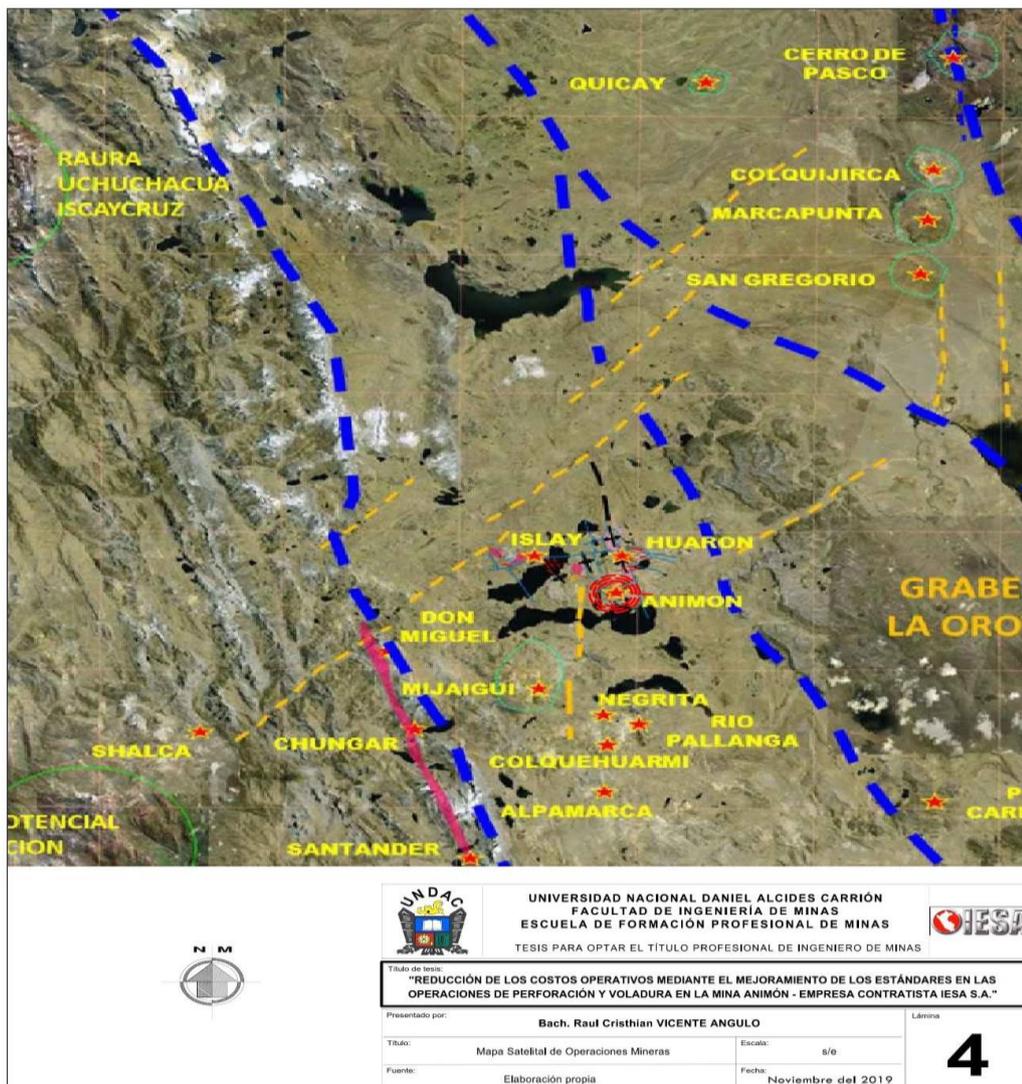


Lámina 4 Imagen Satelital de la Operación Minera

Geología

Geología Regional

Las Unidades lito-estratigráficas que afloran en la región minera de Animón están constituidos por rocas sedimentarias de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones intrusivos denominados hipabisales.

En la zona de Chungar está presente las “capas rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la cordillera occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros, datan al cretáceo superior y terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituidos por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudo estratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una seudo estratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan del cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la Mina Animón.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan del plioceno.

Completan el marco geológico-geomorfológico una posterior erosión glaciár en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glaciár la creación de grandes cantidades de lagunas. (Roldan, 2018)

Ver Lámina 5 y Lámina 6.

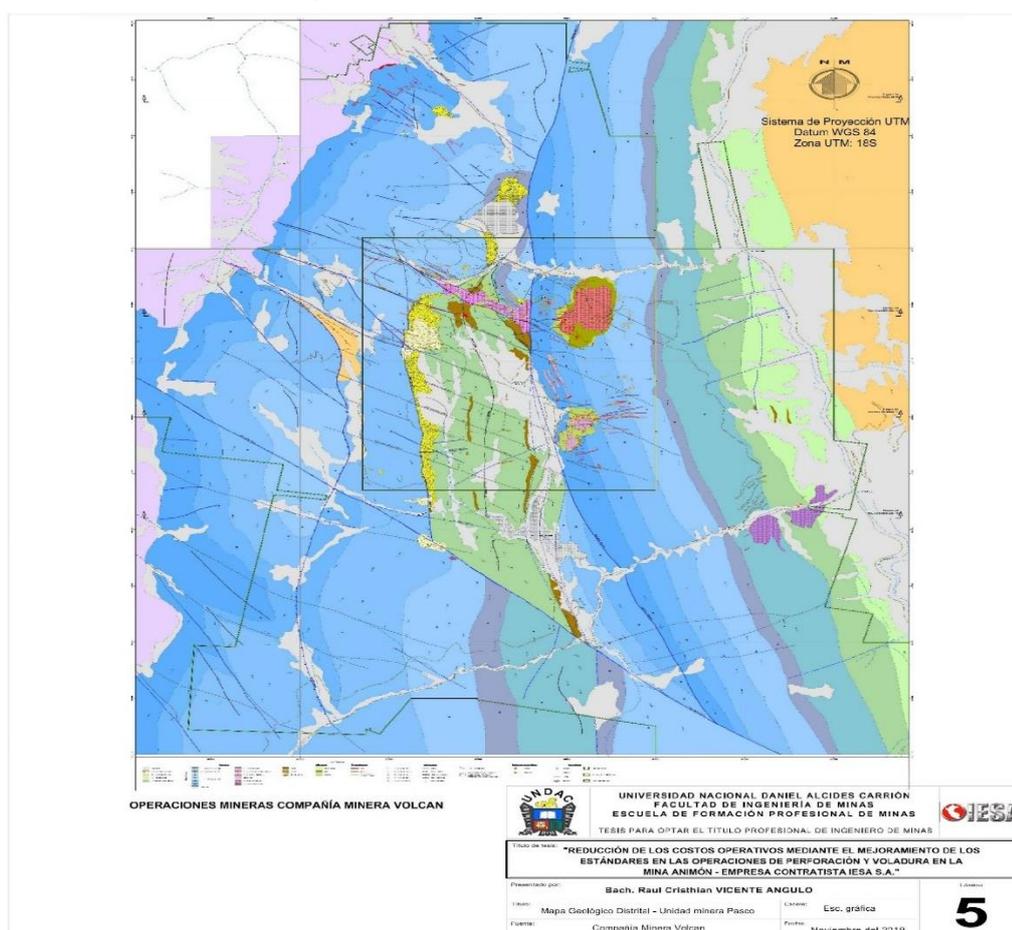
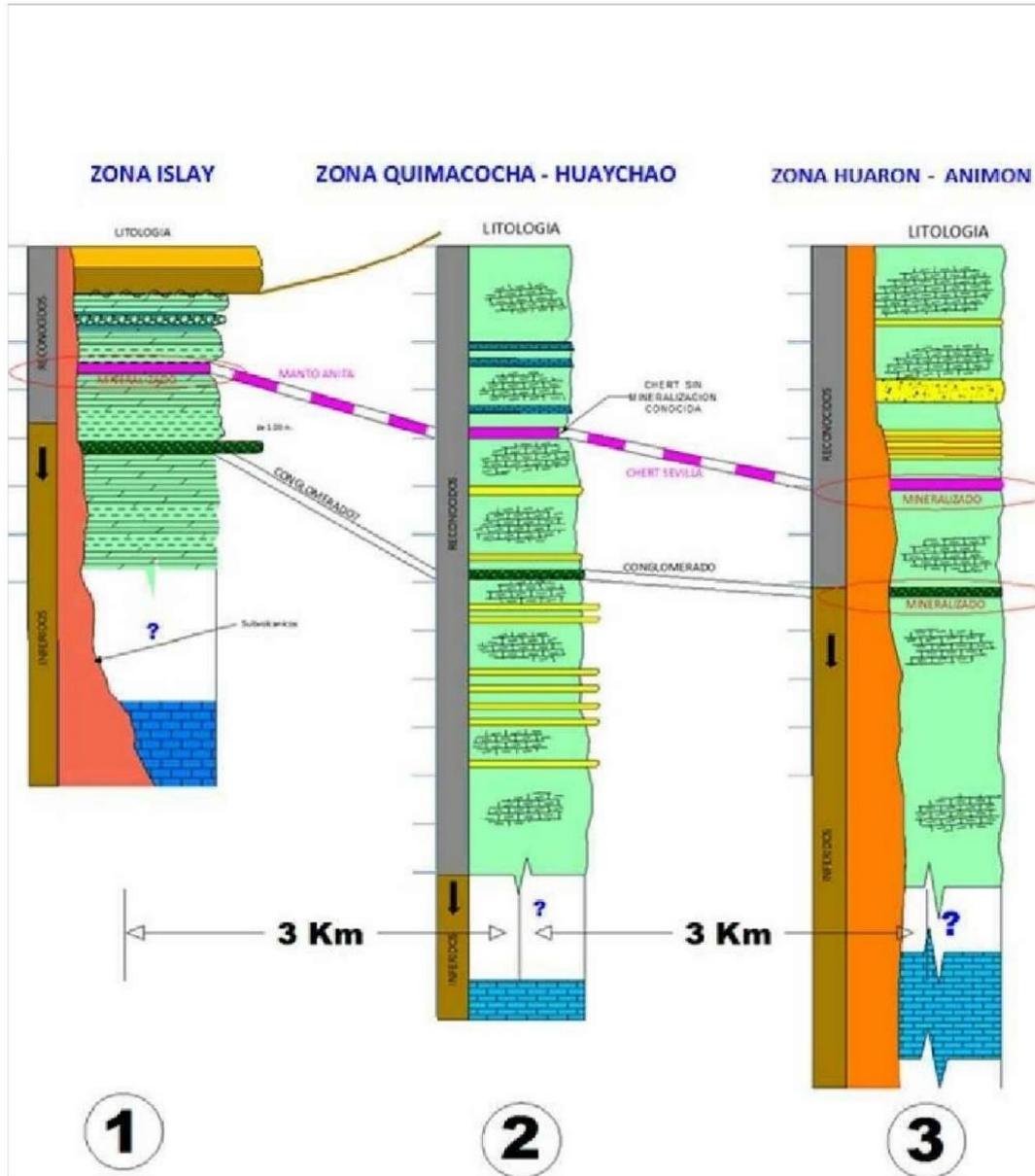


Lámina 5 Geología Distrital



	<p>UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS</p>		
	<p>TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS</p>		
<p>Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."</p>			
Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO		Lámina
Título:	Litología de Chungar	Escala:	s/e
Fuente:	Compañía Minera Volcan	Fecha:	Noviembre del 2019
			6

Lámina 6 Litología de Chungar

Geología Local

El yacimiento de la Mina Animón litológicamente está conformado por rocas sedimentarias que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte interior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la cordillera oriental de los Andes.

En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior.

Formación inferior

Está conformado por tres unidades:

Unidad inferior

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 metros.

Unidad media

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 metros.

Se distinguen los siguientes horizontes:

1. Horizonte base. - conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa

2. Horizonte central. - Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.
3. Horizonte techo. - “Metalotecto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

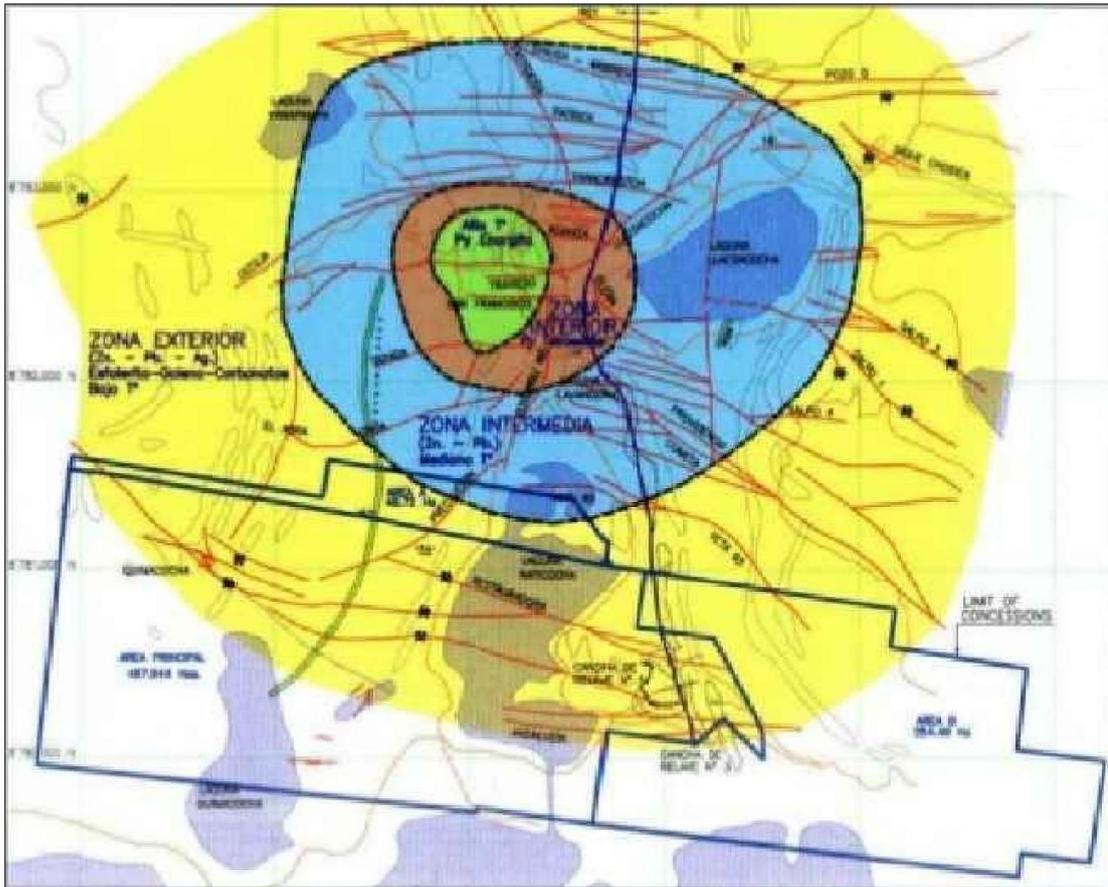
Unidad superior

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80m. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “redepositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros.

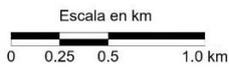
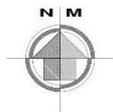
Formación superior

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “conglomerado San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros. El conglomerado San Pedro tiene un grosor de 20 a 50 metros, luego se tiene una alternancia de areniscas con detrítos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomeradicas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas. Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha. (Roldan, 2018)

Ver Lámina 7 y Lámina 8.



Mapa Geológico de Animón



Sistema de Proyección UTM
Datum WGS 84
Zona UTM: 18S

LEGEND
MINERAL ZONATION

- HIGH TEMPERATURE - Pyrite-Enargite
- INTERIOR ZONE - Pyrite-Tetrahedrite
- INTERMEDIATE ZONE - (Zn-Pb)
Medium Temperature
- EXTERIOR ZONE - (Zn-Pb-Ag)
Sphalerite-Galena-Carbonates
Lower Temperature



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS



TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Título de tesis:

"REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."

Presentado por:

Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO

Lámina

Título:

Mapa de Geología Local

Escala:

Escala gráfica

Fuente:

https://es.slideshare.net/vama_mining/mina-animon-pascocha

Fecha:

Noviembre del 2019

7

Lámina 7 Geología Local

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS										UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS				SUCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCAS INTRUSIVAS							
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	UNIDAD	COLUMNA	SIMBOLO	GROSOR mts.	LITOLOGÍA													
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	PALEOCENO	EOCENO	CALIPUY	CASA PALLCA	SUPERIOR	Kj-ca	550	Jm	Calizas masivas de colores claros.	550	Formación de los Andes	90									
										800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas.				63								
										40	Conglomerados Bernabé con clastos de caliza.												
										420	Areniscas calcareas y margas rojizas.												
										25	Chert calcáreo violáceo.												
	SUPERIOR	EOCENO	EOCENO	CALIPUY	CASA PALLCA	SUPERIOR	Kj-ca	550	300	Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas.	58												
									400	Conglom. heterolítico "San Pedro"													
									200	Margas limolíticas rojizas.													
									175	Calizas finas con chert irregular.													
									>50	Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y dz.													
INFERIOR	EOCENO	EOCENO	CALIPUY	CASA PALLCA	SUPERIOR	Kj-ca	550	Tm-Vca	1000	Volcanicos, piroclásticos, lavas de andesitas y dacitas porfíricas.	25	PUNTA	36										
								Ts-Fm-H	200	tobas ignimbritas riolitas y andesitas													
								Q-PI-mo	20	morrenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.													
								Q-Dep-R	10	Depósitos fluvioglaciares Limo-Arcilla-gravoso													
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	RECIENTE																				



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS



Título de tesis:
"REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."

Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO	Lámina	8	
Título:	Columna Litoestratigráfica	Escala:		s/e
Fuente:	Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico - INGEMMET Empresa Minera Chungar	Fecha:		Noviembre del 2019

Lámina 8 Columna Litoestratigráfica

Geología estructural

El yacimiento de la Mina Animón está constituido por una diversidad de estructuras geológicas, las cuales varían desde estructuras de dimensiones medianas como, por ejemplo, en anticlinal de Huarón, hasta elementos pequeños como un plano de estratificación en un fragmento de roca que pueda sostenerse en la mano. Las estructuras principales están compuestas por un conjunto de otras pequeñas, las cuales han sido formadas por los procesos de sedimentación, intrusión magmática, deriva continental, así como por el ascenso y descenso del nivel de la superficie terrestre hasta el emplazamiento actual.

Mina Animón está compuesto por rocas sedimentarias en estratos de distintos tipos de roca como marga gris, marga roja, areniscas, conglomerados y un intrusivo de cuarzo monzonita en la periferia. Las rocas sedimentarias se presentan en secuencias alternas y gradacionales observadas claramente en la superficie; estas rocas después de millones de años de sedimentación y con un movimiento ascendente del techo oceánico ha elevado al macizo, dando lugar a la formación de la cordillera y las características topográficas actuales; este movimiento ha provocado que las formaciones de roca sobresalgan en pliegues y anticlinales donde se encuentra emplazado la mineralización de Animón. Para un mejor detalle mencionaremos las distintas estructuras geológicas, su ocurrencia en la superficie y el grado de riesgo que demanda cada estructura:

Pliegues

Las estructuras plegadas que formaron el anticlinal de Huarón, se debió a la compresión dentro de la corteza terrestre generada por el movimiento lateral de los continentes. Los estratos en la zona de compresión se pliegan en forma de

estructuras corrugadas. Los plegamientos son provocados por esfuerzos muy fuertes.

Debido a la intensidad muy alta, las formaciones de roca se someten a esfuerzos superiores al límite elástico y se rompen. Este proceso ha generado en fallas geológicas transversales al plegamiento que han servido de vías para la mineralización de Animón. El plegamiento es una de las causas de las discontinuidades en las rocas. Un material plástico como la marga limo-arcilla puede ajustarse por sí mismo a las distorsiones que se originan durante el plegamiento, se expande en las crestas de los pliegues y se adelgazará como resultado de la compresión en los flancos.

Las rocas duras como los conglomerados, la marga roja y las areniscas tienen un comportamiento diferente, debido a que son cuerpos rígidos se fracturan, dando lugar a una gran cantidad de discontinuidades.

Los fragmentos de rocas rotas en forma natural muestran formas geométricas definidas: planas, rectangulares o romboédricas. Las estructuras de pliegues y fallas que se forman al mismo tiempo son las principales causas de las discontinuidades que estudian los ingenieros especializados en geotecnia.

El anticlinal en Chungar se presenta, con el eje de charnela en la laguna Naticocha con rumbo N-S, que coincide en el cerro cometa hacia el Norte y hacia el Sur se introduce en la laguna Huaroncocha.

La presencia de los flancos de este anticlinal es debido a rocas más competentes que han superado la erosión en la época glaciárica, en barrido de los fragmentos sueltos por la erosión glaciaria ha dejado una zona estable.

Por acción de esfuerzos compresivos Este-Oeste de la orogénesis andina, los sedimentos pre terciario y terciario han sido fuertemente plegados en

estructuras que se orientan en forma regional al N25°W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60° E que el occidental 35°- 42° W.

El plano axial se orienta al N 20°- 30° W y se inclina al Oeste.

El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el Este.

El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte Norte se hunde 15°- 20° al Norte y la parte 5° a 8° al Sur.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas; por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas pre-intrusivas.

Intrusiones de roca

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales pre-intrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo

lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 Km. y se orienta al N 25° W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km. Al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y pre-mineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento.

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85°-88° al oeste.

Los diques axiales transversales instruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E - W y N 85° W distribuidos en una zona de 300 metros de ancho. Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350 - 400 metros de longitud.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo.

Fallas geológicas

Cuando las rocas se pliegan por compresión o cuando se estiran por tensión pueden soportar una cierta cantidad de distorsión, pero finalmente se rompen. Las grietas producto de esta rotura en las rocas son las fallas geológicas. Las principales clases de fallas van desde muy grandes o hasta muy pequeñas del orden de milímetros (en este caso recibe el nombre de micro-falla). Las fallas están en estrecho vínculo con las fracturas principales debido al cual con

frecuencia son paralelas. En una falla ha tenido que haber rompimiento y desplazamiento, mientras que es una fractura o diaclasa no ha habido movimiento a través del plano de discontinuidad.

Todas las fallas causan desplazamiento de las capas y general material brechado con vacíos, que se les puede detectar con facilidad en el terreno. Por lo general, sólo las fallas menores son suaves con un plano de falla pulido y con estriaciones; la zona donde se ha producido el movimiento principal es a menudo una roca triturada que recibe el nombre de brecha de falla; dicha zona puede tener hasta muchos metros de ancho. Esta brecha de falla, fragmentada y triturada en la zona de falla, se meteoriza o altera con facilidad y contiene comúnmente muchos poros o espacios, los cuales se rellenan con agua durante la temporada de lluvias o con agua subterránea si la zona es profunda o con aguas termales. El agua en estas zonas de falla puede fluir con mucha rapidez debido a la alta permeabilidad de la roca triturada. Esto ha provocado muchos problemas en la mina cuando las labores subterráneas atraviesan estas zonas de falla. Las fallas provocan también desprendimientos o derrumbes de rocas en las labores subterráneas.

Las principales fallas observadas y mapeadas son de rumbo E-W, casi la mayoría de estas fallas han sido rellenos por soluciones mineralizantes, que conocemos como vetas y son las que se está explotando actualmente, son de distintas dimensiones en longitud y ancho. La mineralización ha permitido reforzar estas zonas de debilidad generando inclusive estructuras más competentes que la roca encajonante.

Las fallas geológicas principales se realizaron mediante dos familias pre-mineral: La familia o sistema transversal en dirección E -W y la familia o sistema longitudinal en la dirección N-S.

La primera familia se caracteriza por presentar 2 sistemas de discontinuidades que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70° - 80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fallas geológicas, entre las que se encuentran las fallas geológicas inversas mineralizadas como Andalucía, Principal, entre otros.

El segundo sistema que buza 80° - 90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen a las fallas geológicas entre los que se encuentran las discontinuidades inversas; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de discontinuidades inversas mineralizadas que buza 55° - 65° al Sur.

Las fallas geológicas post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con las fallas geológicas pre-minerales.

Buzamiento y rumbo de estratos

Es una de las estructuras geológicas fundamentales para rocas sedimentarias. Se define como el ángulo que forma con la horizontal; la dirección de esta pendiente con respecto al norte conocida como rumbo de los estratos. El echado, también llamado buzamiento, se mide con un clinómetro, el cual se coloca sobre el plano de estratificación de un afloramiento de roca dura; la medición es con la brújula de geólogo.

Para las rocas suaves, que no tienen una superficie dura sobre la cual apoyar el clinómetro, hemos utilizado el método de la alineación visual a cierta distancia, haciendo coincidir la orilla del instrumento con los planos de

estratificación. La línea que forma un ángulo recto con la máxima pendiente de la capa de roca se llama rumbo.

Parte central del yacimiento, lugar donde se encuentra la laguna Naticocha centro, el rumbo de los estratos tiene tendencia N-S y buzamiento sub horizontal.

El flanco Este del yacimiento tiene una secuencia de estratos de marga roja intercalados con marga gris y areniscas de grano fino, rumbo N25°W y buzamiento al E con ángulo variable según la secuencia de estratos.

El flanco oeste, farallón con estratos en rocas marga roja, areniscas y conglomerados en la parte superior, de rumbo N10°E y buzamiento variable hacia el W. El buzamiento de los estratos contra el talud de los farallones hace que estos sean estables.

Diaclasas.

Las diaclasas son discontinuidades o planos de debilidad en las rocas duras; también se pueden encontrar en rocas suaves muy comprimidas como en las arcillas, margas y lutitas.

Estos planos generan, comúnmente modelos geométricos regulares, de tal manera que cuando la roca se rompe en el frente, los fragmentos producen formas distintas que pueden ser: rectangulares, prismas con sección triangular, romboédricas y piramidales. La diferencia entre una diaclasa y una falla es que en la primera no ha habido movimiento a lo largo del plano de debilidad.

Cuando las rocas se someten a esfuerzos se generan modelos o sistemas de fracturas y, finalmente, ocurre algún movimiento a lo largo de las mismas dando origen a una falla. El proceso es similar a lo que sucede cuando los metales se someten a esfuerzos superiores al límite elástico. Las diaclasas aparecen generalmente en grupos denominados sistemas o familias

Se pueden producir en las zonas adyacentes a la línea de charnela (línea donde se produce el cambio direccional) de los pliegues cuando los estratos son quebradizos. La persistencia del diaclasamiento principal guarda paralelismo con las fallas geológicas de rumbo E-W; se cuenta con tres sistemas principales y hasta dos aleatorias. (Roldan, 2018)

Ver Lámina 9 de la página .

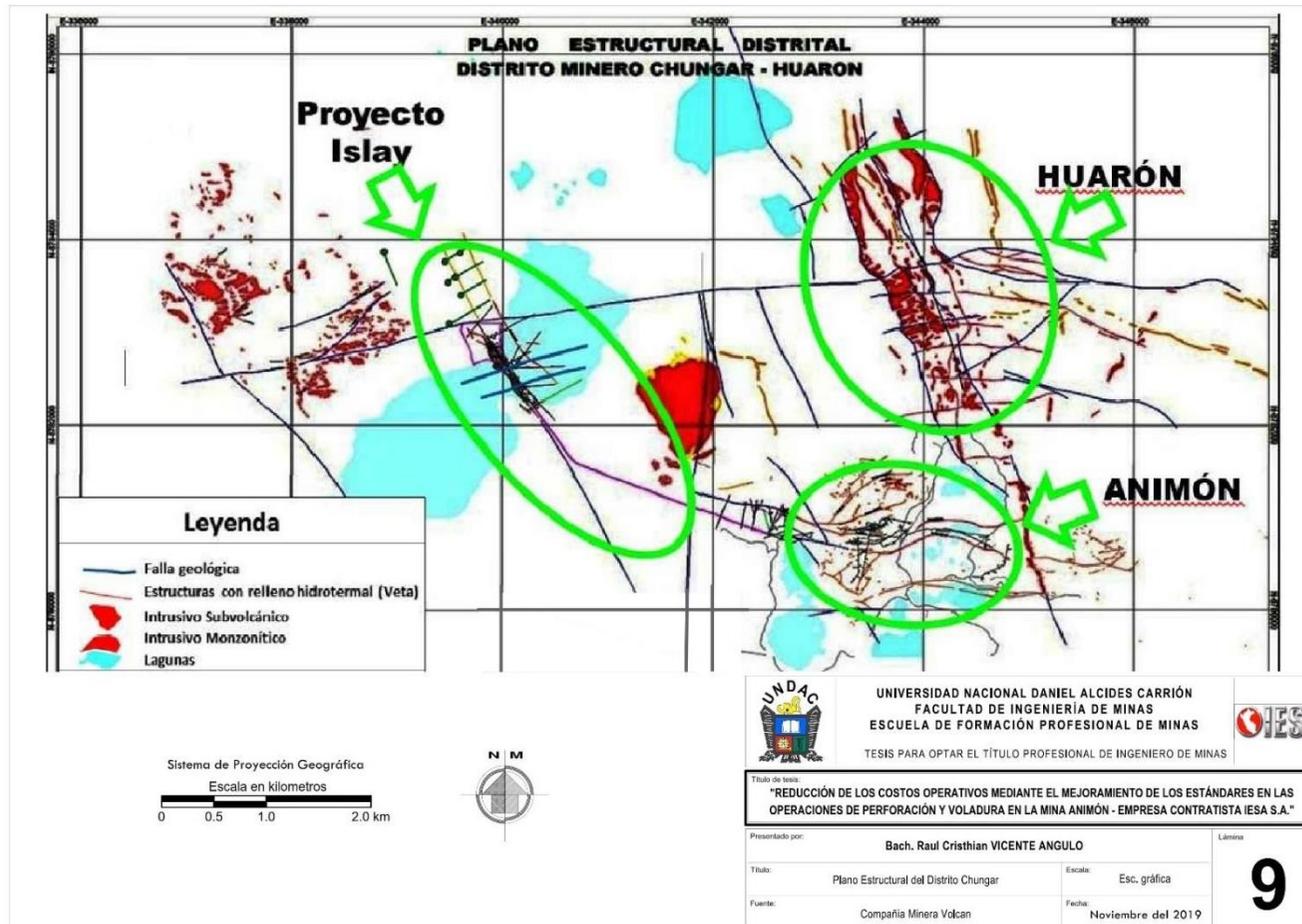


Lámina 9 Geología Estructural

Geología económica

La Mina Animón es un yacimiento polimetálico de zinc, plomo cobre y plata; la estructura más importante la constituye la denominada Veta Principal, pero también se cuentan con vetas secundarias como: la veta Lorena, veta María Rosa, veta Karina, veta Andalucía, veta Carmen, Ramal Piso I, Ramal Piso II y Ramal Piso III.

Durante el 2016, el mineral tratado proveniente de la unidad Chungar fue procesado en un 96% en la planta Animón y el 4% en la planta San Expedito de la unidad Cerro de Pasco. Esta última fue alquilada de forma trimestral para procesar el mineral de la Mina Islay (Chungar) que excedía de la capacidad de la planta Animón.

Así mismo el tratamiento en la unidad de Chungar, incluyendo lo tratado en la planta San Expedito, fue de 2.0 millones de toneladas, con leyes de 5.14% Zn, 1.11% Pb, 0.12% Cu y 2.53 oz Ag/TM, lo que representó el 26% del mineral tratado de Volcan consolidado.

En el 2017 la producción de mineral de la Mina Animón fue de 4100 TM/día (toneladas húmedas) y la Mina Islay 1200 TM/día (toneladas húmedas) siendo estas tratadas con leyes de 5.86 % de Zn, 1.78% de Pb, 0.16 % de Cu y 2.04 oz de Ag/TM.

MINERALOGÍA

Mineralización

La mineralización en Animón no está claramente en relación con un intrusivo aflorante por lo que se presume que el foco mineralizante se ubicaría a profundidad dentro del arreglo clásico de sistemas hidrotermales tipo filoniano de metales base.

Hasta ahora la mineralización polimetálica más importante de la Mina Animón se encuentra alojada en un sistema de fracturas tensionales desarrolladas en el sector Este donde se ubica la veta

Principal, y en segundo lugar la veta Andalucía además de otras menores que localmente forman arreglos sigmoideos mayormente con la primera. El otro ámbito de mineralización importante en la Mina Animón se ubica en el sector oeste donde destacan dos vetas de similar orientación control y envergadura, la veta María Rosa y la veta Ramal 85, entre las cuales se desarrollaron otras de evidente generación tensional como son veta Lorena, veta Elva.

La veta más importante de Mina Animón es veta Principal, de rumbo E-W y buzamiento de 65° - 75° al norte, con casi 2 km de largo, 600 metros reconocidos de profundización actual y potencia que va desde 0.50 hasta 12 metros de ancho, presenta clavos subsecuentes de excelente relleno mineral que también varía en su longitud presentando en la parte central y profunda y el sector más desarrollado de mineral masivo de esfalerita en el sector, este dominio de mineralización tiene carbonatos con valores interesantes de Pb-Ag.

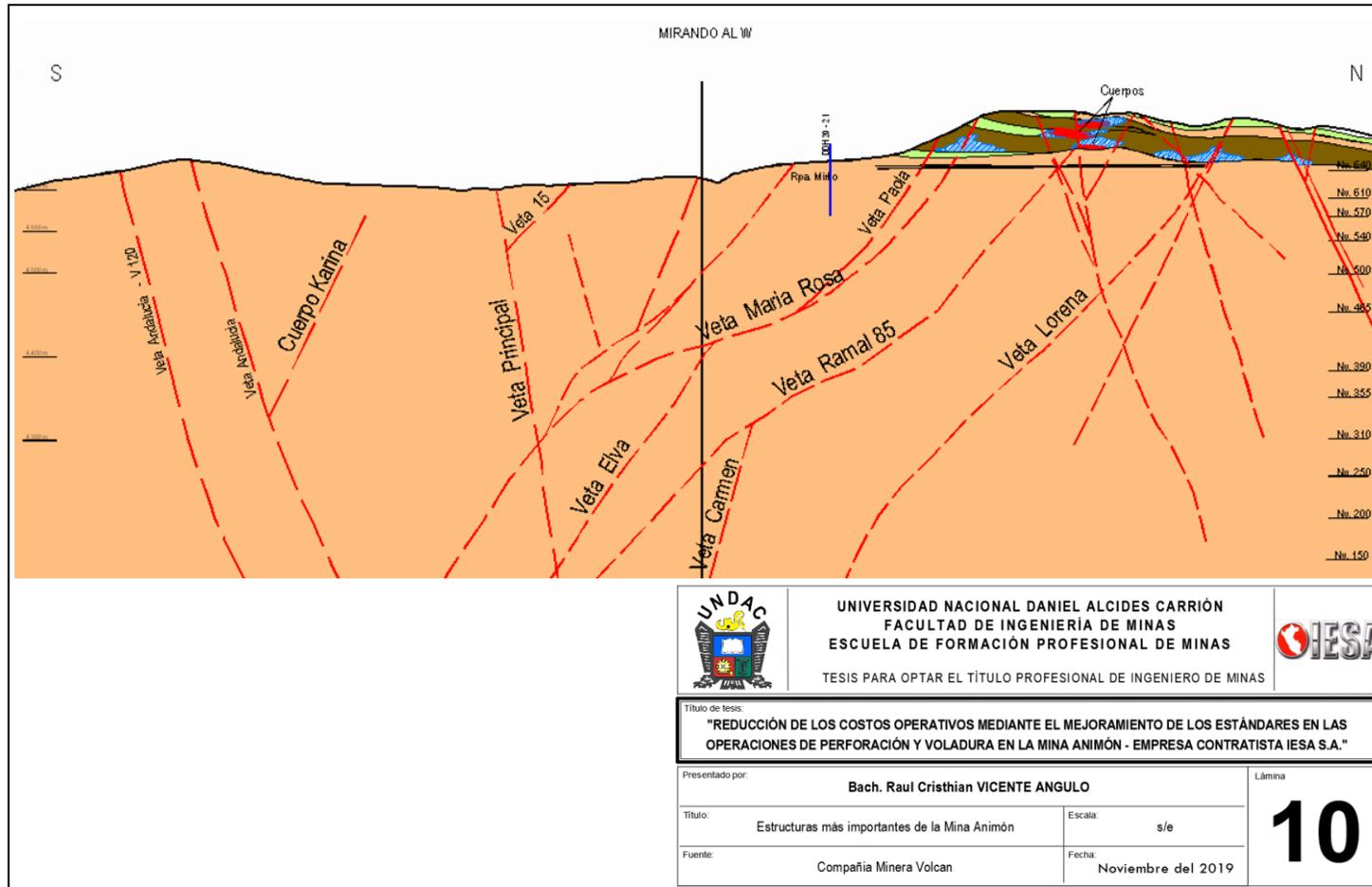
La segunda veta más importante de Mina Animón es veta Janeth, de rumbo E-W y buzamiento de 65° al sur, con casi 900 metros de largo, y 400 metros de profundización actual y potencia que va desde 0.50 metros hasta 7 metros de ancho, presenta relleno mineral de esfalerita, galena, ganga con carbonatos, pirita y algo de cuarzo. Actualmente se ha desarrollado cuatro niveles en la zona intermedia de Mina Animón. Por su posición intermedia su contribución en la producción es importante en valores de plomo y plata.

Otra veta de importancia de Mina Animón es veta María Rosa con 1.2 km de largo y 600 metros de profundidad, se ubica en el sector Oeste, tiene rumbo E-

W, buzamiento de 60°-25° al sur, también presenta ensanchamientos sigmoideos en su longitud, y su variación mineralógica es normal siendo mayormente mejores sus valores de Pb-Ag en las partes altas de la mina y decrecen a medida que mejoran los valores de Zn en la parte media y baja de la mina. Adicionalmente se tiene otras vetas importantes como Ramal 85 con 600 metros de largo se ubica al norte de Veta María Rosa, Veta

Lorena con 500 metros de largo, reconocida también desde superficie, forma entre ambas vetas nombradas un clásico esquema tensional. La mineralogía reconocida en estas vetas también varía en forma clásica es decir con mayores valores de Pb-Ag en la parte superior y dominio de Zn en la parte inferior. (Roldan, 2018)

Ver Lámina 10 de la página .



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."			
Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO		Lámina
Título:	Estructuras más importantes de la Mina Animón	Escala:	s/e
Fuente:	Compañía Minera Volcan	Fecha:	Noviembre del 2019
			10

Lámina 10 Distribución de las Estructuras más Importantes de la Mina Animón

Una veta importante también que se está desarrollando en el sector Oeste es Carmen, a partir del Nivel 250 que en los últimos años de exploración ha sumado 800 metros de largo y 250 metros de profundización reconocida. En Mina Animón se han reconocido 53 estructuras en total que se disponen entre los 600 metros de profundización reconocida hasta la actualidad.

En el año 2013 se ha localizado tres vetas más de importancia como son Andalucía 120 con 700 metros de largo, Gisela en el sector Sur con 300 metros y veta Claudia /Araceli en el Nor oeste.

Se tiene mineralización tipo reemplazamiento metasomático y relleno interfractural estrato controladas en margas areniscosas en el sector Sur Oeste de la mina que conforman varios sectores irregulares definidos como cuerpo mineral Karina.

Esta mineralización constituye en Mina Animón una alternativa de exploración de baja ley por revisar, pues últimamente se ha reconocido nuevamente mineralización estrato controlada en un sector del conglomerado San Pedro de similar naturaleza. (Roldan, 2018)

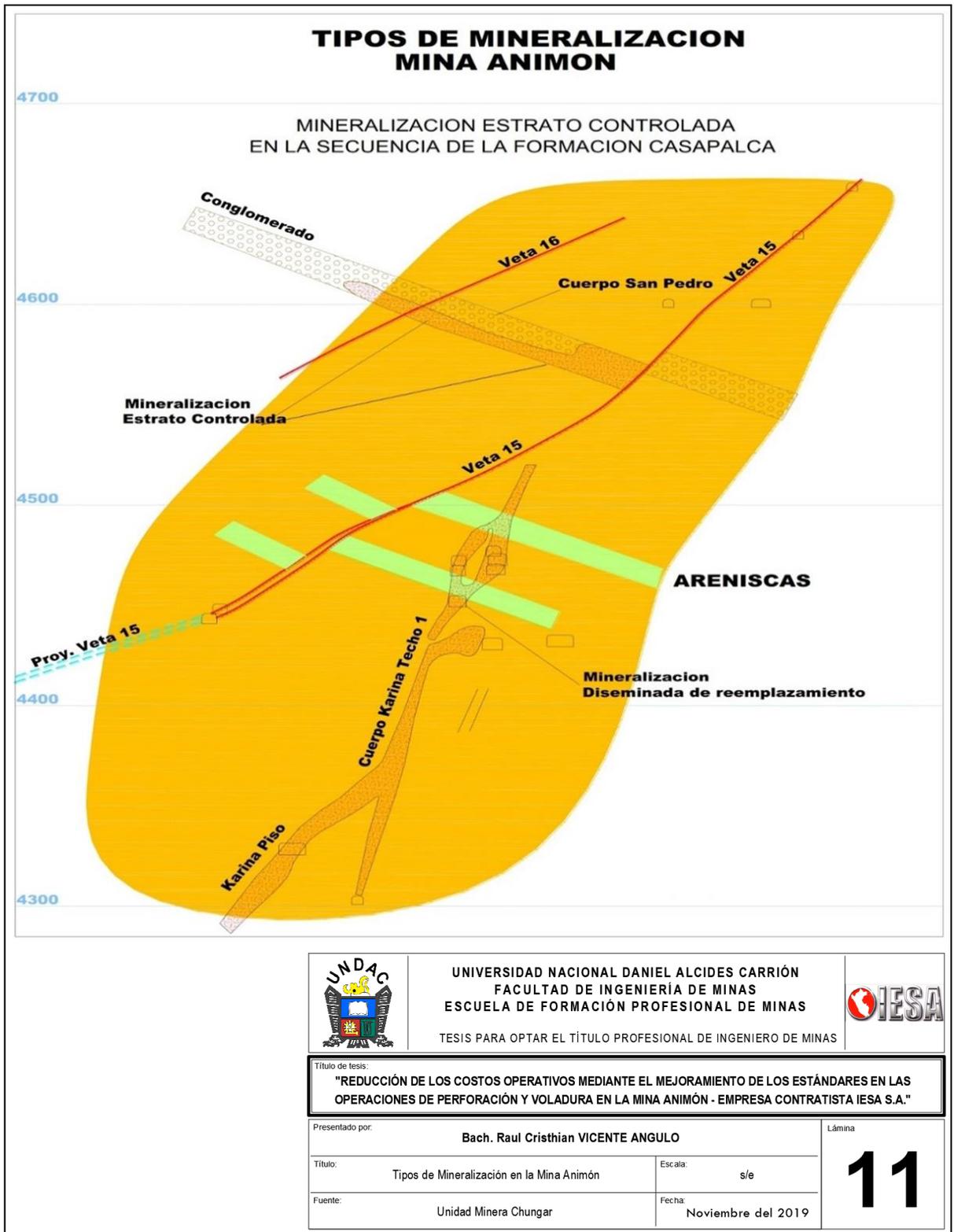


Lámina 11 Tipos de Mineralización en la Mina Animón

La mineralogía de Mina Animón presenta sulfuros básicos como galena, esfalerita, galena argentífera, calcopirita y otros menores como mena, además de pirita carbonatos y cuarzo como ganga. La variación mineralógica presenta dominio de carbonatos en las partes altas, sulfuros básicos en las partes medias e incremento de piritas - cuarzo en las partes profundas hasta ahora reconocidas.

En general se puede concluir que en Mina Animón tiene diversos tipos de estructuras mineralizadas dentro del ámbito clásico de mineralización hidrotermal de sulfuros básicos de emplazamiento. (Roldan, 2018)

Tipos de Mineralización

Los tipos de mineralización del distrito, están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto. Con todos los trabajos de reinterpretación se ha definido la presencia de vetas E-W y en la intercepción de horizontes calcáreos, presencia de cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca. Ver Lámina 11 de la página .

Estructura en vetas

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Mina Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas decenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como:

Veta Principal

Es la estructura mineralizada más importante del Yacimiento de Animón, es una fractura tensional Este-Oeste rellena con precipitados del tercer ciclo de mineralización cuyo afloramiento desde la zona de Huarón (Restauradora) hasta Animón, alcanza 1.5 Km. con potencias variables de 2 a 3 metros y un buzamiento promedio de 77° a 81° al norte. Debido a la reapertura de las fracturas por efectos tectónicos tanto al piso como en el techo se presentan “Lazos cimoides” cuya amplitud tanto longitudinal como vertical alcanzan de 50 a 150 metros. La Veta Principal al lado este oeste de la concesión Montenegro tiene la forma de un arco convexo por efectos de la falla Naticocha-Llacsacocha tipo cizalla en “X”. (Muñoz, 2006)

En general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animón hasta 330 metros (Nv.270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 metros.

Las Vetas Este - Oeste

Tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos.

Muy pocas vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal o concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silicificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

Vetas manto

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha, cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 metros de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al Oeste. En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía o lejanía de las Vetas Este - Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados.

Zoneamiento. En el distrito minero Chungar - Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas.

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al primer ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central o núcleo compuesto esencialmente de pirita - enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita - tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del primer ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre - zinc y plomo o minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de

mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacrystales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

Paragénesis. La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraedrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presentan un Zoneamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, barita, rodocrosita y calcita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por

los precipitados anteriores. La veta Principal, María Rosa y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la de la actividad tectónica posterior al segundo ciclo de mineralización, las fracturas preexistentes de las vetas Principal y María Rosa se alargan y profundizan más, en consecuencia, la profundidad de la mineralización llegará más o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310. (Roldan, 2018)

Controles de mineralización

a. Control estructural

Es el principal “Metalotecto” importante del distrito minero, cuyo fracturamiento tensional Este - Oeste sirvieron de ductos favorables para la precipitación de minerales y sus posteriores reaperturas dieron origen a nuevas estructuras tanto al piso y techo de la Veta Principal.

b. Control litológico

Es otro “Metalotecto” de gran importancia en el distrito, especialmente las siguientes unidades:

En el conglomerado Bernabé y San Pedro se forman cuerpos de reemplazamientos al interceptarse con las Vetas de orientación Este - Oeste y relleno de fracturas Norte-Sur.

En el Chert de Sevilla y Córdoba se tienen cuerpos diseminados y en los estratos calcáreos en la zona de Quimacocha se tienen “Mantos” diseminados.

c. Control de alteración

Existe una alteración gradacional cerca de la estructura vetiformes de Chungar, mayormente argílica tanto al piso y techo de la Veta Principal, con

mayor amplitud hacia el piso, razón por la cual las exploraciones futuras deben encaminarse hacia esa dirección. Las vetas que tienen buzamiento contrario a la Veta Principal presentan una alteración silicificada a propilítica.

d. Control mineralógico

La presencia de bandas de “rodocrosita alterada” al centro de la Veta Principal es un mineral guía del tercer ciclo de precipitación de mineral y la continuidad de la estructura; también se observa franjas de “cuarzo amatista” intercalada con el mineral masivo de zinc y plomo. La presencia de cuarzo sacaroide nos indica la reapertura que ha sufrido la fractura original. (Roldan, 2018)

Alteración de Cajas

El primer ciclo de mineralización, está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico - potásico muy cerca de las vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización, está asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización, está asociada a una alteración argilica avanzada a pervasiva. (Roldan, 2018)

Recursos y Reservas de Mineral

La estimación de los recursos y reservas de Volcan Compañía Minera al 31 de diciembre del año 2018 se realizó conforme a las mejores prácticas de la industria, y los estándares internacionales establecidos en el JORC CODE

El cálculo de reservas y recursos al 31 de diciembre del 2018 se realizó empleando las proyecciones anuales de precios de metales de largo plazo para la

vida de mina de cada unidad operativa. Los promedios de los precios utilizados fueron de 2,440 USD/TM para el zinc, 2,030 USD/TM para el plomo, 6,500 USD/TM para el cobre, 1,250 USD/oz para el oro y 16 USD/oz para la plata.

En la Tabla 2 y Tabla 3 se muestran el total de reservas y recursos de la Unidad Minera Chungar, operadora de la Mina subterránea Animón.

Reservas Minerales Chungar

Reservas Probadas son las que, como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, no se prevé riesgo de discontinuidad.

Reservas Probables son aquellas cuya discontinuidad puede inferirse con algún riesgo, basándose en las características geológicas conocidas del yacimiento. (Vila, 2004)

En la siguiente tabla se muestra el total de reservas de la Unidad Minera Chungar, operadora de la Mina subterránea Animón.

Tabla 2 Reservas Minerales de Chungar

Probadas y Probables	Miles de TM	Leyes				Finos			
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
Chungar (Animón)	10,419	5.42	1.69	0.15	2.60	564	176	15	27
Probadas	4,380	5.74	1.76	0.16	2.68	251	77	7	12
Probables	6,039	5.18	1.63	0.14	2.54	313	99	8	15

Fuente: Araujo, Torres, & Valentin (2017)

En la unidad Chungar las reservas disminuyeron en 20% con respecto al año anterior, esto se debió a una disminución del universo de recursos medidos e indicados, y a una detallada exclusión de zonas donde no es viable su minado.

Recursos minerales Chungar

El *Recurso Mineral Medido* es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad,

forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en la exploración detallada e información confiable sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como pueden ser afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y/o de la ley.

Recurso Mineral Indicado es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como pueden ser: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar la continuidad geológica y/o de ley, pero está espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Recurso Mineral Inferido es aquella parte de un Recurso Mineral por la cual se puede estimar el tonelaje, ley y contenido de mineral con un bajo nivel de confianza. Se infiere a partir de evidencia geológica y se asume pero no se certifica la continuidad geológica ni de la ley. Se basa en información inferida mediante técnicas apropiadas de localizaciones como pueden ser afloramientos, zanjas, rajos, laboreos y sondajes que pueden ser limitados o de calidad y confiabilidad incierta.

En la siguiente tabla se muestra el total de recursos de la Unidad Minera Chungar, operadora de la Mina subterránea Animón.

Tabla 3 Recursos Minerales de Chungar

Recursos medidos, indicados e inferidos	Miles de TM	Leyes				Finos			
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
Chungar	15,992	6.07	1.97	0.16	3.21	970	314	25	51
Medidos	842	5.03	1.33	0.10	2.69	42	11	1	2
Indicados	1,540	3.17	0.94	0.08	2.51	49	14	1	4
Inferidos	13,611	6.46	2.12	0.17	3.32	879	289	23	45

Fuente: Araujo Parra et al. (2017)

Reservas y Recursos minerales Animón

De acuerdo a la certeza de las exploraciones, al 25 de diciembre del 2016, se tienen estimadas 30´761,374 TMS con 0.17% Cu, 1.71 % Pb, 6.00 % Zn y 4.70 Oz – Ag/TM. Volcán Cía. Minera S.A. En este sentido se están tomando las acciones necesarias para aumentar la confianza en los estimados mediante la definición de la metodología de cada etapa y hacerlas sustentables, tan igual que a las técnicas de verificación y validación empleadas para confirmar los resultados.

Conforme aumenta el conocimiento geológico, es posible que la información de la exploración llegue a ser la suficiente como para estimar un recurso mineral. Conforme aumenta la información económica, es posible que parte del total de un recurso mineral se convierta en una Reserva Mineral. Las flechas de doble sentido entre Reservas y Recursos que se incluyen indican que los cambios en algunos factores podrían hacer que el material estimado se desplace de una categoría a otra.

La importancia relativa de los criterios sugeridos variará en cada yacimiento, dependiendo del ambiente geológico, restricciones técnicas, condiciones legales y normas existentes al momento de la evaluación. (Roldan, 2018)

Tabla 4 Reservas Minerales de Animón

Animón	MM de TM	Leyes			
		Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM
Reservas	7.4	4.90	1.40	0.10	1.70

Fuente: Araujo Parra et al. (2017)

Tabla 5 Recursos Minerales Animón

Animón	MM de TM	Leyes			
		Zn	Pb	Cu	Ag
		%	%	%	oz/TM
Recursos medidos e indicados	11.9	7.6	2.3	0.2	2.9

Fuente: Araujo Parra et al. (2017)

Tabla 6 Recursos y Reservas Geológicas de la Mina Animón según Vetas

Estructura	TMS	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag
Andalucía	1'013,665	0.11	1.21	3.05	5.25
Janeth	2'513,724	0.11	1.34	4.12	4.85
María Rosa	121,393	0.04	1	1.11	3.05
Ramal Piso	35,972	0.1	0.24	2.12	0
Ramal Techo	43,224	0.15	1.87	3.43	1.65
Karina	34,717	0.12	1.15	2.4	2.44
Guísela	10,151	0.13	1.01	7	4.36
Elva	180,570	0.12	0.91	5.21	0
Ofelia	58,756	0.08	1.11	1.17	0
Split Piso	33,968	0.11	1.03	7.52	2.73
Split Techo	177,378	0.12	1.5	1.31	2.77
San Pedro	47,626	0.05	1.4	1.01	1.87
Principal	15'674,290	0.1	1.05	8.81	5.45
Carmen	10'789,857	0.14	1.12	7.01	5.45
Lorena	12,754	0.12	1.05	4.17	4.66
Ramal 85	13,329	0.15	0.18	1.41	2.66

Fuente: Araujo Parra et al. (2017)

Métodos de Explotación

La unidad operativa Chungar cuenta con dos minas subterráneas, una de ellas la Mina Animón, cuyo estado actual es activo. La composición de esta unidad de detalla a continuación:

Tabla 7 Unidades Mineras de Volcan

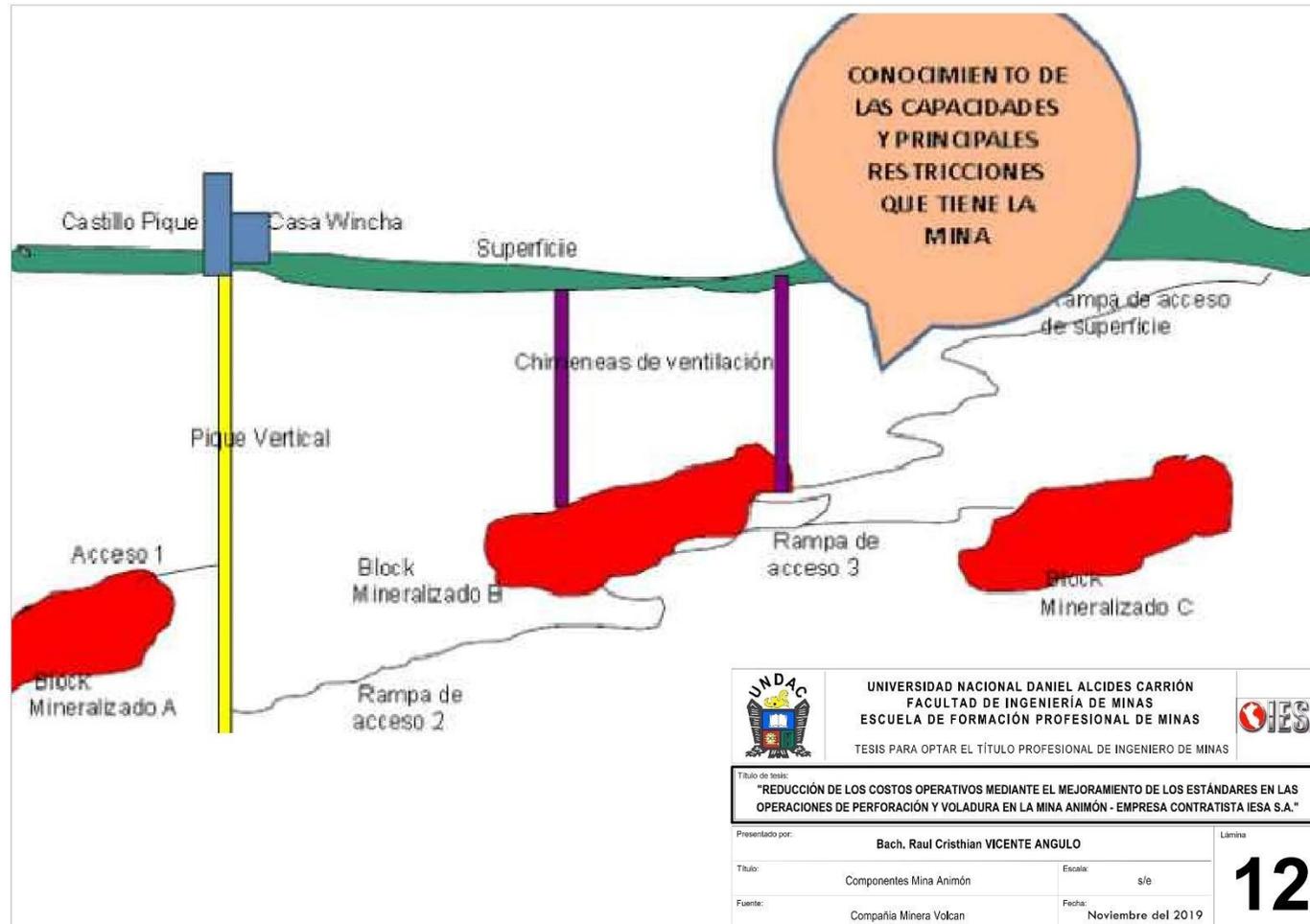
Unidad	Minas			Plantas		Conc. de Exploración y Explotación'	
	Nombre	Tipo	Estado	Nombre	Tipo	Número	Has (000)
Yauli	San Cristóbal	subterránea	activa	Victoria	concentradora	144	22
	Andaychagua	subterránea	activa	Mahr Tunel	concentradora		
	Ticlio	subterránea	activa	Andaychagua	concentradora		
	Carahuacra	subterránea	activa				
	Carahuacra Norte	tajo abierto	suspendida				
Chungar	Animón	subterránea	activa	Animón	concentradora	12	14
	Islay	subterránea	activa				
Cerro de Pasco	Mina Subterránea	subterránea	suspendida	Paragsha	concentradora	29	18
	Raúl Rojas	tajo abierto	suspendida	San Expedito	concentradora		
	Vinchos	subterránea	suspendida				
Alpamarca	Río Pallanga	subterránea	suspendida	Alpamarca	concentradora	28	19
	Alpamarca	tajo abierto	activa				
Óxidos de Pasco	Stockpiles	stockpiles	activa	Óxidos	lixiviación	1	0.1
Exploraciones greenfield						652	294
Total concesiones						866	367

Fuente: Tolentino & Newton (2018)

La explotación de minerales se realiza a través de 6 niveles, desde el Nv. 610 hasta el Nv. 310, en dos zonas (I y II). La explotación de los tajeos se realiza actualmente desde el Nv. 540 hasta el Nv. 390 y el acceso los tajeos, después de su preparación, después de su preparación y antes de su explotación se realiza un by pass de 3.5m x 3.0m, y desde el cual se inicia una rampa con +13%.

En el “by pass”, la perforación se realiza mediante un jumbo de un brazo, con 11 pies (3.30 m) de longitud de barreno, alcanzando un avance de efectivo/disparo de 3.00 m, diámetro de taladro 45 mm, n° de taladros frente 25, cargados 22, logrando un avance efectivo de 90 metros/mes, el sostenimiento se realiza con shotcreteo, solo o con fibra, hasta un espesor de 2” con pernos cementados de 7 pies espaciados a 1.20 m. De igual manera los disparos en cada frente se realizan con voladura controlada (smooth blasting) en el que se utilizan pentacord, fanel y explosivos exadit de 45% de 7/8” x 7”, la malla de perforación es de 0.40 m x 0.40 m. La limpieza se realiza con scoop de 6yd3. En los tajeos se preparan dos chimeneas de servicios de 1.20 m x1.20 m cada uno y dos “ventanas” de + 0% de gradiente, desde la rampa a la veta de 3.0 m x 3.0 m. Los tajeos están conectados a un botadero de mineral de 1.50 m x 1.50 m. (Borja & Emerson, 2014)

Ver los componentes de la Mina Animón que se muestra en la Lámina 12 de la página .



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS	
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS	
Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."		
Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO	
Título:	Componentes Mina Animón	Escalón: s/e
Fuente:	Compañía Minera Volcan	Fecha: Noviembre del 2019
		12

Lámina 12 Componentes de la Mina Animón

Métodos de minado por zonas de explotación en Animón

Minado por Corte y Relleno - Zona I

También conocido por su nombre en inglés “Cut and Fill Stopping”.

Se pone en estudio este método por ser adecuado para el tipo de yacimiento polimetálico existente en Animón.

El minado comprende accesos incluidos para la extracción de minerales, el sub nivel y los tajos se comunican mediante los accesos a un by pass que permiten el acceso y movilidad de equipos trackless de gran envergadura, de modo que estos sirvan tanto para la extracción como para el desarrollo de los tajos.

Todos los tajos de explotación de minado se rellenan con material de relleno detrítico en los espacios abiertos se emplea el desmonte de mina y luego se emplea el relleno hidráulico que proviene de la planta de superficie de mina.

El minado por este método es un modo parcialmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares. El minado es dinámico y se puede abastecer minerales de tajos simultáneos en explotación. Las rebanadas ascendentes rellenas se deben ajustar a distancias de las aberturas máximas permisibles. El mineral de baja ley es posible dejar en forma de pilares. (Roldan, 2018)

Tabla 8 Características del Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

Aplicaciones	Ventajas	Desventajas
Cuerpos y vetas de medio a fuerte buzamiento. Cuerpos y vetas competentes y medianamente competentes con límites irregulares	Muy selectivo. Media-Alta productividad. Alta Recuperación. Dilución media. Bajo riesgo.	Producción cíclica. Laboreo Intensiva. Mecanización con equipos. Costo adicional de relleno. Consumo de elementos.

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento U.M Chungar, 2016

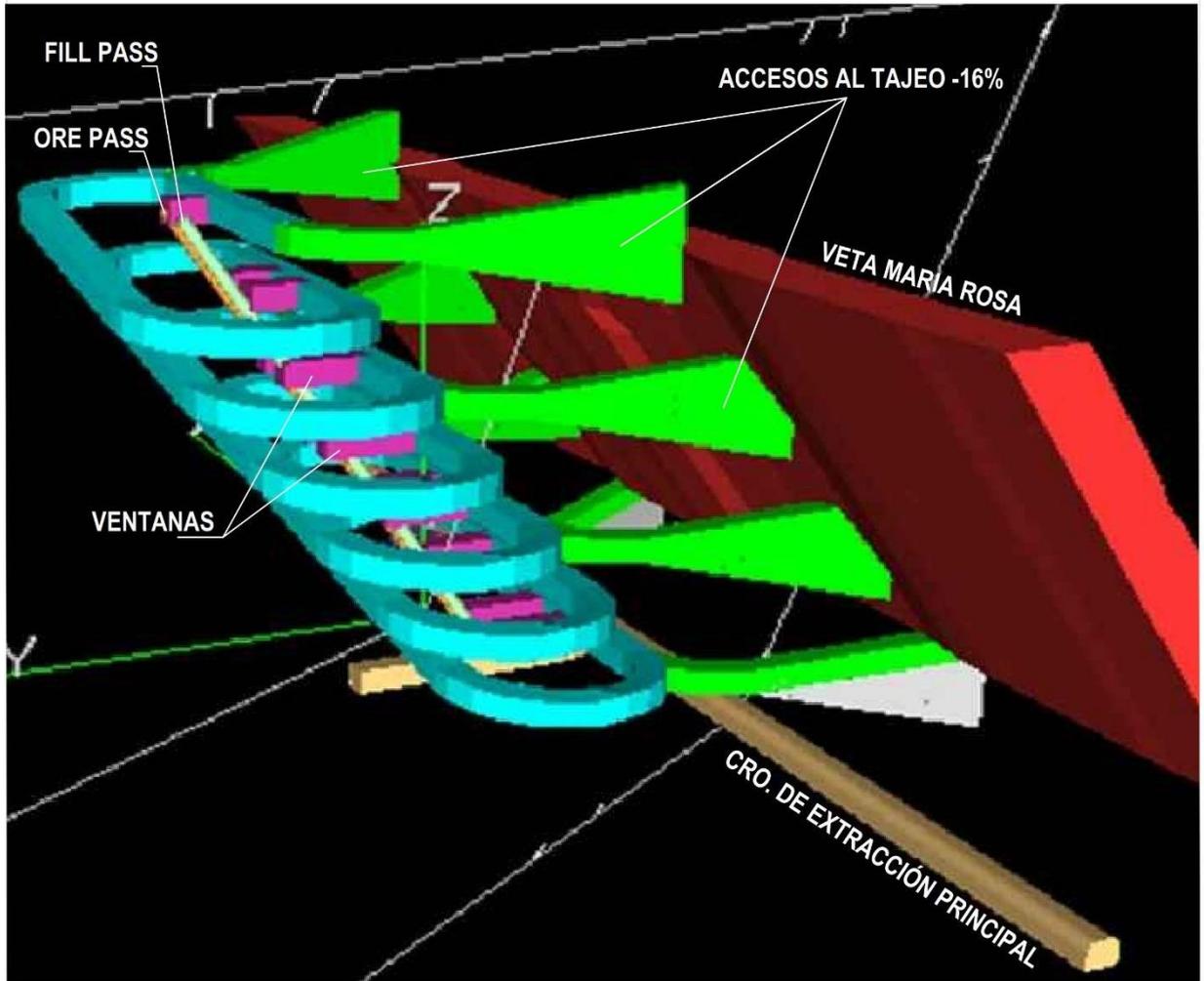
Se tiene los siguientes tajos de explotación:

- Nv. 540 Tajo. 500
- Nv. 500 Tajo. 300, 400 y 500
- Nv. 465 Tajo. 100 y 300
- Nv. 390 Tajo. 200

Rampa de Integración de 3.2m x 3.8m; que integra los niveles 465, 390 y 355.

La perforación en breasting se realiza con jumbos de un brazo (Quasar, Axera), en una altura de corte de 3.0 m x 3.0 m y una densidad de mineral de 3.2 tn/m³; el avance efectivo en estos tajeos es de 6 m/día, considerando ciclos de perforación, disparo, limpieza y sostenimiento en las dos alas de 75 m cada uno, obteniéndose en cada tajeo una producción de 86 tn/disparo o 172 tn/día y un promedio de 1032 tn/día de estos tajos en la Zona I. El mineral roto se traslada en Dumpers a uno de los “stockpiles” ubicados a una distancia promedia de 250 m del lugar donde se carga con un scoop de 3.5 Yd³ y se extrae por la Rampa Mirko con camiones tipo volquetes N20 de 20 tn. (Huanuqueño Borja, 2014)

Ver Lámina 13 (página N°).



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS	
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS	
Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."		
Presentado por: Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO		Lámina 13
Título: Corte y relleno ascendente - Veta Maria Rosa, Mina Animón	Escala: s/e	
Fuente: Estudio: Incremento de producción y mecanización de la mina Animón. Autor: Sosimo Astorga	Fecha: Noviembre del 2019	

Lámina 13 Método de Corte y Relleno Ascendente – Mina Animón

Minado por Cámaras y Pilares - Zona II

Esta zona es 80% convencional ya que se tiene todos los niveles inferiores y se tiene los siguientes tajeos en explotación:

- Nv. 390 Tajo. 400, cuya explotación es por el método de Cámaras y Pilares, con pilares de 2.0 m x 2.0 m y cámaras de 2.0 m x 2.0 m, la perforación se realiza con Jack Legs y la limpieza se realiza con rastrillos, la producción por tajeo es en el promedio de 70 Tn/Día.
- Nv. 390 Tj. 300 y Nv. 355 Tj. (100 y 200); Explotados con Jumbos Quasar en “breasting” con una producción diaria de 172 Tn/Día.
- Nv. 465 Tj. 600 E y W; estos tajeos se explotan con maquina Jack Legs, en breasting con cortes de 2.1 m x 2.4 m y densidad de mineral de 3.2 Tn/m³; avance de 1.5 m/disparo don 2 disparos por día, produciendo se un promedio de 70 Tn por tajeo y 140 Tn/Día en los dos tajeos. La voladura se realiza con explosivos exadit 45%, limpieza con scoop de 1.5 Yd³ y el sostenimiento con cuadro de madera.

De igual manera el promedio de mineral roto de la Zona II (Promedio 750 Tn/día), se realiza por el Pique Esperanza cuya capacidad es de 2000 tmd, que jalando 30 skips /hora, capacidad de cada skip de 3 Tn y trabajando un promedio de 10 hrs./Día se extraería hasta 900 tmd.

Hay que señalar que por centralización de los tajeos, se ha concentrado la explotación en 04 Niveles (500, 465, 390 y 355) con una longitud de explotación de 600 a 450 m por cada nivel. (Borja & Emerson, 2014)

Producción y Explotación

Esta actividad primaria comprende los procedimientos de exploración, desarrollo, preparación y la explotación (perforación, voladura, sostenimiento, carguío, acarreo y transporte de materia prima-mineral de cabeza).

La unidad de Chungar tiene dos minas subterráneas: la Mina Animón, con una capacidad de producción de 4,140 tpd y la Mina Islay, con una capacidad de producción de 1,500 tpd. Los tonelajes producidos por estas dos minas son tratados en la planta Animón.

Debido a la frecuencia de incidentes por caída de rocas en el primer trimestre del año, se tomó la firme decisión de paralizar la mina entre mayo y junio por 24 días, con el objetivo de reforzar la disciplina operativa y producción segura.

En el año 2018, la Mina Animón consolidó su producción en 4,140 tpd, lográndose una mejor performance debido al plan establecido de desarrollar y preparar la mina en la zona lateral y así mismo se continuó con la profundización de la mina.

Durante el 2018 se reforzó los sistemas de bombeo Esperanza y Montenegro para garantizar la confiabilidad del sistema de bombeo principal de Mina Animón. Además, se concluyó con la construcción de las principales chimeneas raise bore para garantizar la cobertura requerida de ventilación.

Se ejecutó el proyecto de slickline para transporte de shotcrete a interior mina y optimizar los costos de sostenimiento. (Memoria Anual 2018, Compañía Minera Volcan)

Tabla 9 Producción Mina Animón 2018

	Tonelaje Tratado (000)		Ley de Zn (%)		Ley de Pb (%)		Ley de Cu (%)		Ley de Ag (Oz/TM)	
	2017	2018	2017	2018	2017	2018	2017	2018	2017	2018
Animón	1,517	1,387	6.0	5.6	1.5	1.3	0.2	0.1	1.7	2.2

Fuente: Memoria Anual 2018, Compañía Minera Volcan

Ver Lámina 14. Diagrama de Procesos de Producción - Mina Animón de la página .

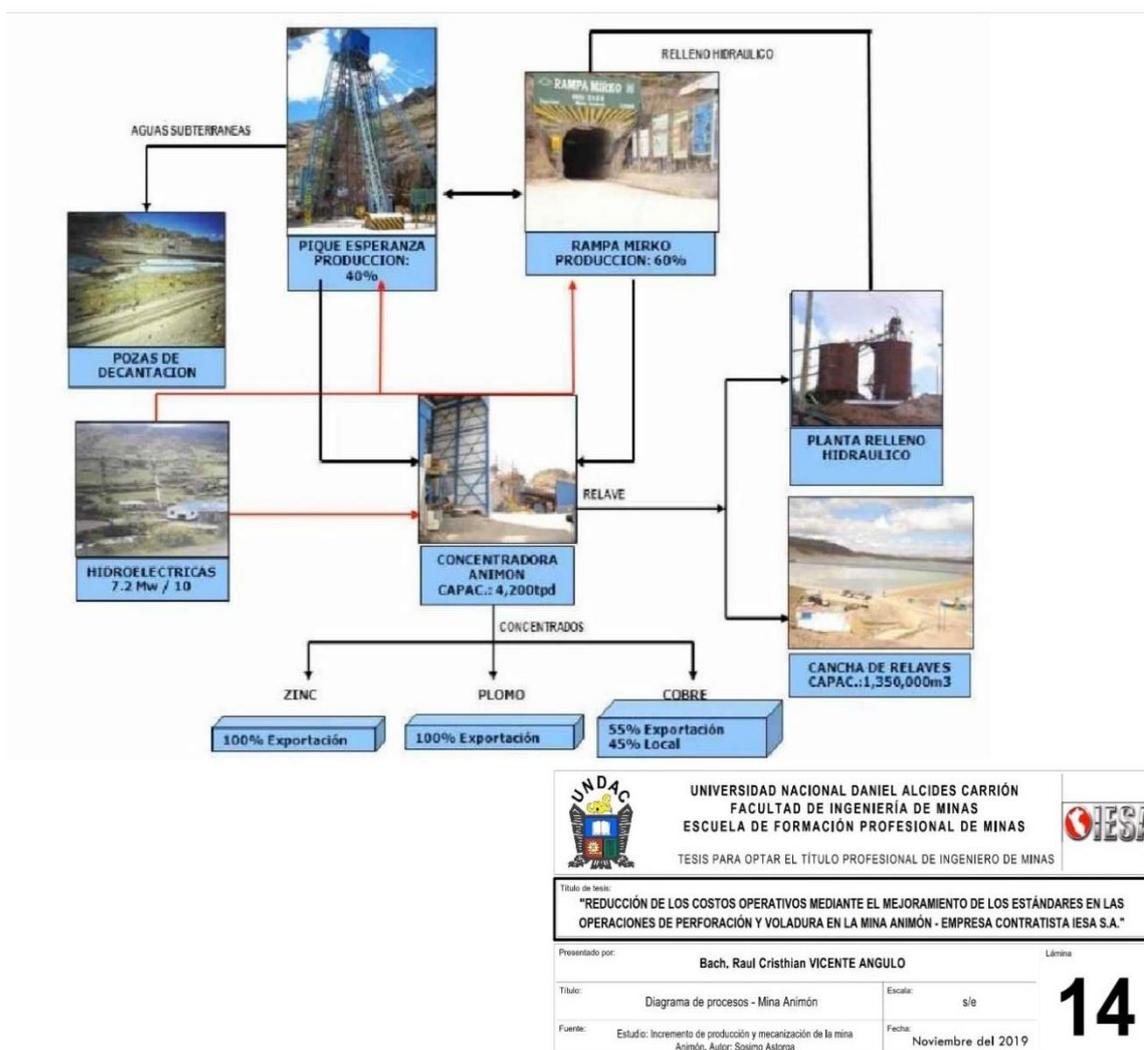


Lámina 14 Diagrama de Procesos de Producción - Mina Animón

Exploración

Con los trabajos geológicos realizados, se ha definido Áreas con potencial mineral que requieren en una primera fase taladros preliminares de evidenciación para luego priorizar áreas importantes con una serie de taladros secuenciales que involucran un Programa General de Perforación y luego hacer taladros progresivos con fines de cubicación de este mineral.

Para definir las áreas y taladros a ejecutarse se han considerado factores de certeza de los recursos, infraestructura operacional, y potencial.

El Potencial de mineral se ha sectorizado por áreas.

- Área 1: María Rosa + San Pedro.
- Área 2: Carmen + Principal.
- Área 3; Lorena + Ramal 85.
- Área 4; Andalucía + Karina.
- Área 5; Guisela + Janeth.

Ver Tabla 6. Recursos y Reservas Geológicas de la Mina Animón según Vetas (página N°).

Para afianzamiento de las 4,200 Tn/día se ha escogido las Áreas al Oeste de la Veta Maria Rosa por estar en pleno desarrollo al oeste y el Sistema Lorena que está cerca de toda la infraestructura y fácil de evidenciar y es parte del Programa General DDH.

La veta María Rosa en su actual desarrollo hacia el Oeste sobre reservas minerales y su probable avance de confirmarse su continuidad interceptará al Sistema Lorena – Ramal 85 que por reinterpretación geológica, correlación, curvas isópacas e isovalores es muy probable que la veta María Rosa tenga continuidad, asimismo la infraestructura se está desarrollando con ésta misma

orientación; éste escenario hace factible su preparación y desarrollo a mediano plazo. El programa elaborado para las 4,200 Tn/día se ejecutaría desde superficie y de interior mina con una máquina con alcance máximo de 500 metros e inclinación máxima de - 78°, 4250 metros de longitud, a un costo de \$ 340,000 y se lograrían evidenciar 1´180,000 TMS. El tiempo de ejecución es de 8 meses. El programa para las 4,200 Tn/día, se ejecutará en forma secuencial de acuerdo a la información que se recoja de los taladros preliminares y será parte complementaria a lo ejecutado para las 4,200 Tn/día. (Roldan, 2018)

Preparación

Consiste en correr dos “by pass” de 450 metros (4.0 x 4.0 metros) en dos niveles paralelos a la estructura (para 06 bloques de cubicación), los cuales están ubicados al piso de la veta a 75 metros, desde allí se corren seis accesos negativos (4.0 x 4.0 metros) en forma simultáneamente hacia la veta con una gradiente de - 16 %, éstos accesos permiten contar con 12 frentes de producción y se van levantándose a medida que suba la explotación hasta alcanzar los 25 metros de corte, luego se vuelve a ingresar desde el “by pass” superior, la separación entre accesos es de 75 metros. Se ejecuta una rampa central (4.5 x 4.0 metros) de 13%, que sirve para acceder al “by pass” superior desde el cual se efectúan nuevamente los accesos para terminar la explotación del block, los echaderos de mineral y desmonte (2.4 metros diámetro) se ubican en los “by pass” en forma equidistante. Las chimeneas de ventilación están ubicadas en los “by pass”. Tal como se puede ver en la Lámina 15 de la página . (Roldan, 2018)

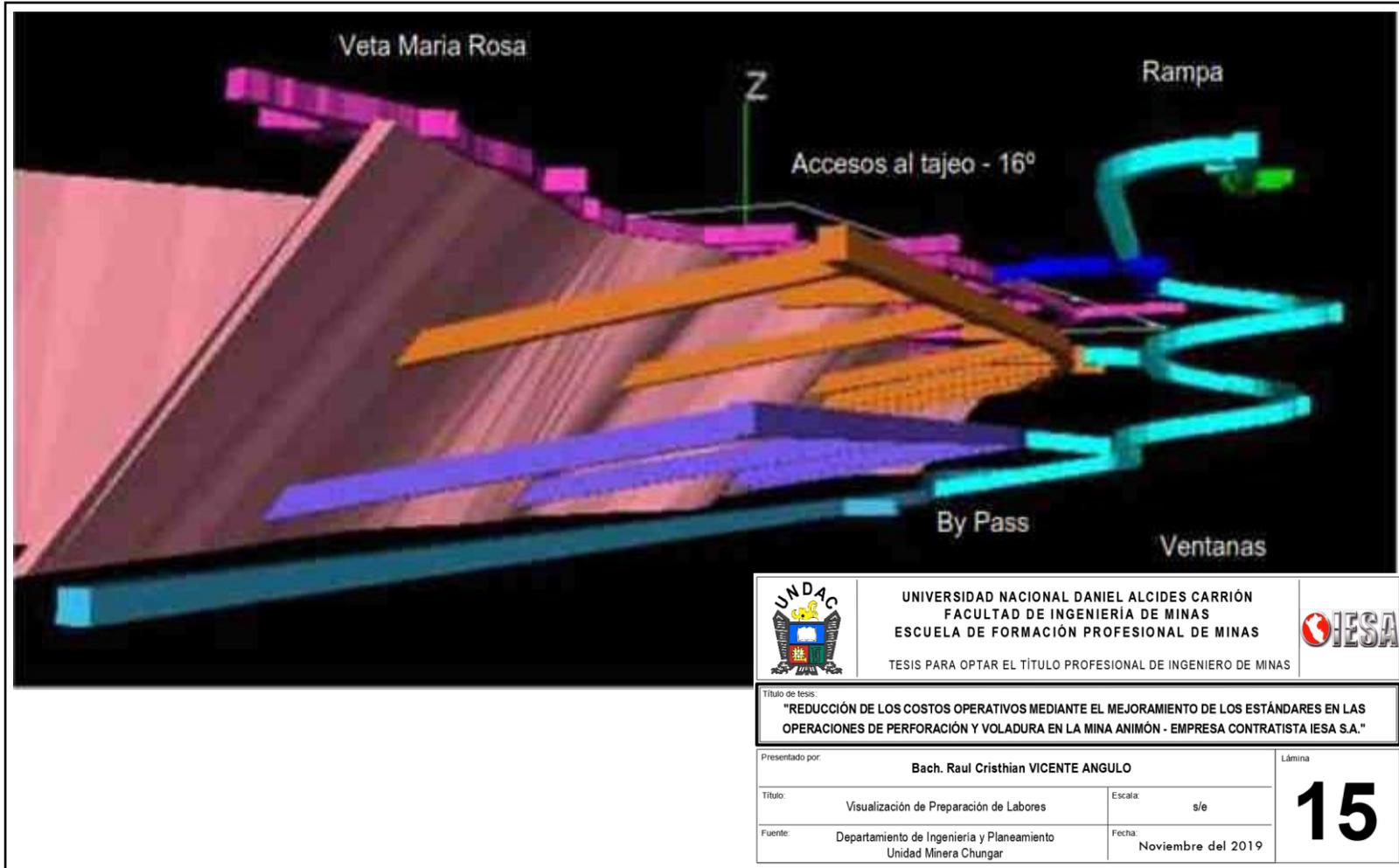


Lámina 15 Visualización de Preparación de Labores

Desarrollo

Se concibe dentro de un plan de desarrollo orientado en poner en evidencia los recursos inferidos que se tiene al oeste en blocks probado probable, para ello se ha programado 2 labores como, la Rampa Mirko W en el nivel 050 y la Rampa Mirko E en el nivel 025 las cuales nos permitirán incrementar las reservas probadas probables, y 3 chimeneas de 150 metros c/u, las cuales nos permitirán bloquear con labores verticales 150 metros. (Roldan, 2018)

Explotación

La aplicación de los criterios de la mecánica de rocas permite el modelamiento de las aberturas en los tajeos de explotación por el método corte y relleno ascendente habiéndose encontrado que la configuración de tajeos que se comporta de manera aceptable en términos de estabilidad y productividad es la que se viene realizando en Compañía Minera Chungar. (Roldan, 2018)

Parámetros Técnicos

Para la explotación de minerales, en los tajeos se tiene los siguientes parámetros técnicos para el minado con “Breasting” - corte y relleno ascendente:

- Dilución: 20% - 25%
- Productividad: 7.20 t/h-g/día
- Consumo de explosivos : 0.25 Kg/t
- Longitud de taladro: 3.00m (con Jumbo)
- Avance efectivo : 3.00 m
- Labores preparatorias: 6.5 m/1000 TM extraídas
- Producción de labores preparatorias: 10%
- Recuperación de recursos: 90%
- Mineral roto disparado: 86 Tn

de 65, Emulex de 45 y Pentacord 3P), los accesorios utilizados para la iniciación de la voladura son los detonadores no eléctricos, como el Exsanel de periodo corto (m./s.), y periodo largo (seg.), y Carmex para el inicio. (Roldan, 2018)

Limpieza y acarreo

Para la limpieza del mineral se utiliza Scooptram de 4.2 y 6 yd³, las cuales estas acumulan a la cámara de carguío para luego ser dispuestos y acarreados por los equipos de transporte.

Una vez encebado el Exsanel (MS y LP) con el explosivo (Emulex de 80) se procederá a distribuir los cebos según su tiempo de retardo en todos los taladros perforados, y por medio del atacador de madera de longitud 3m., se introducirán estos en el fondo del taladro para luego completar la carga con las demás emulsiones (Emulex 65, 45). (Roldan, 2018)

Ventilación

Proceso en el cual se ventila la labor para eliminar los gases producto de la voladura, luego se procede a regar la carga para mitigar el polvo, verificar posibles tiros cortados en el frente y por último se procederá a realizar el desate manual de la labor sobre carga esto con motivo de eliminar bloques colgados de la corona y que pueden ocasionar algún accidente en el equipo Scooptram durante la limpieza. (Roldan, 2018)

Ver Lámina 16 de la página .

Sostenimiento

El sostenimiento como parte del ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes, en tal sentido se ha elaborado un Plan de Sostenimiento, el mismo que define un tipo de

sostenimiento por cada tipo de labor, también se ha querido precisar los volúmenes de concreto lanzado a utilizar por cada mes y por espesores (1”, 1 ½” y 2”) de acuerdo a las recomendaciones del Departamento de Geomecánica.

Para cada tipo de roca se establece un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado según la cartilla geomecánica, de acuerdo a la sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno. (Muñoz, 2006)

Tipos de Sostenimiento

Pernos Split Set con Straps, se utilizarán sólo en las labores donde el shotcrete no pueda ser implementado y como sostenimiento de prevención en accesos y cruceros cuya calidad de roca sea de regular a pobre.

Pernos Cementados de refuerzo, en labores de carácter permanentes y en forma sistemática.

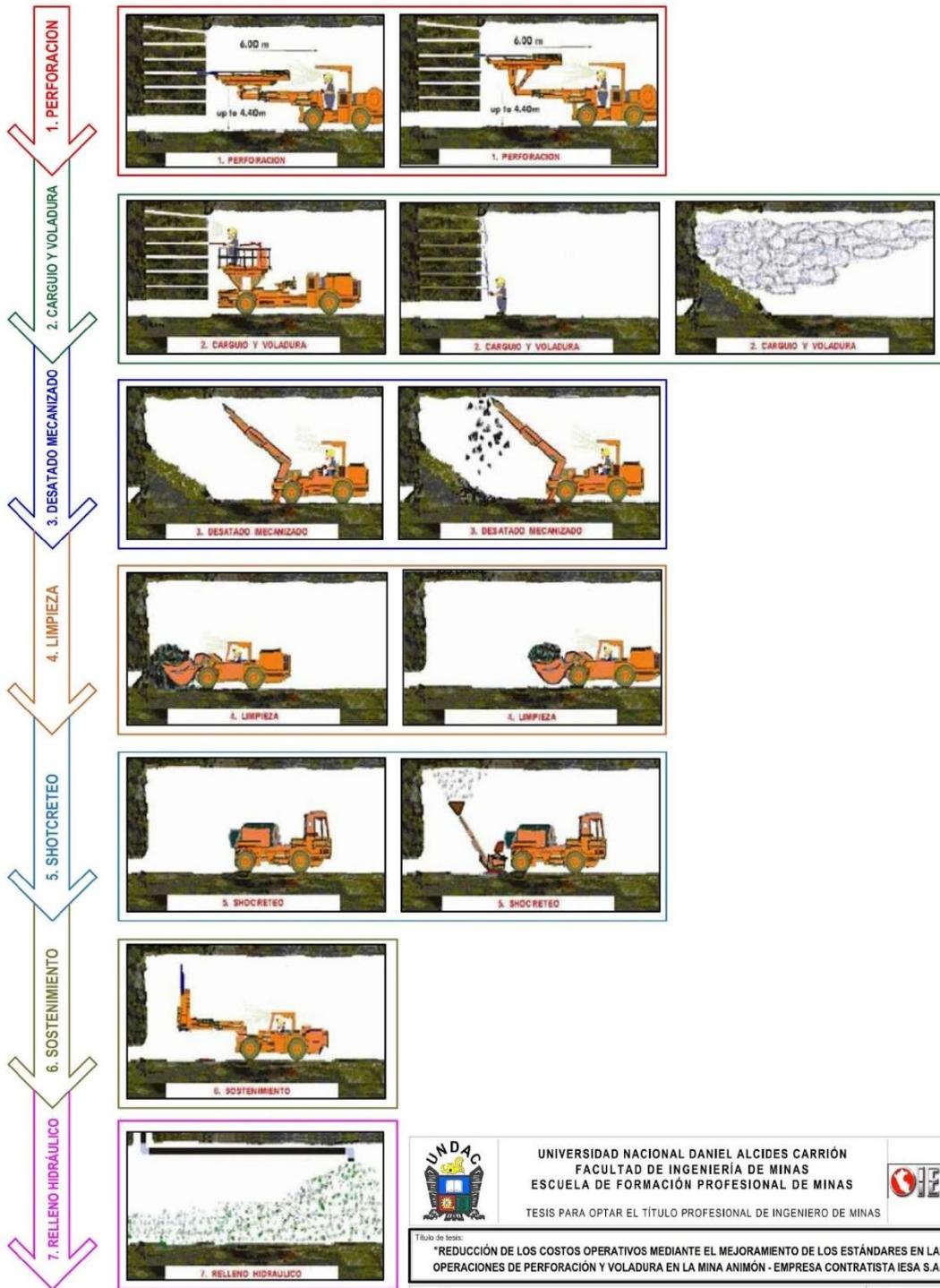
Shotcrete, se ha determinado 3 espesores, de acuerdo al tipo de labor (temporal o permanente), sección y parámetros geomecánicos. El shotcrete de diseño no debe ser menor a 210 Kg. / cm² a los 28 días que es el recomendado por la profundidad de nuestras labores y el peso específico de la roca.

Cuadros de Madera, en zonas de derrumbe y colapso.

Cerchas Metálicas con forro de madera, para cubrir zonas de derrumbe donde se producen grandes esfuerzos y se requiere cubrir toda el área disturbada. (Muñoz, 2006)

Ver Lámina 17 (página N°).

PROCESO DE MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE - MINA ANIMON



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS	
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS	
Título de tesis: "REDUCCIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS MEDIANTE EL MEJORAMIENTO DE LOS ESTÁNDARES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA ANIMÓN - EMPRESA CONTRATISTA IESA S.A."		
Presentado por:	Bach. Raul Cristhian VICENTE ANGULO	Lámina
Título:	Proceso de minado Corte y relleno ascendente - Mina Animón	Escala: s/e
Fuente:	Estudio: Incremento de producción y mecanización de la mina Animón, Autor: Sosimo Astorga	Fecha: Noviembre del 2019

16

Lámina 16 Proceso de Minado Corte y Relleno Ascendente – Mina Animón

<p>SOSTENIMIENTO PERMANENTES TIPO III-B SECCIÓN 4.5 x 4.5</p>	<p>SOSTENIMIENTO PERMANENTE TIPO IV-A SECCIÓN 4.5 x 4.5</p>	<p>SOSTENIMIENTO PERMANENTES TIPO IV-B SECCIÓN 4.5 x 4.5</p>																		
<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>REGULAR-B</td> <td>41-50</td> <td>Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts</td> </tr> </table> <p>3-p</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2" Colocar 07 pernos por sección esp. a 1.5 m</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	REGULAR-B	41-50	Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts	<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>MALE-A</td> <td>31-40</td> <td>Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts</td> </tr> </table> <p>4-p</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2" Colocar 07 pernos por sección esp. a 1.5 m</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	MALE-A	31-40	Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts	<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>REGULAR-A</td> <td>21-30</td> <td>Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts + Sn 1"</td> </tr> </table> <p>4B-p</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2". LUEGO MALLA ELECTROSOLDADA + P HÍ 7" esp. 1.3 cts + Sn 1" espaciados. Instalar malla electrosoldada, asegurándola con 03 pernos por sección esp. a 1.5 m seguidamente cubrir la malla con Ductoset 1"</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	REGULAR-A	21-30	Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts + Sn 1"
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
REGULAR-B	41-50	Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts																		
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
MALE-A	31-40	Sn 2" + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts																		
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
REGULAR-A	21-30	Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts + Sn 1"																		
<p>SOSTENIMIENTO PERMANENTES TIPO V SECCIÓN 4.5 x 4.5</p>	<p>SOSTENIMIENTO TEMPORAL TIPO III-B SECCIÓN 3.5 x 4.0</p>	<p>SOSTENIMIENTO TEMPORAL TIPO IV-A SECCIÓN 3.5 x 4.0</p>																		
<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>REGULAR-A</td> <td>21-30</td> <td>Shotcrete preventivo 2" + Clases y/o Marco Noruego</td> </tr> </table> <p>5-p</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2", proceder al armado de Clases y/o Marco Noruego</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	REGULAR-A	21-30	Shotcrete preventivo 2" + Clases y/o Marco Noruego	<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>REGULAR-B</td> <td>41-50</td> <td>Sn 1.5" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts</td> </tr> </table> <p>3B-t</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 1.5" Colocar 07 pernos por sección esp. a 1.5 m</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	REGULAR-B	41-50	Sn 1.5" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts	<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>MALE-A</td> <td>31-40</td> <td>Sn 2" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts</td> </tr> </table> <p>4A-t</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2" Colocar 07 pernos por sección esp. a 1.5 m</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	MALE-A	31-40	Sn 2" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
REGULAR-A	21-30	Shotcrete preventivo 2" + Clases y/o Marco Noruego																		
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
REGULAR-B	41-50	Sn 1.5" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts																		
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
MALE-A	31-40	Sn 2" + Pernos sB8 set de 7" espaciados a 1.5 cts																		
<p>SOSTENIMIENTO TEMPORAL TIPO IV-B SECCIÓN 3.5 x 4.0</p>	<p>SOSTENIMIENTO TEMPORAL TIPO V SECCIÓN 3.5 x 4.0</p>	<p>SOSTENIMIENTOS EN ANIMÓN SEGÚN EL TIPO DE ROCA Sostenimiento (4.0x4.5/3.5x4.5m)</p>																		
<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>MALE-A</td> <td>21-30</td> <td>Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts</td> </tr> </table> <p>4B-t</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2", LUEGO MALLA ELECTROSOLDADA + P HÍ 7" esp. 1.3 cts + Sn 1" espaciados. Instalar malla electrosoldada, asegurándola con 07 pernos por sección, esp. a 1.5 m, seguidamente cubrir la malla con Ductoset 1"</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	MALE-A	21-30	Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts	<table border="1"> <tr> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>TIPO DE PERNO</th> </tr> <tr> <td>NOY DURA</td> <td>0-20</td> <td>Shotcrete preventivo 2" + Malla + Pernos Hidráulicos de 7" esp. 1.3 + Sn 2"</td> </tr> </table> <p>5-t</p> <p>Aplicación: PRIMERO APLICAR CONCRETO LANZADO 2", luego instalar malla electrosoldada con espesor de 07 pernos hid. Aplicar shot de 2" sobre malla.</p>	TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO	NOY DURA	0-20	Shotcrete preventivo 2" + Malla + Pernos Hidráulicos de 7" esp. 1.3 + Sn 2"							
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
MALE-A	21-30	Sn 2" + Malla + Pernos hidráulicos de 7" espaciados a 1.5 cts																		
TIPO ROCA	RMR	TIPO DE PERNO																		
NOY DURA	0-20	Shotcrete preventivo 2" + Malla + Pernos Hidráulicos de 7" esp. 1.3 + Sn 2"																		

Lámina 17 Esquemas de Sostenimiento según Tipo de Roca

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema General

¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura optimizarán los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.?

1.3.2. Problemas Específicos

Primer Problema Específico

¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación optimizarán los costos operativos en la Mina Animón - Empresa Contratista IESA S.A.?

Segundo Problema Específico

¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura optimizarán los costos operativos en la Mina Animón - Empresa Contratista IESA S.A.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo General

Optimizar los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura.

1.4.2. Objetivos Específicos

Primer Objetivo Específico

Optimizar los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación.

Segundo Objetivo Específico

Optimizar los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura.

1.5. Justificación de la investigación

El alto costo de operación y la baja productividad de los métodos tradicionales aplicados actualmente en la mina nos obliga a cambiar a otros métodos de tal manera que nos permite mejorar el proceso productivo, esto como una alternativa que nos permita tener menores costos de operación con mayor productividad y eficiencia y lo más importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en las operaciones.

La optimización del mismo se obtendrá con la reducción total en costos operativos por la mejora de las operaciones unitarias de minado relacionado a perforación y voladura y por los ahorros en la eliminación de tiros cortados y soplados, la eliminación de voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación justifica el desarrollo del trabajo de investigación. En el estudio se obtiene un ahorro de \$14.78 por metro lineal de avance de una labor de 3.0 m x 3.0 m.

El ahorro que se obtiene es considerable y justifica ampliamente la implementación de un sistema de control y evaluación permanente de los estándares operativos en perforación y voladura que es la base de toda operación minera.

1.6. Limitaciones de la investigación

El presente trabajo de investigación no ha tenido limitaciones en el proceso de su ejecución ya que se ha tenido el apoyo de la empresa minera para realizar las actividades de muestreo y pruebas. Además no ha sido limitación a

nuestro trabajo de investigación la carencia de investigaciones científicas realizadas en el campo minero productivo, debido a que existe gran cantidad de información de trabajos realizados sobre perforación y voladura.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

En la literatura existe una motivación por descubrir los vínculos existentes entre los costos operativos de perforación y voladura y su influencia en el la rentabilidad de la Empresa. La evidencia empírica ha demostrado una relación positiva entre estas variables. Aquí presentamos algunos de los más recientes resultados de las investigaciones sobre el tema.

Umaña (2014) en el estudio “Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura Minera Yanaquihua S.A.C. EE. ADGEMINCO S.A.C.” explica la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. El problema general de la investigación es: ¿La reducción de los costos operativos

de perforación y voladura en la Minera Yanaquihua SAC influye en la rentabilidad de la Empresa?. La hipótesis consiste en: con la estandarización de las operaciones unitarias en perforación y voladura se reducirá los costos operativos en la mina. Las conclusiones son:

- A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logro la reducción del Costo unitario total de mina en 1,51 \$/TM es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de mina de 108 720 \$ al año.
- La Reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1488000 \$ al año.

Borja & Emerson (2014) en el estudio “Costos de voladura usando detonador no eléctrico dual en labores subterráneas U.E.A. Chungar, Compañía Minera Volcan S.A.A.” expone la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando apar ello un estándar óptimo de trabajo con el uso del accesorio de voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación del detonsador no eléctrico de doble retardo en la operación. El problema general de la investigación es: ¿Cómo disminuir los costos de voladura, mediante la optimización del uso de detonador no eléctrico dual en labores mineras subterráneas?. El objetivo general del estudio

es disminuir los costos de voladura mediante la optimización del uso de detonador no eléctrico dual en labores mineras subterráneas.

La hipótesis consiste en que mediante el uso de detonadores no eléctricos de doble retardo es posible disminuir los costos de voladura en labores mineras subterráneas. Las conclusiones son:

- Se disminuyeron los costos de voladura en las labores mineras subterráneas, mediante la optimización del uso de detonadores no eléctricos de doble retardo, obteniendo una eficiencia (se incrementó la utilidad) de 0.88 US\$/tonelada de mineral. Obteniendo un costo promedio por explosivos de 127930.57 US\$ y una producción promedio mensual de 145253.17 toneladas de mineral.
- La utilización de accesorios de voladura permite cargar rápida y eficientemente los frentes de avances y tajos de producción, reduciendo el tiempo de los ciclos de carguío y asegura la seguridad en el manipuleo. Así también controla la dilución, reduciendo los finos, optimizando el control de la roca y la fragmentación, aumentando la productividad y reduciendo el costo total de la voladura.

Garrido (2015) en el estudio “Mejora y control de estándares en perforación y voladura para la reducción del costo en Mina Animón” expone la factibilidad de la reducción de los costos del ciclo de minado, aplicando para ello estándares mejorados de trabajo y control en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura. El problema general de la investigación es: ¿Cómo mejorar y controlar los estándares de perforación y voladura para la reducción del costo en la Mina Animón. El objetivo general del estudio es disminuir los costos de perforación y voladura mediante el

mejoramiento de los estándares de las labores mineras subterráneas. La hipótesis consiste en que mediante el mejoramiento y control de los estándares de perforación y voladura es posible disminuir los costos en labores mineras subterráneas. Una de las conclusiones del trabajo de investigación es que a través de la mejora de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura en la Mina Animón, se logró una reducción del Costo unitario total de mina en 4.19 US\$/TMS es decir un reducción del 18.50% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de mina de 3'771,000.00 US\$ al año.

Jáuregui (2009) en el estudio “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura” explica la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación. La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos. Sumándose a ello un cambio y compromiso del personal por mejorar el desempeño de su trabajo. El problema general de la investigación es: ¿Cómo mejorar y controlar los estándares de perforación y voladura para la reducción del costo en la mina subterránea?. El objetivo general del estudio es disminuir los

costos de perforación y voladura mediante el mejoramiento de los estándares de las labores mineras subterráneas. La hipótesis consiste en que mediante el mejoramiento y control de los estándares de perforación y voladura es posible disminuir los costos en labores mineras subterráneas. Las conclusiones del estudio son:

- A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, se logró la reducción del costo unitario total de mina en 1.51 \$/TM es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de mina de 1 359 000 \$ al año.
- La Reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1 488 000 \$ al año.
- La mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0.96 \$/TM (56% de la reducción total), seguido por la perforación 0.37 \$/TM (21.76% de la reducción total), Voladura 0.28 \$/TM (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.09 \$/TM (5.3% de la reducción total).

Guillen (2018) en el estudio “Reducción del factor de carga y optimización de costos con la aplicación de corte cilíndrico en arranque de labores de avance en roca sedimentaria marga-Mina Animón - IESA” explica que la Animón es un yacimiento polimetálico de zinc, plomo y cobre es de propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C., está ubicada en los andes centrales del Perú en el departamento de Pasco, provincia de Pasco, distrito de Huayllay, a una

altitud de 4 600 m.s.n.m. a 46 Km. al sureste desde la ciudad de Cerro de Pasco; que produce concentrados de zinc, plomo y cobre. La presencia de roca sedimentaria marga en el avance de labores mineras de una de las zonas de la Mina Animón en la unidad Chungar, de mala calidad obliga a realizar estudios e investigaciones para elegir la malla de perforación, que se adecue este tipo de terreno, a fin de reducir el factor de carga y los costos por metro lineal de avance. El problema general de la investigación es: ¿Se podrá reducir el factor de carga utilizando un nuevo arranque en el método de corte cilíndrico?. El objetivo general del estudio es optimizar el avance lineal y los costos de labores mineras de desarrollo y preparación de la Mina Animón en roca marga gris, roja mediante la aplicación de corte cilíndrico en el arranque de voladura”. La hipótesis consiste en que con la aplicación del corte cilíndrico en el arranque de voladura en labores mineras de desarrollo y preparación de la Mina Animón, se optimizará el avance lineal y los costos. Las conclusiones del estudio son:

- El diseño de una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geo mecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión, que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.
- Al optimizar las operaciones unitarias y tener un material mejor fragmentado facilita la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material.

2.2. Bases teóricas-científicas

Patrón de voladura

Un patrón de voladura se constituye mediante el diseño adecuado de los taladros en la plantilla de barrenación, especialmente la salida de cada uno de ellos hacia la cara libre.

PLANTILLAS DE BARRENACIÓN

Son configuraciones regulares de barrenos dispuestas en planta y en sección. Las configuraciones de taladros pueden tener muchas formas, pero patrón escalonado. También se utilizan patrones de arreglos semi-regulares o irregulares en áreas donde no se puedan utilizar patrones regulares.

Los parámetros principales en las configuraciones de los taladros, son burden y espaciamiento.

BURDEN

La dimensión del burden se define como la distancia más corta al punto de alivio o cara libre al momento que un barreno detona. El alivio se considera normalmente como la cara original del banco o bien como la cara interna creada por una hilera de taladros que han sido disparados previamente con un retardo anterior. La elección del burden apropiado es una de las selecciones más importantes que hay que hacer en cualquier diseño de voladuras. De todas las dimensiones de un diseño de una voladura, el burden es la más crítica. Si el burden es demasiado pequeño, la roca es lanzada a una distancia considerable de la cara. Los niveles de golpe de aire son altos y la fragmentación puede resultar demasiado fina. Por otro lado, si el burden es muy grande, dará como resultado el rompimiento trasero. El burden excesivo también puede ocasionar que los taladros se junten lanzando rocas a distancias considerables, los niveles de golpe de aire son altos y la formación de cráteres ocurren cuando los taladros solo tienen el alivio hacia arriba. El burden excesivo causa un exceso de confinamiento en los barrenos, lo que da como resultado niveles de vibración significativamente más altos por kilogramo de explosivo utilizado. La fragmentación de la roca puede ser extremadamente gruesa y con frecuencia se tiene problemas en la parte baja o pata del banco. Otras variables son más flexibles y no producirán

diferencias tan drásticas como la misma proporción de error en la dimensión del burden. (Contreras, 2009)

Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objetivo caracterizar un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros que se le asigna un cierto valor. Por medio de la clasificación se llega a calcular un índice característico de la roca. (Bieniawski & Bieniawski, 1989a)

Clasificación de Bienawski

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z. T. Bieniawski durante los años 1972 – 1973 y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, taludes y cimentaciones.

El RMR se obtiene como puntuaciones que corresponden a valores de cada uno de los seis que se enumeran estos parámetros. El valor del RMR oscila entre 0 y 100 y es mayor cuando mejore la calidad de la roca. Bienawski distingue cinco tipos o clase de roca según el valor de RMR:

- Clase I : $RMR > 80$; Roca muy buena
- Clase II : $80 < RMR < 60$ Roca buena
- Clase III : $60 < RMR < 40$ Roca media
- Clase IV : $40 < RMR < 20$ Roca mala.
- Clase V : $RMR < 20$ Roca muy mala. (Bieniawski & Bieniawski, 1989)

Para nuestro caso en la Mina Animón el RMR = Clase III, que comprende: $60 < RMR < 40$.

Resistencia de la roca

Hay varias formas de determinar la resistencia a la compresión de la roca y una de ellas es aplicando golpes con el martillo de geólogo sobre la roca. Para ello se toma en cuenta las consideraciones que se muestran en la Tabla 10 que se muestra a continuación.

Tabla 10 Resistencia a la Compresión

Resistencia a la compresión	σ_c
Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	>250 MPa
Con varios golpes con el martillo de geólogo se pueden romper pequeños fragmentos de la muestra.	175 – 200 MPa
Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	100 – 175 MPa
Se requieren tres golpes firmes con el martillo del geólogo para romper la muestra.	75 – 100 MPa
Con dos golpes con el martillo del geólogo solo se pueden producir fracturamiento en la muestra.	50 – 75MPa
La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo del geólogo.	38 – 50 MPa
La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo del geólogo.	25 – 38 MPa
Se pueden hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	< 25 MPa

Fuente: Bieniawski & Bieniawski (1989).

La valoración se muestra en la Tabla 11.

Tabla 11 Valoración de la Resistencia a la Compresión

σ_c	Valoración
1.- > 250 MPa	15
2.- 100-250 MPa	12
3.- 50-100 MPa	7
4.- 25-50 MPa	4
5.- < 25 MPa	2

Fuente: Z. T. Bieniawski & Bieniawski, 1989.

Para el caso de la zona de estudio se considera la resistencia a la compresión de la roca (σ_c) del intervalo de 50-100 MPa cuya valoración de acuerdo a la Tabla es 7.

- **Índice de calidad de la roca (RQD)**

El índice RQD (Rock Quality Designation) desarrollado por Deere entre 1963 y 1967, se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10\text{cm} \times 100}{\text{Longitud total}}$$

Basándose en rangos de valores de RQD, el medio rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo a la siguiente Tabla 12.

Tabla 12 Calidad de la Roca de Acuerdo con el RQD

RQD (%)	Calidad de roca
100 – 90	Muy buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Mediana
50 – 25	Mala
25 – 0	Muy Mala

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989

Para la zona de estudio la calidad de roca es mediana, el RQD se encuentra en el intervalo de 50 – 75%.

- **Separación entre discontinuidades**

Se define como la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuando más espaciado tenga, los bloques serán más grandes como se muestra en la Tabla 13.

Tabla 13 Espaciamiento/Valoración

Espaciamiento	Valoración
1.- >2 m	20
2.- 0.6-2 m	15
3.- 200-600 mm	10
4.- 60-200 mm	8
5.- < 60 mm	5

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989.

El espaciamiento de las discontinuidades evaluado en el nivel 130 de la Mina Animón, se encuentra en el intervalo de 30 – 100 m. de separación de familias evaluadas cuya valoración es 20.

- **Estado de las discontinuidades**

Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos pueden aplicarse los criterios generales, en la que el estado de las diaclasas se

componen de otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de juntas.

Para el caso de la zona de estudio en el nivel 130 de la Mina Animón el estado de discontinuidades es el siguiente:

Superficies algo rugosas.

Separación: < 1 mm

Paredes de roca: suave

Calificación: 12

- **Presencia de agua subterránea**

El estudio ofrece tres posibles criterios de valoración, estado general, caudal cada 10 metros de túnel, y relación entre presión del agua y la tensión principal mayor de la roca.

La valoración lo obtenemos basándonos en la siguiente Tabla 14.

Tabla 14 Agua Subterránea/Valoración

Agua subterránea	Valoración
1.- Completamente seco	15
2.- Húmedo	10
3.- Mojado	7
4.- Goteando	4
5.-Fluyendo	0

Fuente: (Bieniawski & Bieniawski, 1989)

En el nivel 130 de la Mina Animón se observa la existencia de ligera presión de agua, por lo que consideramos la siguiente valoración:

Aguas subterráneas: Ligera presión de agua

Calificación: 4.

- **Orientación en las discontinuidades**

Este parámetro tiene una valoración negativa y oscila para túneles entre 0 y 12 puntos, en función del buzamiento de las diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular).

Se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos desde muy favorable hasta muy desfavorable, según el tipo, se aplica la puntuación especificada de acuerdo a la valoración.

Su valoración la obtenemos basándonos en la Tabla 15.

Tabla 15 Orientación de las Discontinuidades/Valorización

Orientación de las discontinuidades	Valoración
1.- Muy favorable	0
2.- Favorable	-2
3.- Regular	-5
4.- Desfavorable	-10
5.- Muy desfavorable	-12

Fuente: (Bieniawski & Bieniawski, 1989)

Para la zona de estudio se considera la valoración = -2 cuya orientación de las discontinuidades es favorable.

En resumen la clasificación R.M.R. relaciona índices de calidad del macizo rocoso, parámetros de diseño y de sostenimiento.

Su valoración lo obtenemos basándonos en la siguiente Tabla 16, Clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989).

- **Escala de valores**

Su valoración lo obtenemos basándonos en la Tabla 16 Clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989)

Tabla 16 Escala de Valores

Parámetro		Escala de valores							
1	Resistencia de la roca inalterada	Índice de la carga de punta	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia a la compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión Uniaxial	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de la calidad de la roca, RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento de juntas	>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300mm	<50mm			
	Valuación	30	25	20	10	5			
4	Estado de las discontinuidades	Superficies muy Rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura.	Superficies algo Rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm O fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm O fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas			
		Valuación	25	20	12	6	0		
5	Aguas subterráneas	Cantidad de infiltración por 10 m de túnel	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Presión de agua relación esfuerzo principal o mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Situación general	Totalmente seco		Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de Agua		
	Valuación	10		7	4	0			

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989.

- **Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades**

Ver Tabla 17.

Tabla 17 Orientación de las Discontinuidades

Orientación de rumbo y echado de las fisuras		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989.

- **Clasificación de rocas según el total de valuación**

Ver Tabla 18.

Tabla 18 Clasificación de Rocas según el Total de Valuación

Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena roca	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989

Para la zona de estudio la clasificación de roca es Regular tipo III.

- **Significado de la clasificación del macizo rocoso**

Ver Tabla 19.

Tabla 19 Clasificación RMR

Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Tiempo medio de sostenimiento	10 años para claro de 5.0 m	6 meses para claro de 4.0m	1 semana para claro de 3.0 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
Cohesión de la roca Angulo de fricción de la roca	> 300 KPa > 45°	200-300 KPa 40°-45°	150-200 KPa 35°-40°	100-150 KPa 30°-35°	< 100 KPa < 30°

Fuente: Bieniawski & Bieniawski, 1989.

Para la zona de estudio se encuentra sombreado los datos en la Tabla que antecede.

Definición de Tipos de Roca Presentes en la Veta Ramal Piso 3 Principal del Nivel 130 de la Mina Animón

Se ha determinado usar el sistema de evaluación geo-mecánica R.M.R. (Rock Mass Rating); evaluación que fue desarrollada por Bienawski en 1973 en Sudáfrica. La clasificación R.M.R. relaciona índices de calidad del macizo rocoso y parámetros de diseño y de sostenimiento.

La calificación y clasificación de la roca donde se encuentra emplazado, se ha realizado siguiendo los parámetros mencionados y éstos son los resultados.

- **Resistencia de la roca intacta**

Basándonos en la Clasificación de Bieniawski (1989) se ha procedido a caracterizar y clasificar la roca marga rojiza (roca regular).

Roca: marga rojiza.

Resistencia a la compresión simple: 50-100 MPa

Calificación de Bieniawski:

Designación de la calidad de la roca (RQD)

Sobre la base de los testigos evaluados se ha comprobado que el RQD de casi todos los afloramientos de marga rojiza explorados mediante perforación diamantina con recuperación de muestras está por el orden del 50 a 75 %.

R.Q.D: 50 a 75 %.

Calificación: 13.

- **Espaciamiento de las discontinuidades**

El espaciamiento de las discontinuidades evaluado en los túneles exploratorios del nivel 130, son de espaciamiento medio estando en el orden de 30 – 100 m. de separación de familias evaluadas.

Espaciamiento de discontinuidades: 30 m hasta 100 m

Calificación: 20

- **Estado de las discontinuidades**

Las paredes de las discontinuidades se encuentran algo rugosas con separaciones por el orden menor a 1 mm, los cuales no se encuentran alteradas las paredes, son de regular extensión y en la mayoría de los casos no presentan rellenos.

Estado de discontinuidades:

Superficies algo rugosas.

Separación: < 1 mm

Paredes de roca: suave

Calificación: 12

- **Condición de aguas subterráneas**

Las condiciones de las aguas subterráneas en la zona evaluada son favorables, debido a que no se han presentado hasta el momento presencia de aguas en los tres túneles evaluados. En el nivel 130 aparecen un poco de agua, pero más por presencia de humedad que de goteos.

Aguas subterráneas: Ligera presión de agua

Calificación: 4

Su valoración lo obtenemos basándonos en la Tabla 19 que trata sobre la clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989).

La escala de valores de la Veta Ramal Piso 3 Principal cuya labor es SN100 se muestra en el Anexo 2 de la página .

Calificación Total: 56.

- **Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades**

Ver Tabla 20.

Tabla 20 Factor de Ajuste por Orientación de las Discontinuidades

Orientación de rumbo y echado de las fisuras		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Elaboración propia.

Calificación = Resultado A - Resultado B

Calificación = 56 – 2

Calificación = 54

- **Clasificación de rocas según el total de valuación**

Ver Tabla 21.

Tabla 21 Clasificación de Rocas Según el Total de Valuación

Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena roca	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 22 Significado de la Clasificación del Macizo Rocoso

Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Tiempo medio de sostén	10 años para claro de 5.0 m	6 meses para claro de 4.0 m	1 semana para claro de 3.0 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
Cohesión de la roca. Angulo de fricción de la roca	> 300 KPa > 45°	200-300 KPa 40°-45°	150-200 KPa 35°-40°	100-150 KPa 30°-35°	< 100 KPa < 30°

Fuente: Elaboración propia.

Para efectos del presente trabajo de investigación de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 se usó la Clase IIIA, la cual se describe en la Tabla 23.

Tabla 23 Tipo de Sostenimiento en Función a las Características de la Roca

Tipo roca	RMR	Calidad	Características de la roca	Tipo de sostenimiento
III A	50-75	regular	Roca medianamente dura con regular cantidad de fracturas y presencia de algunas fallas, alteración, ligeros goteos.	Pernos sistemáticos 6 pies de longitud (cementado o con resina), split set espaciados 1 m., malla electrosoldada o straps si se trata de bloques por sostener. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.

Fuente: Elaboración propia.

Tiempo de auto sostenimiento

El tiempo de auto sostenimiento se aprecia en la Tabla 24, esto depende del tipo de roca, tal como se muestra.

Tabla 24 Tiempos de Auto Sostenimiento por Tipo de Roca

TIPO DE ROCA	R.M.R.	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO
I	81 – 100	> 2 Años
II	61 – 80	2 Años
III – A	51 – 60	3 Meses
III – B	41 – 50	15 Semanas
IV – A	31 – 40	1 Día
IV – B	21 – 30	8 Horas
V	0 – 20	Colapso Inmediato

Fuente: Elaboración propia.

Para la zona de estudio en la Mina Animón para el tipo de roca III-A para el tiempo de autosostenimiento se considera de 3 meses.

Roca III-A

Es una roca poca blanda con regular o mayor cantidad de fracturas, conocida como “roca regular A” con un RMR que va de 50 – 75, que presenta ligeramente o moderadamente alterada, con pequeñas fallas de panizo y con ligero goteo de agua.

Para el sostenimiento se recomienda usar pernos sistemáticos 6 pies de longitud (cementado o con resina), split set espaciados 1 m., malla electrosoldada o straps si se trata de bloques por sostener. Alternativamente una capa de shotcrete de 2” de espesor.

Resistencia Dinámica de la Roca

El tratamiento racional de los problemas obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que estas aumentan con el índice de carga, cuando la intensidad de onda de choque supera a la resistencia dinámica a la comprensión se produce una trituración de la roca circundante a las paredes del barrenos por colapso de la estructura intercrystalina, como se muestra en la Tabla 25 (Jimeno & Jimeno, 2003).

Tabla 25 Índice de Calidad de Roca

Clasificación	Dureza	Resistencia a la compresión (MPa)
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Media dura	4 a 6	60 a 120
Media blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Fuente: Jimeno & Jimeno (2003)

Para la zona de estudio se considera una roca media dura con resistencia a la compresión de 60 a 120 MPa.

Espaciamiento de juntas

La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en la disminución de resistencia.

Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación se presenta la clasificación de los macizos rocosos. En lo referencial espaciamiento de juntas, que es la que se recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski, como se muestra en la Tabla 26 (Bieniawski & Bieniawski, 1989).

Tabla 26 Características del Macizo Rcoso

Descripción del espaciamiento	Espacio de juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3 m	Sólido
Ancho	1-3 m	Masivo
Moderadamente	0.3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50 – 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	<50 mm	Machacado

Fuente: Bieniawski & Bieniawski (1989)

Para la zona de estudio el espacio de juntas es de 0.3m – 1m. (Moderadamente).

Teoría de Holmberg

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1,7 \times D^2$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos como se muestra en la Figura 1.

Dónde:

D^2 = Diámetro del taladro vacío.

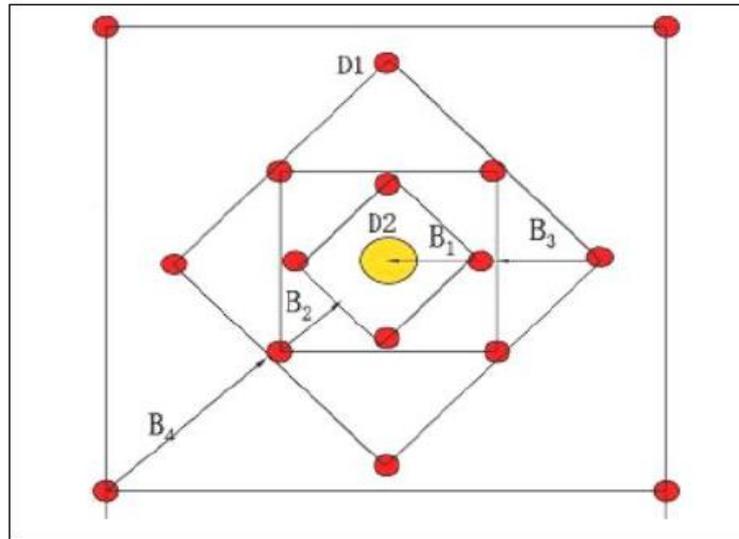


Figura 1 Distancia entre taladros

Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2008)

Para un cálculo más rápido de las voladuras de una excavación subterránea con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica como se muestra en la Tabla 27.

Tabla 27 Cálculo de Sección y Burden

Sección del corte	Valor de burden	Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1.5 \varnothing_1$	$B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1.5 B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1.5B_3\sqrt{2}$	$1.5B_4\sqrt{2}$

Fuente: Manual Práctico de Voladura (EXSA, 2008)

Donde:

B_1 = Burden del primer cuadrante.

B_2 = Burden del segundo cuadrante.

B_3 = Burden del tercer cuadrante.

B_4 = Burden del cuarto cuadrante.

\varnothing = Diámetro del taladro vacío.

- **Profundidad de taladro**

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros de carga. El avance que se espera obtener por disparo debe ser mayor del 95 % de la profundidad del taladro. El avance por disparo expresado como una función del taladro vacío puede ser expresado por la siguiente relación:

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

Donde:

H = Profundidad del taladro en m.

\emptyset = diámetro del taladro vacío en m.

El avance será:

$$X = 0.95 \times L$$

Donde:

L = longitud de taladro en m.

Teoría de Anderson

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndose así:

$$B = Kx \sqrt{(D' \times L)}$$

Dónde:

B = burden en pies

K = constante k como se muestra en la Tabla 28.

D' = diámetro del taladro en pies

L = Longitud del taladro en pies

La relación longitud de taladro-burden influye sobre el grado de fragmentación. (Cámac, 2005)

Tabla 28 Constante del Tipo de Roca “K”

Tipo de roca	Constante
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2008)

- **Dimensionamiento de la voladura.**

Volumen total $V = (L \times A \times H)$.

Donde:

$V =$ Volumen, en m^3

$L =$ Largo, en m

$H =$ Altura en m

$A =$ Potencia en m.

2.3. Definición de términos básicos

- **Exploración**

Son los trabajos de localización de nuevos yacimientos y probar la continuidad y riqueza de los depósitos de mineral ya conocidos.

- **Desarrollo**

Son las labores que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.

- **Preparación**

Son los trabajos que se ejecutan una vez que se ha limitado el yacimiento. La preparación se hace de acuerdo al método de explotación seleccionado.

- **Perforación**

Es una operación mecánica que consiste en hacer taladros en mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda depositar carga explosiva, que al

detonar sean capaces de arrancar del seno de estos materiales porciones de roca o mineral. (Cámac, 2005)

- **Explotación.**

Trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas (Jimeno & Jimeno, 2003).

- **Malla de perforación**

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (Jimeno & Jimeno, 2003).

- **Subterráneo**

Excavación natural o hecha por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

- **Frente**

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería, mediante perforación y voladura.

- **Parámetros**

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo. (Coates, 1973)

- **Burden**

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro.

También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara, distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. (Jay A., 2002).

- **Explosivos**

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

Se fabrican con diferentes potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se requiera. (EXSA, 2008)

- **Arranque o cueles**

Los 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. (Cámac, 2005)

- **Factor de carga (kg/).**

Es la cantidad de explosivo usada por de roca volada.

- **Sensibilidad**

Cualidad del explosivo, para propagar la onda explosiva a través de la columna o taladro.

- **Macizo rocoso**

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

- **Mecánica de Rocas**

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta por el comité americano de esta disciplina, mecánica de rocas es la ciencia teórica y

aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues, la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno así definida esta disciplina es básica para la minería ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas (Ramírez & Alejano, 2004).

- **Voladura**

Es la acción de fracturar un trozo de roca o mineral mediante el empleo de explosivos. (EXSA, 2008)

- **Costos operativos o de producción mina**

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción.

- **Costos directos**

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

- **Costos indirectos**

Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

- **Rendimiento**

En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la

actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización. (Jimeno & Jimeno, 2003)

2.4. Formulación de hipótesis

Las hipótesis son las respuestas preliminares a los problemas de investigación. Por esta razón, se plantean las siguientes hipótesis de Investigación. (Carrasco, 2006)

2.4.1. Hipótesis General

El mejoramiento de los estándares en operaciones de perforación y voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

2.4.2. Hipótesis Específicas

Primera Hipótesis Específica

El mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

Segunda Hipótesis Específica

El mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

2.5. Identificación de variables

Variables

Para la investigación se consideran las variables dependientes e independientes, con el fin de obtener respuesta a los problemas de investigación. (Pino, 2007)

2.5.1. Variable dependiente

Es la variable explicada, que es definida dentro del modelo por las variables independientes. Para la presente investigación, la variable dependiente considerada es:

- *Optimización de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.*

2.5.2. Variables independientes

Son las variables explicativas, que definen a la variable independiente. Para la presente investigación, las variables independientes son:

- *El mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación.*
- *El mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura.*

Definición Conceptual de las Variables

Variable Dependiente

- **Reducción de los Costos Operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.**

Relación existente entre los beneficios que proporciona una determinada operación y la inversión o el esfuerzo que se ha hecho.

Variable Independiente

- **Mejoramiento de los Estándares en las Operaciones de Perforación y Voladura**

A través de la mejora de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura se podrá lograr la optimización y reducción del costo en relación con lo que se venía obteniendo.

El costo es el gasto económico que representa la aplicación de un determinado método de minado. Al determinar el costo de producción, se puede

establecer el precio de venta al mercado del bien en cuestión (el precio al mercado es la suma del costo más el beneficio).

2.6. Definición Operacional de variables e indicadores

Es aquella que permite observar y medir la manifestación empírica de las variables, en otras palabras es la definición por desagregación o descomposición de las variables en sus referentes empíricos, mediante un proceso de deducción, es decir, de lo más general a lo más específico.

A efectos de analizar las variables de la investigación, se deberá conocer los resultados del estudio de los indicadores contemplados, para ello se detalla a continuación. (Sampieri, Collado, Lucio, & Pérez, 1998)

Indicadores de la Hipótesis Principal

Los indicadores de la hipótesis principal se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón.

- **Variables Dependientes**

Y = Optimización de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

INDICADORES:

Y₁= Costo operativo con sistema anterior (COSAnterior.).

Y₂= Costo operativo con sistema actual (COSActual).

Indicadores de las Hipótesis Secundarias

Los indicadores del trabajo se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón.

INDICADORES:

X_1 = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación.

X_2 = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura.

▪ **Variables Dependientes**

Y = Optimización de los costos operativos en la Mina Animón– Empresa Contratista IESA S.A.

INDICADORES:

Y_1 = Costo operativo con sistema anterior (COSAnterior.).

Y_2 = Costo operativo con sistema actual (COSActual).

Las variables del trabajo de investigación son cuantitativas, los cuales se detalla en la Tabla 29.

Tabla 29 Variables e Indicadores

Matriz de Variables e Indicadores	
<p>Variable Dependiente: Y= Reducción de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>Variable Independiente: X=Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>
<p>Indicadores: Y_1= Costo operativo con sistema anterior (COSAnterior). Y_2= Costo operativo con sistema actual (COSActual).</p>	<p>Indicadores: X_1 = Optimización de las operaciones de perforación. X_2 = Optimización de las operaciones de voladura.</p>

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 30 de la página se muestra el cuadro de operacionalización de las variables donde se detallan las dimensiones e indicadores.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo descriptivo, se desarrolla el estado en que se encuentra la malla de perforación y voladura usualmente usada y su aplicación a un nuevo diseño de malla, demostradas estas con pruebas de campo. Observándose el comportamiento del nuevo diseño de malla, con evaluaciones de los efectos logrados posteriores a la voladura, mejorando de esta manera el proceso de perforación y voladura.

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es Descriptivo, porque describe el mejoramiento de los estándares de las operaciones de perforación y voladura con la finalidad de optimizar los costos operativos en la Mina Animón de la Empresa Contratista IESA S.A. Su finalidad es describir y/o estimar parámetros. Se describen frecuencias y/o promedios; y se estiman parámetros con intervalos de confianza.

Enfoque

El enfoque de la investigación es Cuantitativo. La investigación cuantitativa se basa en el estudio y análisis de la realidad a través de diferentes procedimientos basados en la medición. Permite un mayor nivel de control e inferencia que otros tipos de investigación, siendo posible realizar experimentos y obtener explicaciones contrastadas a partir de hipótesis. Los resultados de estas investigaciones se basan en la estadística y son generalizables.

Método

El método del estudio de investigación es hipotético-deductivo, Este es un modelo del método científico compuesto por los siguientes pasos esenciales:

1. Observación del fenómeno a estudiar
2. Creación de una hipótesis para explicar dicho fenómeno
3. Deducción de consecuencias o proposiciones más elementales de la propia hipótesis
4. Verificación o comprobación de la verdad de los enunciados deducidos comparándolos con la experiencia

Diseño

El diseño de la investigación es experimental, debido a que se manipula la variable independiente para analizar sus efectos sobre la variable dependiente.

3.3. Métodos de investigación

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo descriptivo y aplicativo, el estudio se refiere a la optimización de costos mediante el diseño de una nueva malla de perforación y su control de tiempos en el frente de desarrollo de la labor de preparación SN-

100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

La Empresa Minera Chungar, actualmente está realizando los trabajos de perforación y voladura en los frentes de desarrollo de las labores subterráneas, con costos elevados.

El control de costos se analizará mediante el tipo de trazo y consecuentemente del número de taladros, longitud de perforación, explosivos utilizados, el sistema de carguío de taladros.

Las pruebas se realizaron considerando la nueva malla de perforación, cuantificando los parámetros tales como: burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada.

3.4. Población Y Muestra

3.4.1. Población

La población para este trabajo de investigación está constituida por las labores de perforación y voladura de la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

3.4.2. Muestra

La muestra está constituida por la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

3.5. Operacionalización de variables

3.5.1. Variable independiente

Evaluar la optimización de las operaciones de perforación y voladura así como las características geométricas del macizo rocoso de la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

3.5.2. Variable dependiente

Reducción de costos de perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada, en el frente de desarrollo de la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

3.6. Técnicas de recolección de datos

Se recolectaron los datos mediante la aplicación de fórmulas y registros, para lo cual se aplicará el análisis estadístico y porcentual, de los costos incurridos.

En la Tabla 30 de la página se muestra el cuadro de operacionalización de variables.

Tabla 30 Cuadro de Operacionalización de Variables

Variables	Dimensiones	Indicadores	Técnica de análisis	Instrumento de análisis	Fuentes
<p>Variable Independiente:</p> <p>X = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>X₁= Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación en la Mina Animón Empresa Contratista IESA S.A.</p> <p>X₂= Mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura en la Mina Animón Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>Costo mensual de perforación en la Mina Animón. (S/.)</p> <p>Costo mensual de voladura en la Mina Animón. (S/.)</p>	<p>Documental</p>	<p>Informe mensual de la Mina Animón.</p>	<p>Datos del área de Planeamiento de la Mina Animón.</p>
<p>Variable Dependiente:</p> <p>Y = Reducción de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>Y₁ = Costo operativo con sistema anterior (COSAnterior).</p> <p>Y₂ = Costo operativo con sistema actual (COSActual).</p>	<p>Costo operativo con sistema anterior expresado en soles.</p> <p>Costo operativo con sistema actual expresado en soles.</p>	<p>Documental.</p> <p>Documental.</p>	<p>Informe</p> <p>Informe</p>	<p>Mina Animón.</p> <p>Ministerio de Energía y Minas.</p>

Fuente: Elaboración propia.

3.7. Instrumentos de recolección de datos

- **Reporte mensual de operaciones**

- Cantidad de explosivo utilizado.
- Número de taladros.
- Número de equipos.

- **Reporte diario de operación**

- Labor disparada.
- Explosivos utilizados.
- Número de taladros.
- Número de horas operadas de los equipos.

- **Técnicas para el procesamiento de la información**

Se aplicaron los instrumentos y procedimientos de acuerdo a los siguientes datos:

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.
- Información de reporte diario de los costos de perforación y voladura.

- **Técnicas de tratamientos de datos**

Se utilizó los datos de campo para calcular los siguientes cuadros:

- Cálculo de eficiencia, rendimiento y costos unitarios en perforación y voladura.
- Los tiempos de cada actividad de operaciones.

3.8. Técnicas de análisis e instrumentos

Se hará uso de los informes de la Empresa Minera y los datos de costos de la Empresa Contratista IESA S.A. (Hernández Sampieri, 2010)

El análisis de los datos se realizará mediante Excel y

Técnicas Estadísticas

Con la finalidad de recolectar, resumir, clasificar, analizar e interpretar el comportamiento de los datos con respecto al comportamiento de las variables materia de estudio de investigación se usó el Excel y el SPSS v20.

Matriz de Consistencia

La matriz de consistencia del estudio de investigación se muestra en el Anexo 1 de la página .

Aplicación de los teóricos: teorías de Holmberg y Anderson

Aplicación de la Teoría de Holmberg

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1,7 \times D^2$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos como se muestra en la Figura 2 de la página .

Dónde:

D^2 = Diámetro del taladro vacío.

Distancia que no debe exceder = $1.7 \times D^2$

Distancia que no debe exceder = $1.7 \times (0.38\text{m})^2$

Distancia que no debe exceder = 0.24 m.

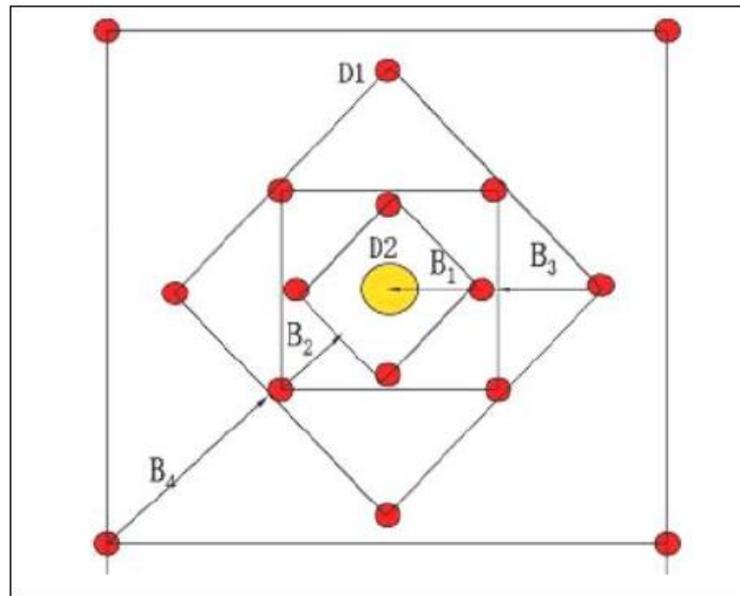


Figura 2 *Aplicación de la Teoría de Holmberg sobre Distancia entre Taladros*
Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2008)

Aplicando la Teoría de Holmberg y considerando un diámetro de 0.038 m. para el taladro vacío se determina la longitud del taladro (H) y el avance (I).

Longitud del taladro

$$H = 0.15 + 34.1 \times \varnothing - 39.4 \times \varnothing^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.038 - 39.4 \times (0.038)^2$$

$$H = 1.39 \text{ m.}$$

Avance por disparo

$$I = 0.96 \times H$$

$$I = 0.96 \times 1.39$$

$$I = 1.33 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden**

Por la Teoría de Holmberg, tenemos:

Primer burden.

$$B_1 = 1.5 \times \emptyset$$

Se consideran 3 taladros de alivio en la malla de perforación. El diámetro de cada taladro de alivio es de 38 mm = 3.8 cm.

$$B_1 = 1.5 \times (3 \times 38 \text{ cm})$$

$$B_1 = 17.1 \text{ cm}$$

Segundo burden.

$$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 17.1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 24.2 \text{ cm}$$

Tercer burden.

$$B_3 = B_2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 24.2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 51 \text{ cm}$$

Por lo que se demuestra que $B_1 = 0.171 \text{ m} < 0.24 \text{ m}$

Aplicación de la Teoría de Anderson

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndose así:

$$B = Kx \sqrt{(D' \times L)}$$

Dónde:

B = burden en pies

K = constante $k=2$ para la Mina Animón, como se muestra en la Tabla 31 de la página .

D' = diámetro del taladro en pies = 0.038 m = 0.1247 pies

L = Longitud del taladro en pies = 1.75 m = 5.74 pies

La relación longitud de taladro-burden influye sobre el grado de fragmentación. (Cámac, 2005)

Reemplazando datos tenemos:

$$B = 2x \sqrt{(0.1247x5.74)}$$

$$B = 1.69 \text{ pies} = 0.52 \text{ m}$$

Por lo que el burden hallado aplicando la teoría de Holmberg es de 0.171 m, por tanto:

0.171m < 0.52m por lo que se cumple la Teoría de Anderson referente al dimensionamiento del Burden.

Tabla 31 Constante del Tipo de Roca “K”

Tipo de roca	Constante
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA (2008)

Para la zona de estudio $k = 2$. (Mina Animón).

- **Dimensionamiento de la voladura.**

Volumen total $V = (L \times A \times H)$.

Donde:

$V =$ Volumen, en m^3

$L =$ Largo, en m = 1.75 m

$H =$ Altura en m = 3 m

$A =$ Potencia en m. = 3 m

Remplazando datos, tenemos:

Volumen total:

$$V = (1.75 \times 3 \times 3) \text{ m}^3$$

$$V = 15.75 \text{ m}^3$$

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

Análisis del Diseño de Malla para la Perforación

A partir del estudio y la toma de resultados se propone la optimización de la gestión operativa de la perforación y voladura con el nuevo diseño de malla en la Empresa Minera Chungar Veta Carmen labor SN-100.

Se propone implementar un nuevo diseño de malla de perforación para mejorar el planeamiento y los costos unitarios de nuestras operaciones. En el presente, estudio se ha reducido el número de taladros, el consumo de explosivos teniendo en cuenta los parámetros reales obtenidos para el cálculo de números de taladros, además se aplica la fórmula utilizando los parámetros de espaciamiento y tipo de roca.

La perforación se realiza con máquinas perforadoras jackleg con barras cónicas de 8', 6', 4' de longitud, y la limpieza se realiza con scooptrams de 2.5 yardas cubicas.

La sección de la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 es de 3.0 x 3.0 m, la gradiente es de 0.6% y de una longitud de barreno de 6 pies (1,82 m) y con un diámetro de brocas de 38 mm.

Es necesario mencionar que en la voladura se utiliza mecha rápida y Carmex de 7 pies y su encendido es de chispeo artesanal y los explosivos de Semexa 65, Exadit 45 y el número de disparos está acondicionado al tipo de roca.

Análisis del Diseño de la Malla de Perforación

Es necesario indicar que el diseño de malla inicial, fue elaborado por los mismos perforistas los cuales han sido realizados según su práctica y experiencia, no siendo ésta la adecuada para el frente de avance, generando como consecuencia elevados costos y pérdidas para la Empresa.

- **Cálculos de perforación y voladura**

Tiempo de perforación por taladro

= Tiempo total de perforación/taladros perforados
= 2 minutos y 58 segundos

Pies perforados por guardia

= longitud de taladro * taladros perforados
= 67.29 m

Volumen roto por disparo

= ancho * alto * avance * eficiencia (0.90)
= 13.77 m³

Factor de carga de explosivo

= peso total de dinamita/tonelaje roto; kg/TM
= 2.204 kg/TM

Eficiencia de voladura

= avance neto del disparo/(long. Promedio/tal)*100

= 90 %

Rendimiento de la voladura

= kg de explosivos/avance

= 21.57 kg/m.

Factor de perforación

=metros perforados/volumen roto

= 7.06

Control de tiempos de perforación

El control de tiempos de perforación se realizó in-situ, para ello se consideró los tiempos de perforación de 4 pies y 6 pies, incluyéndose los tiempos de demoras, estos tiempos de controles posteriormente fueron promediados. Los tiempos de perforación antes de la optimización se muestran en el Anexo 3.

Resumen de tiempos de perforación

El resumen se muestra en la Tabla 32.

Tabla 32 Resumen de Tiempos Antes de la Optimización

Tabla resumen de tiempos	N° de barrenos	Tiempo productivo h/min/seg
Tiempo total de perforación de barrenos de 4 pies	39	1:09:56
Tiempo total de perforación de barrenos de 6 pies	39	0:45:28
Total	78	1:55:24

Fuente: Elaboración propia.

Resultados de la perforación y voladura

Los resultados que se muestran a continuación representan el diseño de la malla inicial, en el cual se observan los sobrecostos de perforación y voladura los cuales se detallan en la Tabla 33.

Tabla 33 Cantidad de Explosivos Antes de la Optimización

Cantidad de explosivos							
Distribución de N° de cargas	N° de tal.	Cebo		Columna	Cantidad de explosivos	Peso de explosivos por und.	Peso total (kg)
		N°	Tipo	N°			
Tal. De alivio	3	0	0	0	0	0	0
Arranques	3	1	gelatina	7	24	0.088	2.112
Ayuda de arranques	4	1	gelatina	6	28	0.088	2.464
Sub ayudas	4	1	gelatina	6	28	0.081	2.268
Ayuda de coronas	5	1	gelatina	6	35	0.081	2.835
Coronas	5	1	gelatina	5	30	0.081	2.430
Cuadradores	4	1	gelatina	6	28	0.081	2.268
De rotura	3	1	gelatina	6	21	0.081	1.701
Ayuda de arrastres	3	1	gelatina	6	21	0.088	1.848
Arrastres	5	1	gelatina	6	35	0.088	3.080
Total	39				250		21.006

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Para el cálculo de la cantidad de explosivos, la gelatina que se utiliza como cebo no se encuentra considerado en la columna.

Diseño de malla de perforación

El diseño de malla anterior se muestra en la Figura 3.

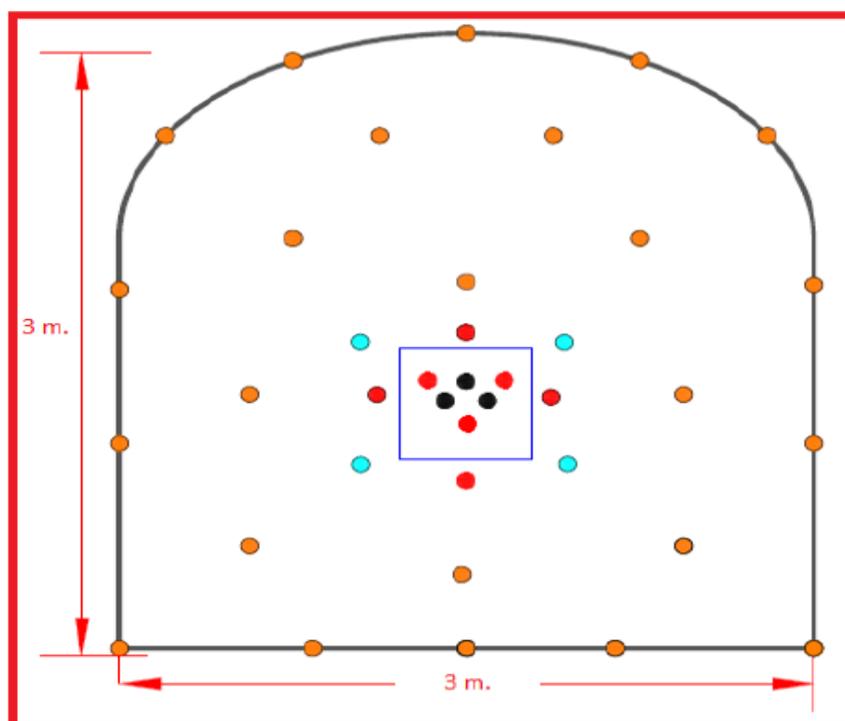


Figura 3 Diseño de malla antes de la optimización

Fuente: Elaboración propia

1. Sección: 3.0 x 3.0 m
2. N° de taladros: 39
3. Taladros cargados: 36

Tabla 34 Cuadro de Costos Antes de la Optimización

PRECIOS UNITARIOS LABOR DE DESARROLLO 3.0 x 3.0 METROS			
Código de precio	P001	Factor de potencia	0.46 kg/TM
Descripción de área	Labor: 3.0x3.0 metros	N° total de taladros cargados (incluye cuneta)	36 tal.
Limpieza Mecanizada Scoop	2.5 yd ³ dist. máx 200 m	Taladros de alivio	3 tal.
Tipo de roca	Media	N° de cartuchos por disparo 65%, 7/8"x7"	250 cart.
Cuneta	0.80x0.80 m.	Long. efec. de perforación	5.58 pies (1.70 m)
Rendimiento por disparo	90% 4.59 pies (1.40 m.)	Volumen movido	13.77 m ³

SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO S/.	CANTIDAD	SUB TOTAL S/. x Metro
a. Mano de Obra				
Maestro Perforista	H-H	10.73	16	171.65
Ayudante Perforista	H-H	10.03	8	80.26
Scoopero	H-H	11.93	1.6	19.08
Maestro Carrilano	H-H	10.73	2	21.46
Ayudante Carrilano	H-H	10.03	0.5	5.02
Sub total de mano de obra				297.46
b. Implementos				
Implementos Perforistas	Hora	0.768	16	12.29
Implementos Otros	Hora	0.72	12.1	8.71
Sub total de implementos				21.00
c. Materiales y Herramientas				
Herramientas	Gdia	5.69	1	5.69
Perforación Alcayatas	Pp	0.85	5.91	5.04
Manga de Ventilación	Ml	12.48	0.33	4.12
Alcayatas de Fe 1/2"	Und	11.94	3	35.82
Costo de Perforadora	Pp	0.35	217.62	75.73
Costo Aceros	Pp	0.50	217.62	109.68
Sub total de herramientas				236.07
d. Explosivos				
Dinamita	kg	6.80	20.29	138.05
Carmex 7 ft	Pza	1.66	0	0.00
Carmex 9 ft	Pza	1.90	33	62.57
Mecha Rápida	Ml	0.94	20	18.72
Sub total de explosivos				219.34

PRECIOS UNITARIOS LABOR DE DESARROLLO 3.0 x 3.0 METROS				
e. Equipos				
Scooptram (2.5 yd ³) Hasta 150 m	h	1.92	136.5	262.08
Scooptram (2.5 yd ³) Carguío a carro minero	h	0	136.5	0
Sub total de equipos				262.08
TOTAL COSTO DIRECTO			S/. x Metro	1035.96
GASTOS GENERALES	15%			155.39
UTILIDADES	10%			103.60
COSTO POR METRO DE AVANCE			S/. x Metro	1,294.94
			US\$ x Metro	369.98

Fuente: Elaboración propia.

Procedimiento para nuevo diseño de malla de perforación

El diseño eficiente de la malla de perforación nos permite tener un incremento de la productividad en la perforación y voladura. En el estudio se consideran 2 máquinas perforadoras tipo jackleg en la perforación y un avance de 6 pies (1.82 metros) siendo la longitud real en la perforación de 1.75 m en los frentes de avance de 3.0 x 3.0 m.

Las características se describen a continuación:

Sección del frente : 3.0 x 3.0 m.

Equipo de perforación : Jackleg

Número de perforadoras : 2

Longitud del barreno : 1.82 m. (6 pies)

Diámetro del taladro : 0.038 m.

Densidad de la roca : 2.7 TM/m³

Cálculo del avance por disparo

Aplicando la Teoría de Holmberg y considerando un diámetro de 0.038 m. para el taladro vacío se determina la longitud del taladro (H) y el avance (I).

Longitud del taladro

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.038 - 39.4 \times (0.038)^2$$

$$H = 1.39 \text{ m.}$$

Avance por disparo

$$I = 0.96 \times H$$

$$I = 0.96 \times 1.39$$

$$I = 1.33 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros.

$$N^\circ \text{ Taladros} = (R/C) + (K \times S)$$

Donde:

S: Área de la sección = 9 m².

R: Perímetro de la sección en metros = 12 m.

C: Distancia entre taladros de la circunferencia o perímetros = 3/5 = 0.6 m

K: Coeficiente. El valor del coeficiente se muestra en la Tabla 35.

Para la zona del trabajo de la Mina Animón se considera k = 1.5 y C = 0.6 para roca intermedia.

Tabla 35 Coeficiente del Tipo de Roca

Tipo de roca	C	k
Roca dura	0.5	2
Roca intermedia	0.6	1.5
Roca suave y blanda	0.7	1

Fuente: EXSA (2008) Manual Práctico de Voladura.

Reemplazando datos:

$$N^\circ \text{ Taladros} = (R/C) + (K \times S)$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = (12/0.6) + (1.5 \times 9)$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = 34 \text{ taladros.}$$

- **Cálculo de burden**

Por la Teoría de Holmberg, tenemos:

Primer burden.

$$B_1 = 1.5 \times \emptyset$$

Se consideran 3 taladros de alivio en la malla de perforación. El diámetro de cada taladro de alivio es de 38 mm = 3.8 cm.

$$B_1 = 1.5 \times (3 \times 38 \text{ cm})$$

$$B_1 = 17.1 \text{ cm}$$

Segundo burden.

$$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 17.1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 24.2 \text{ cm}$$

Tercer burden.

$$B_3 = B_2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 24.2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 51 \text{ cm}$$

- **Cálculo de los parámetros de perforación y voladura**

Velocidad de penetración o perforación (VP)

$$VP = (\text{Longitud del Taladro}) / (\text{Tiempo Efectivo/Taladro})$$

$$\text{Tiempo Efectivo/Taladro} = 2 \text{ min } 58 \text{ seg} = 2.967 \text{ min.}$$

$$VP = 1.75 \text{ m} / 2.967 \text{ min}$$

$$VP = 0.59 \text{ m/min.}$$

Tiempo total de perforación por frente

$$TP = ((N^\circ \text{ de taladros} \times \text{long. Taladros}) / (\text{velocidad de perforación}))$$

$$TP = (34 \times 1.75) / (0.70)$$

$$TP = 1 \text{ h. } 41 \text{ min.}$$

Eficiencia total de perforación

$$\text{Eficiencia Perf.} = ((\text{Long. Taladro})/(\text{Long. Barreno})) \times 100$$

$$\text{Eficiencia Perf.} = ((1.75/1.82) \times 100$$

$$\text{Eficiencia de Perf.} = 96\%$$

Eficiencia total de la voladura

$$\text{Eficiencia vol.} = ((\text{long. Taladro})/(\text{Avance Efectivo})) \times 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = (1.75/1.82) \times 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = 96\%$$

Avance efectivo por disparo

$$\text{Avance disp.} = (\text{Long. barreno} \times \text{Efic. Perf.} \times \text{Efic. Vol.})$$

$$\text{Avance disp.} = ((1.75) \times 0.96 \times 0.96)$$

$$\text{Avance disp.} = 1.61 \text{ m.}$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \left(\frac{\frac{2}{3} \times L}{L_e \times 0.8} \right)$$

Donde:

N° de cartuchos = Total de cartuchos por taladro

L = Longitud del taladro perforado (m.)

L_e = Longitud de explosivo cartucho (m.)

La carga debe ser 2/3 de la longitud del taladro perforado.

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = ((2/3 \times 1.75)/(0.2 \times 0.8))$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 7$$

Cantidad de carga por disparo

$$\text{Semexa EXSA 65\%} = 177 \text{ Cart.} \times 0.081 \text{ Kg/Cart.} = 14.34 \text{ kg}$$

$$\text{Exadit EXSA 45\%} = 25 \text{ Cart.} \times 0.076 \text{ Kg./Cart.} = 1.9 \text{ kg}$$

Cantidad total de explosivos = $14.34 + 1.9 = 16.24$ kg.

Cantidad de carga en los taladros

Carga/taladros = cantidad total de explosivos/taladros

Se supone que todos los taladros se encuentran cargados.

Carga/ taladros= $16.24/34$

Carga/taladros = 0.47 kg/taladros.

Análisis de la voladura

Volumen roto de roca

Volumen roto = sección del frente x avance efectivo

Volumen roto = $9 \text{ m}^2 \times 1.75 \text{ m}$

Volumen roto = 15.75 m^3

Tonelaje de roca roto

Tonelaje roto = (volumen roto x factor de esponj. x densidad)

Considerando el factor de esponjamiento de 60%

Tonelaje roto = $(15.75 \text{ m}^3 \times 1.60 \times 2.7 \text{ TM/m}^3)$

Tonelaje roto = 68.04 TM (suelto)

Factor de carga (kg/m³)

FC = (kg. Explosivos/volumen roto)

FC = $16.24 \text{ kg}/15.75 \text{ m}^3$

FC = 1.03 kg/m^3

Factor de potencia (kg/TM)

FC = kg. Explosivo/Tonelaje roto

FC = $16.24/68.04$

FC = 0.24 kg/TM

Los resultados obtenidos de los cálculos para el nuevo diseño de malla se muestran en la Tabla 36.

Tabla 36 Resultado Obtenidos de la Perforación y Voladura

Datos generales	
Sección	3.0 m x 3.0 m.
Tipo de roca	Media
Long. de perforación	6.0 pies
N° taladros	34
Taladros cargados	31
Cantidad de cartuchos	202
Peso total de explosivos	16.24 kg
Long. de barrenos	1.82 m
Long. de perforación efectiva	1.75 m
Tiempo de perforación	1 h 25 min
Metros perforados	59.5

Fuente: Elaboración propia.

Reducción de la cantidad de explosivos

En la siguiente Tabla 37 se muestran las cantidades optimizadas de explosivos en la labor SN-100.

Tabla 37 Cantidad de Explosivo por Taladro Optimizado

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS							
Distribución de carga	N° de taladros	Cebo		Columna	Cantidad de explosivos	Peso de explosivos x unid.	Peso total (kg)
		N°	Tipo	N°			
Taladros de alivio	3	0	0	0	0	0	0
Arranque	4	1	Semexa 65	7	28	0.081	2.27
Ayuda de arranques	4	1	Semexa 65	7	28	0.081	2.27
Ayuda de coronas	5	1	Semexa 65	6	30	0.081	2.43
Coronas	5	1	Exadit 45	5	25	0.076	1.90
Cuadradores	4	1	Semexa 65	7	28	0.081	2.27
De rotura	2	1	Semexa 65	7	14	0.081	1.13
Ayuda de arrastres	3	1	Semexa 65	7	21	0.081	1.70
Arrastre	4	1	Semexa 65	7	28	0.081	2.27
Total	34				202		16.24

Fuente: Elaboración propia.

Diseño de la malla de perforación optimizada

En la Figura 4 de la malla de perforación optimizada se muestra la reducción de los taladros de perforación.

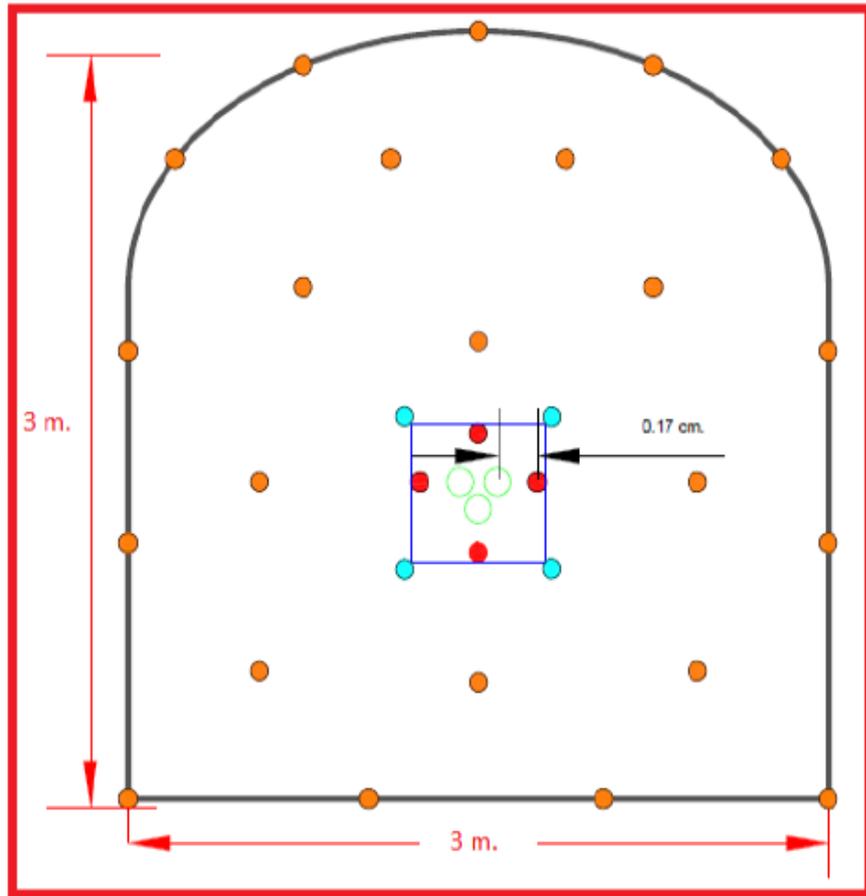


Figura 4 Diseño de malla optimizada
Fuente: Elaboración propia.

- 1) Sección: 3.0 x 3.0 m
- 2) N° de taladros: 34
- 3) Taladros cargados: 31

Tabla 38 Cuadro de Costos Optimizado

PRECIOS UNITARIOS LABOR DE DESARROLLO 3.0 x 3.0 METROS			
Código de precio	P002	Factor de Potencia	0.24 kg/TM.
Descripción de área	Labor: 3.0x3.0 metros	N° total de taladros (Inc.cuneta)	31 tal.
Limpieza Mecanizada Scoop	2.5 yd ³ dist. max 150 m	Taladros de alivio	3 tal.
Tipo de roca	Media	N° de cartuchos por disparo 65%, 7/8"x7"	202 cart.
Cuneta	0.80x0.80 m.	Long. Efectiva de perforación	5.76 pies (1.75 m)
Rendimiento por disparo	95% 5.28 pies (1.61 m.)	Volumen movido	15.75 m ³

PRECIOS UNITARIOS LABOR DE DESARROLLO 3.0 x 3.0 METROS				
SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO S/.	CANTIDAD	SUB TOTAL S/. x Metro
a. Mano de Obra				
Maestro Perforista	H-H	10.73	16	171.65
Ayudante Perforista	H-H	10.03	8	80.26
Scoopero	H-H	11.93	2.44	29.10
Maestro Carrilano	H-H	10.73	2	21.46
Ayudante Carrilano	H-H	10.03	0.5	5.02
Sub total de mano de obra				307.48
b. Implementos				
Implementos Perforistas	Hora	0.77	16	12.288
Implementos Otros	Hora	0.72	12.94	9.3168
Sub total de implementos				21.6048
c. Materiales y Herramientas				
Herramientas	Gdia	5.69	1	5.69
Perforación Alcayatas	Pp	0.85	5.91	5.04
Manga de Ventilación	MI	12.48	0.53	6.61
Alcayatas de Fe 1/2"	Und	11.94	3	35.82
Costo de Perforadora	Pp	0.35	195.84	68.15
Costo Aceros	Pp	0.50	195.84	98.70
Sub total de herramientas				220.01
d. Explosivos				
Dinamita	kg	6.80	16.4	111.59
Carmex 7 ft	Pza	1.66	0	0.00
Carmex 9 ft	Pza	1.90	28	53.09
Mecha Rápida	M	0.94	20	18.72
Sub total de explosivos				183.39
e. Equipos				
Scooptram (2.5 yd3) Hasta 150 m.	h	1.92	136.5	262.08
Scooptram (2.5 yd3) Carguío a Carro minero	h	0	136.5	0
f. Sub total de equipos				262.08
TOTAL COSTO DIRECTO			S/. x Metro	994.57
GASTOS GENERALES	15%			149.19
UTILIDADES	10%			99.46
COSTO POR METRO DE AVANCE			S/. x Metro	1,243.22
			US\$ x Metro	355.20

Fuente: Elaboración propia.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

En la presente tesis, la optimización de perforación y voladura se ha realizado en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Mina Animón debiendo cumplirse para la optimización de los costos operativos. Respecto a las características del diseño de perforación y por su importancia se han considerado los siguientes factores:

- Número de taladros.
- Diámetro del taladro vacío.
- Número de taladros de producción.
- Diámetro de taladros de producción.
- Longitud de taladros perforados.
- Tipo de roca.
- Avance lineal.
- Equipo a utilizarse.
- Área de sección de la labor.
- Volumen de roca.
- Tonelaje de material disparado.

Resultados

Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación se optimizará los costos de perforación y voladura de la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

Resultados comparativos de la perforación anterior

- **Diseño de la malla de perforación anterior**

Para la determinación de la malla de perforación en la labor de preparación SN-100 de la Empresa Minera Chungar se consideró características geomecánicas y geológicas del macizo rocoso.

En el diseño de la malla se utilizó 39 taladros perforados y siendo 3 taladros de alivio, los cuales se muestran en la Tabla 39.

Tabla 39 Distribución de Taladros Antes de la Optimización

Distribución de taladros	N° de taladros
Taladros de alivio	3
Arranque	3
Ayuda de arranques	4
Sub ayudas	4
Ayudas de coronas	5
Coronas	5
Cuadradores	4
De rotura	3
Ayuda de arrastres	3
Arrastres	5
Total	39

Fuente: Elaboración propia.

- **Diseño de la malla de perforación optimizada**

En el nuevo diseño de perforación se ha considerado características geomecánicas y geológicas del macizo rocoso de la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar de los cuales los siguientes parámetros se han tenido en cuenta para el diseño de la malla como: burden, espaciamento, diámetro del taladro de alivio, diámetro de taladros de producción, longitud del taladro y se han determinado 34 taladros. La distribución de los taladros se muestra en la Tabla 40.

Tabla 40 Distribución de Taladros Optimizado

Distribución de taladros	N° de taladros
Taladros de alivio	3
Arranque	4
Ayuda de arranques	4
Ayudas de coronas	5
Coronas	5
Cuadradores	4
De rotura	2
Ayuda de arrastres	3
Arrastres	4
Total	34

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo con los resultados obtenidos se concluye que con el nuevo diseño de la malla de perforación se han reducido 5 taladros en comparación a la malla de perforación anterior donde se podrá seleccionar las cargas explosivas adecuadas y así se reducirá los costos de voladura en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.

Resultados comparativos de la voladura

● **Carga explosiva anterior**

En el sistema de voladura anterior se utilizó explosivos gelatina 75% para los arranques y Semexa 65% para los demás taladros y 7 m. de mecha rápida y 36 unidades de Carmex de 7 pies. Los datos se muestran en la Tabla 41.

Tabla 41 Carga Explosiva de la Malla de Perforación Antes de la Optimización

Voladura con el sistema anterior	
Cantidad de explosivos	250 cart.
Fulminante N° 8	36 und.
Mecha rápida	7 m.
kg./disparo	21.1
Factor de carga (kg/m ³)	1.46
Factor de potencia (kg/TM)	0.46

Fuente: Elaboración propia.

- **Carga explosiva optimizada**

De acuerdo a las características geomecánicas y geología del macizo rocoso se ha seleccionado el explosivo Semexa 65% para los arranques y taladros de producción y Exadit 45% para las coronas y mecha rápida y Carmex. Los datos se muestran en la Tabla 42.

Tabla 42 Carga Explosiva de la Malla de Perforación Optimizada

Voladura con el sistema optimizado	
Cantidad de explosivos	202 cart.
Fulminante N° 8	31 und.
Mecha rápida	6 m.
kg./disparo	16.24
Factor de carga (kg/m ³)	1.03
Factor de potencia (kg/TM)	0.24

Fuente: Elaboración propia.

Resultados Comparativos de la Voladura por Metro de Avance

Costos de la perforación y voladura con el sistema anterior

En la perforación y voladura con el sistema anterior se observa que los costos operativos son muy elevados a causa del mal diseño de la malla de perforación que no se ajusta a las características del macizo rocoso, por ello se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de los taladros, teniendo como consecuencia mala fragmentación y rotura de la roca afectando directamente en el ciclo de extracción de mineral y esto influye en los costos de operaciones.

Costos de la perforación y voladura optimizada

Luego de tener el diseño de la nueva malla de perforación y voladura se ha procedido con desarrollar la optimización en los costos de explosivos, mano de obra, equipos, aceros y un rendimiento de avance óptimo en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la

Empresa Minera Chungar donde se ha reducido los costos de perforación y voladura cuya comparación se muestra en la Tabla 43. (Inafuko & Donet, 2008)

Tabla 43 Comparación de la Perforación y Voladura con los Dos Sistemas

Optimización de perforación y voladura				
Item	Unidad	Antes	Después	Diferencia
Taladros perforados	Tal.	39	34	5
Taladros cargados	Tal.	36	31	5
Cantidad de explosivos	cart.	250	202	48
Carmex	Unid.	36	31	5
Mecha rápida	m	7	6	1
kg/disparo	kg	21.1	16.24	4.86
Factor de carga	kg/m ³	1.46	1.03	0.43
factor de potencia	kg/TM	0.46	0.24	0.22
Volumen disparado	m ³	13.77	15.75	1.98
Avance lineal	m	1.40	1.61	0.21
Avance mensual lineal	m	75	95	20
Tiempo total de perforación	H.	1:25:24	1:20:15	0:05:09

Fuente: Elaboración propia.

En el diseño de malla de perforación con el sistema anterior se ha utilizado 36 taladros de producción y tres de alivio, sin embargo en el diseño de la nueva malla de perforación se utilizaron 31 taladros de producción y 3 de alivio teniendo una reducción de costos de perforación y voladura. (Lind, Marchal, & Wathen, 2005)

4.3. Prueba de hipótesis

La prueba de hipótesis se realiza tomando en cuenta los costos unitarios con el sistema tradicional y el sistema optimizado y usando el programa SPSS 20, tenemos:

Tabla 44 Costos Unitarios con el Sistema Tradicional y el Sistema Optimizado

Item	Antes	Después	Diferencia	%
a. Mano de obra	297.46	307.48	-10.02	-3.4
b. Implementos	21	21.6	-0.6	-2.9
c. Materiales y herramientas	236.07	220.01	16.06	6.8
d. Explosivos	219.34	183.39	35.95	16.4
e. Equipos	262.08	262.08	0	0.0
Total costos directos	1035.96	994.57	41.39	4.0
Gastos generales	155.39	149.19	6.29	4.0
Utilidades	103.6	99.46	4.14	4.0
Costo por metro de avance	S/. 1294.94	S/. 1243.22	S/. 51.72	4.0
	\$369.98	\$355.20	\$14.78	4.0

Fuente: Elaboración propia.

Prueba de Normalidad

Sea:

H_0 : La Distribución es Normal

H_a : La Distribución No es Normal

$\alpha = 5\%$ (Nivel de Significancia)

$1-\alpha = 95\%$ (Nivel de Confianza)

Descriptivos

		Costos Antes y Después de la Optimización	Estadístico	Error típ.
Costos Unitarios Labor SN-100 Animón		Media	402.8711	148.40186
		Intervalo de confianza para la media al 95%	60.6558	
		Límite inferior		
		Límite superior	745.0864	
		Media recortada al 5%	374.5268	
		Mediana	236.0700	
	Sistema Tradicional (Antes)	Varianza	198208.001	
		Desv. típ.	445.20557	
		Mínimo	21.00	
		Máximo	1294.94	
		Rango	1273.94	
		Amplitud intercuartil	537.22	
		Asimetría	1.550	.717
		Curtosis	1.083	1.400
		Media	386.7778	142.70573
		Intervalo de confianza para la media al 95%	57.6978	
		Límite inferior		
		Límite superior	715.8578	
		Media recortada al 5%	359.4853	
	Sistema Optimizado (Después)	Mediana	220.0100	
	Varianza	183284.336		
	Desv. típ.	428.11720		
	Mínimo	21.60		
	Máximo	1243.22		
	Rango	1221.62		
	Amplitud intercuartil	526.70		
	Asimetría	1.539	.717	
	Curtosis	1.050	1.400	

Pruebas de normalidad

	Costos Antes y Después de la Optimización	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
		Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Costos Unitarios Labor SN-100 Animón	Sistema Tradicional (Antes)	.371	9	.001	.742	9	.004
	Sistema Optimizado (Después)	.351	9	.002	.749	9	.005

a. Corrección de la significación de Lilliefors

$$Pv_1 = 0.004$$

$$Pv_2 = 0.005$$

Como $Pv_{1,2} < 0.05$ se Rechaza la Hipótesis Nula (H_0).

Por tanto, **la distribución NO es normal.**

Prueba de Homogeneidad de las Varianzas

Sea:

H_0 : Las Varianzas son Homogéneas

H_a : Las Varianzas No son Homogéneas

Prueba de homogeneidad de varianzas

Costos Unitarios Labor SN-100 Animón

Estadístico de Levene	gl1	gl2	Sig.
.012	1	16	.913

ANOVA de un factor

Costos Unitarios Labor SN-100 Animón

	Suma de cuadrados	gl	Media cuadrática	F	Sig.
Inter-grupos	1165.479	1	1165.479	.006	.939
Intra-grupos	3051938.692	16	190746.168		
Total	3053104.171	17			

$$Pv = 0.939$$

Como $Pv > 0.05$ se Acepta la Hipótesis Nula (H_0).

Por tanto, **las Varianzas son Homogéneas.**

Prueba T de Muestras Independientes

Sea:

$$H_0: \mu_1 = \mu_2$$

$$H_a: \mu_1 \neq \mu_2$$

Estadísticos de grupo						
	Costos Antes y Después de la Optimización	N	Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	
Costos Unitarios Labor	Sistema Tradicional (Antes)	9	402.8711	445.20557	148.40186	
SN-100 Animón	Sistema Optimizado (Después)	9	386.7778	428.11720	142.70573	

Prueba de muestras independientes

	Prueba de Levene para la igualdad de varianzas	Prueba T para la igualdad de medias								
		F	Sig.	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Error típ. de la diferencia	95% Intervalo de confianza para la diferencia	
									Inferior	Superior
Costos Unitarios Labor	Se han asumido varianzas iguales	.012	.913	.078	16	.939	16.09333	205.88355	420.36030	452.54697
SN-100 Animón	No se han asumido varianzas iguales			.078	15.976	.939	16.09333	205.88355	420.41459	452.60126

$$P_v = 0.939$$

Como $P_v > 0.05$ se Acepta la Hipótesis Nula (H_0).

Por tanto, $\mu_1 = \mu_2$.

De donde se puede concluir que el mejoramiento de los estándares en operaciones de perforación y voladura reduce los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.

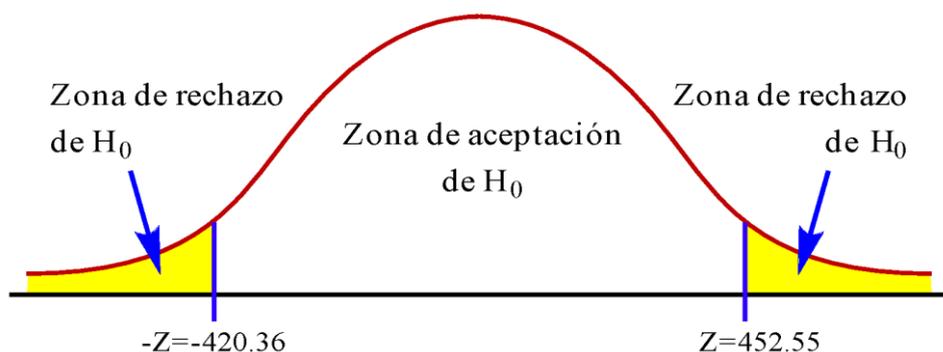


Figura 5 Prueba de Hipótesis
Fuente: Elaboración propia.

4.4. Discusión de resultados

Según el análisis comparativo de los costos de perforación y voladura de los dos sistemas antes y después de la optimización se obtiene que hay una diferencia en los costos unitarios en la labor de preparación SN-100 de la Veta Ramal Piso 3 Principal del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar reduciéndose los costos por metro lineal de la labor en S/ 51.72. (Inafuko & Donet, 2012)

Tabla 45 Comparación de los Costos

Item	Antes	Después	Diferencia	%
a. Mano de obra	297.46	307.48	-10.02	-3.4
b. Implementos	21	21.6	-0.6	-2.9
c. Materiales y herramientas	236.07	220.01	16.06	6.8
d. Explosivos	219.34	183.39	35.95	16.4
e. Equipos	262.08	262.08	0	0.0
Total costos directos	1035.96	994.57	41.39	4.0
Gastos generales	155.39	149.19	6.29	4.0
Utilidades	103.6	99.46	4.14	4.0
Costo por metro de avance	S/. 1294.94	S/. 1243.22	S/. 51.72	4.0
	\$369.98	\$355.20	\$14.78	4.0

Fuente: Elaboración propia.

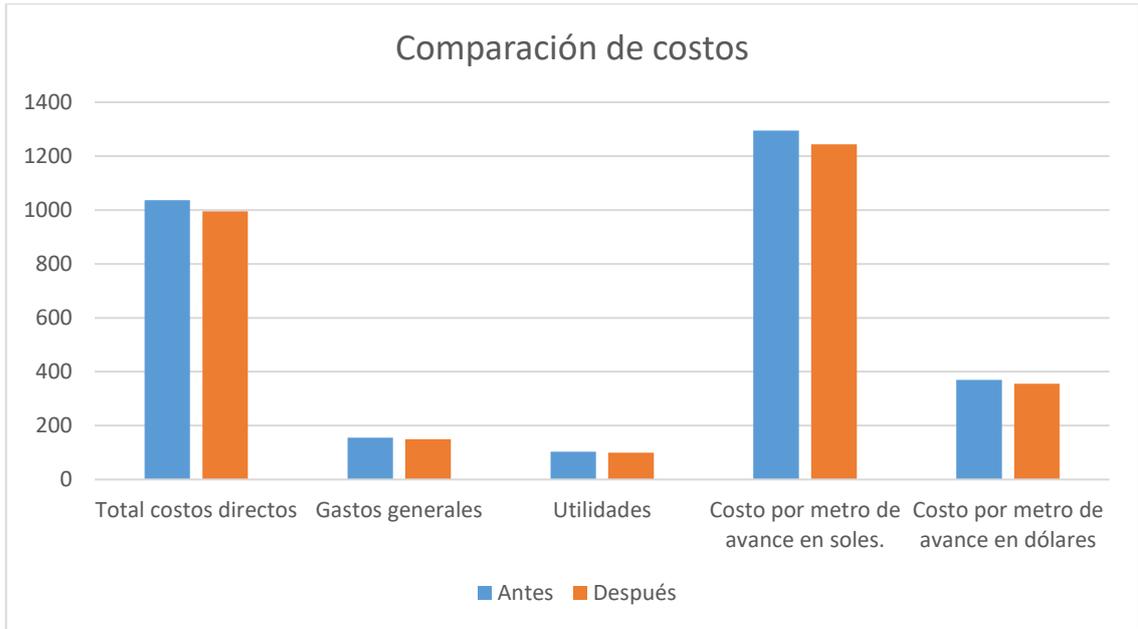


Figura 6 Comparación de Costos Antes y Después de la Optimización
Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. Se reducen los costos operativos de perforación y voladura por metro lineal de avance de US\$ 369.98 a US\$ 355.20, teniendo una diferencia de US\$ 14.78.
2. En la voladura del frente de la labor de preparación del nivel 130 se redujo el consumo de explosivos de 21.01 kg a 16.24 kg., prescindiéndose de la gelatina 75% por el Semexa 65% y Exadit 45%, llegándose a obtener una voladura controlada en la sobrerotura y mayor control de la corona, y además teniendo una buena fragmentación para una mejor limpieza y acarreo de material.
3. Habiendo obtenido los nuevos resultados, la Empresa puede reemplazar el diseño de malla anterior con el nuevo con la finalidad de reducir las fallas operativas y maximizar las operaciones de la labor de desarrollo.
4. En el diseño de malla de perforación con el sistema anterior se ha utilizado 36 taladros de producción y 3 de alivio, sin embargo con el diseño de la nueva malla de perforación se utilizaron 31 taladros de producción y 3 de alivio, lo cual contribuye a la reducción de costos de perforación y voladura con ahorro de 4% por metro lineal de avance de la labor.
5. La Reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden aproximadamente a un monto de 10,000 \$ al año.

RECOMENDACIONES

4. Programar una capacitación y supervisión constante al personal, acerca del uso del nuevo diseño de malla de perforación y voladura, para así optimizar las dificultades en el bajo rendimiento de la voladura.
5. Con la finalidad de obtener buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según el nuevo diseño de malla y se obtendrá un buen avance lineal.
6. Realizar los controles geomecánicos periódicos, para tener datos actualizados y comportamiento de la labor de preparación del nivel 130 de la Empresa Minera Chungar.
7. Los barrenos de perforación deben ser protegidos contra la corrosión y el polvo y deben ser almacenados en caballetes especiales lo mismo que las brocas deben permanecer en su respectivo envase.
8. Se recomienda que los Jefes de Guardia deben ser los responsables del trazado de mallas en los frentes y de la verificación de la longitud de los taladros con el fin de cumplir con los avances efectivos programados. Es necesario estandarizar mallas de perforación tanto para producción como para labores de avance.
9. Debido a la falta de capacitación y entrenamiento al personal en temas de perforación y voladura consiste en errores en la manipulación de explosivos, es decir de la distribución de la carga explosiva en mina, la cual se debe a que los supervisores de operaciones piden una cantidad excesiva de explosivos al polvorín y el remanente de mina no se interna nuevamente al polvorín. Situación que además de generar un sobre costo de voladura por materiales, genera también una condición subestándar de la seguridad en mina.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Araujo, J. E., Torres, K. J., & Valentin, C. (2017). *Valorización de Volcan Compañía Minera S.A.A. y subsidiarias (2016)*. 62.
- Bieniawski, Z. T., & Bieniawski, Z. (1989a). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Bieniawski, Z. T., & Bieniawski, Z. (1989b). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Borja, H., & Emerson, J. (2014). *Costos de voladura usando detonador no eléctrico dual en labores subterráneas UEA Chungar, Compañía Minera Volcan SAA*.
- Cámac, A. (2005). Manual de perforación y voladura de rocas. *FIM-UNA Puno*.
- Carrascal, U., González, Y., Rodríguez, B., & others. (2001). *Análisis econométrico con Eviews*.
- Carrasco, S. (2006). Metodología de la investigación científica. *Lima: San Marcos*.
- Chávez, C. J., & Huamaní, J. C. (2018). *Optimización de los tiempos operativos de los equipos trackless para el logro de la productividad en la compañía minera Volcan, unidad Chungar-2017*.
- Coates, D. (1973). *Fundamentos de mecánica de rocas*. Litoprint.
- EXSA. (2008). Manual práctico de voladura edición especial. *Perú*.
- Fonseca, J. J. (2018). *Implementación de los riesgos críticos de seguridad para controlar incidentes-accidentes durante la perforación diamantina en la Uea Chungar-Mina Animón de Cia Minera Volcan SA año 2017*.
- Garrido, J. J. (2015). *Mejora y control de estándares en perforación y voladura para la reducción del costo en Mina Animón*.
- Guillen, M. P. (2018). *Reducción del factor de carga y optimización de costos con la aplicación de corte cilíndrico en arranque de labores de avance en roca sedimentaria marga-Mina Animón-IESA*. 181.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones subterráneas en roca*.
- Inafuko, J. T., & Donet, J. L. R. (2008). *Estadística aplicada. Segunda Parte*. Fondo Editorial, Universidad del Pacífico.

- Inafuko, J. T., & Donet, J. L. R. (2012). *Estadística aplicada. Primera Parte*. Fondo Editorial, Universidad del Pacífico.
- Jáuregui, A. (2009). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*.
- Jay A., R. (2002). *Técnicas eficientes para tronaduras*.
- Jimeno, C. L., & Jimeno, E. L. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. IGME.
- Lind, D. A., Marchal, W. G., & Wathen, S. A. (2005). *Estadística aplicada a los negocios y la economía*. McGraw-Hill,.
- Muñoz, M. M. (2006). *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000 TMD a 3000 TMD*. 165.
- Pino, R. (2007). *Metodología de la Investigación*. Editorial San Marcos EIRL Primera edición Lima-Perú.
- Ramírez, P., & Alejano, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*. Red DESIR.
- Roldan, A. (2018). *Evaluación del soporte preventivo con shotcrete y fibra de acero aplicado en macizos rocosos inestables en la mina Animon-CIA minera Volcan SA Cerro de Pasco-2016*.
- Sampieri, R. H., Collado, C. F., Lucio, P. B., & Pérez, M. de la L. C. (1998). *Metodología de la investigación* (Vol. 6). McGRAW-HILL México.
- Tolentino, C., & Newton, B. (2018). *Evaluación metalúrgica al blending de minerales para la recuperación del cobre, plomo y zinc en la uea Chungar, Volcan compañía minera saa-Pasco-2018*.
- Umaña, E. I. (2014). *Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura Minera Yanaquihua S.A.C. E.E. ADEMINCO S.A.C. Facultad de Geología, Geofísica y Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa*, 113.
- Vila, J. A. (2004). *Planeamiento estratégico operativo de la mina Animón*.

ANEXOS

Anexo 1 Matriz de Consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p align="center">General</p> <p>¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.?</p>	<p align="center">General</p> <p>Reducir los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura.</p>	<p align="center">General</p> <p>El mejoramiento de los estándares en operaciones de perforación y voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X)</p> <p>X = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Y = Reducción de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p align="center">Propósito:</p> <p>La presente investigación tiene el propósito de conocer cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura influye en la reducción de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p> <p align="center">Nivel:</p> <p align="center">Descriptivo.</p> <p align="center">Enfoque:</p> <p align="center">Cuantitativo.</p> <p align="center">Método: No experimental.</p> <p align="center">Hipotético deductivo.</p>
<p align="center">Específico 1</p> <p>¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación reduciría los costos operativos en la Mina Animón - Empresa Contratista IESA S.A.?</p>	<p align="center">Específico 1</p> <p>Reducir los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación.</p>	<p align="center">Específico 1</p> <p>El mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>Variable Independiente (X)</p> <p>X = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación y voladura en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p> <p align="center"><u>INDICADORES:</u></p>	

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p align="center">Específico 2</p> <p>¿Cómo el mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón - Empresa Contratista IESA S.A.?</p>	<p align="center">Específico 2</p> <p>Reducir los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A. mediante el mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura.</p>	<p align="center">Específico 2</p> <p>El mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura reduciría los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p>	<p>X_1 = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de perforación.</p> <p>X_2 = Mejoramiento de los estándares en las operaciones de voladura.</p> <p>Variable Dependiente (Y) Y = Reducción de los costos operativos en la Mina Animón – Empresa Contratista IESA S.A.</p> <p align="center"><u>INDICADORES:</u></p> <p>Y_1 = Costo operativo con sistema anterior (COSAnterior). Y_2 = Costo operativo con sistema actual (COSActual).</p>	<p align="center">Diseño: No experimental.</p>

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 2 Escala de Valores de la Labor SN-100 de la Mina Animón

Parámetro		Escala de valores							
1	Resistencia de la roca inalterada	Índice de la carga de punta	>8 Mpa	4-8 Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia a la compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión Uniaxial	>200 Mpa	100-200 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	10-25 Mpa	3-10 Mpa	1-3 Mpa
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de la calidad de la roca, RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento de juntas			0.3m – 1 m.					
	Valuación			20					
4	Estado de las discontinuidades	Superficies muy Rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm Esp. o fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm O Fisuras abiertas < 5 mm Fisuras continuas			
							Valuación	25	20
5	Aguas subterráneas	Cantidad de infiltración por 10 m de túnel	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Presión de agua relación esfuerzo principal o mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Situación general	Totalmente seco		Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Valuación			10		7	4	0		

Fuente: Elaboración propia

Anexo 3 Tiempos de Perforación Antes de Obtener el Óptimo

N°	Barreno de 4 pies	Barreno de 6 pies	Longitud	Eficiencia
1	00:01:44	00:01:05	1.71	94
2	00:01:41	00:01:08	1.69	93
3	00:01:40	00:00:59	1.72	95
4	00:01:35	00:00:58	1.70	93
5	00:02:20	00:00:55	1.69	93
6	00:01:55	00:01:20	1.71	94
7	00:01:45	00:01:18	1.70	93
8	00:01:40	00:01:08	1.72	95
9	00:01:58	00:01:25	1.71	94
10	00:01:40	00:01:08	1.69	93
11	00:01:44	00:01:15	1.70	93
12	00:01:58	00:01:28	1.70	93
13	00:01:55	00:01:18	1.72	95
14	00:01:45	00:00:59	1.79	98
15	00:01:38	00:00:55	1.69	93
16	00:01:37	00:01:09	1.68	92
17	00:01:40	00:00:54	1.70	93
18	00:01:35	00:01:08	1.71	94
19	00:01:44	00:01:15	1.70	93
20	00:01:42	00:01:10	1.70	93
21	00:01:43	00:01:15	1.71	94
22	00:01:45	00:01:16	1.69	93
23	00:01:38	00:01:17	1.69	93
24	00:01:39	00:01:15	1.68	92
25	00:01:40	00:01:14	1.71	94
26	00:01:45	00:00:59	1.70	93
27	00:01:44	00:00:55	1.71	94
28	00:01:50	00:01:15	1.70	93
29	00:01:55	00:01:11	1.69	93
30	00:01:50	00:01:20	1.70	93
31	00:02:10	00:01:28	1.68	92
32	00:02:15	00:01:20	1.72	95
33	00:02:05	00:01:10	1.71	94
34	00:01:48	00:01:11	1.70	93
35	00:01:55	00:01:08	1.74	96
36	00:01:38	00:01:05	1.70	93
37	00:01:45	00:01:00	1.73	95
38	00:01:50	00:00:59	1.71	94
39	00:01:45	00:01:15	1.69	93
TOTAL	1:09:56	00:45:28		

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 4 Panel fotográfico

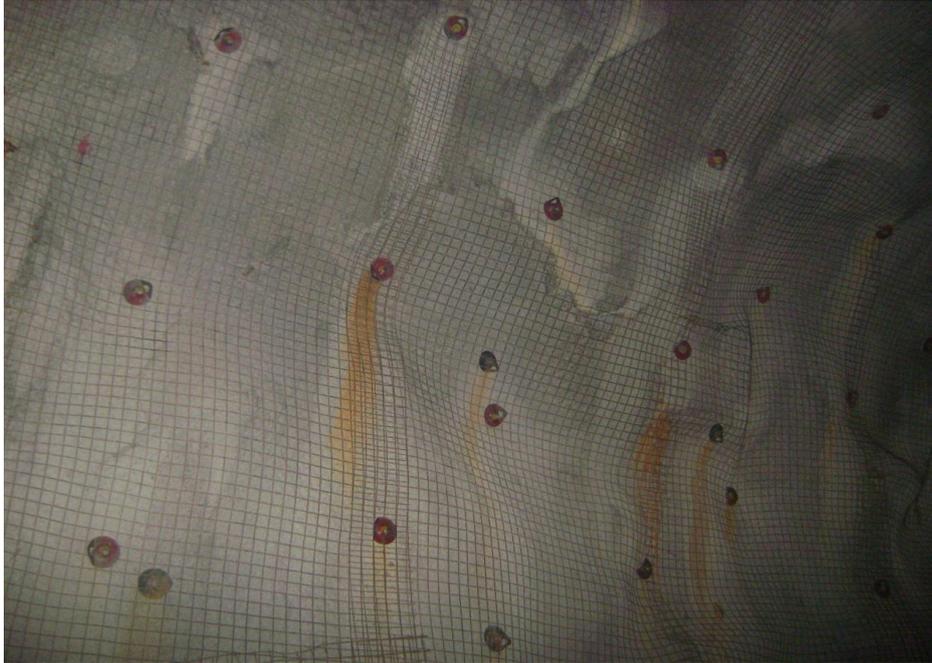


Figura 7 Sistema de Sostenimiento en la Mina Animón



Figura 8 Planta de Relleno Hidráulico de la Mina Animón



Figura 9 Pique Esperanza



Figura 10 Planta Concentradora