

Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas



**“OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y
VOLADURA EN LA VETA MARIA ROSA EN
CHUNGAR S.A.C. PASCO”**

TESIS

Para Optar el Título Profesional de

INGENIERO DE MINAS

Bachiller: Ruiz Fredy PAZ ARTICA

Asesor: Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Cerro de Pasco – Perú – 2018

Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

Escuela de Formacion Profesional de Ingeniería de Minas



**“OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y
VOLADURA EN LA VETA MARIA ROSA EN
CHUNGAR S.A.C. PASCO”**

Presentado por :

Bachiller: Ruiz Fredy PAZ ARTICA

**Sustentado el 28 de diciembre del 2018 y aprobado ante la
comisión de Jurados:**

Dr. CABEZAS LIZANO Ricardo

PRESIDENTE

Mg. SANTIAGO RIVERA Julio C.

MIEMBRO

Mg. FERNANDEZ MALLQUI Raul

MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis padres Andrés y Antonia, por haber dedicado sus vidas en la educación de sus hijos, a mi esposa Noemí, a mis hijos Styve y Keila considerados como la razón de mi existencia.

ÍNDICE

AGRADECIMIENTO	10
INTRODUCCIÓN.....	11
CAPÍTULO 1. ASPECTOS DE LA INVESTIGACIÓN.	1
1.1 DATOS GENERALES.....	1
1.1.1 TITULO DEL PROYECTO.....	1
1.1.2 NOMBRE DEL GRADUANDO.....	1
1.1.3 LUGAR DONDE SE VA DESARROLLAR LA TESIS.....	1
1.1.4 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.....	1
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.2.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.2 PROBLEMA GENERAL	3
1.2.3 PROBLEMAS ESPECÍFICOS	3
1.2.4 OBJETIVOS	3
1.2.5 IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.3 MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL.....	4
1.3.1 MARCO TEÓRICO.....	4
1.3.2 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	5
1.3.3 HIPÓTESIS	6
1.3.4 VARIABLES	6

1.4 METODOLOGÍA.....	7
1.4.1 MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.4.2 TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	8
1.4.3 UNIVERSO Y MUESTRA.....	8
1.4.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	9
1.4.5 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	9
1.4.6 INDICADORES	9
CAPÍTULO 2. ASPECTOS GENERALES.....	10
2.1 GENERALIDADES	10
2.1.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA.....	10
2.1.2 ACCESIBILIDAD	10
2.1.3 TOPOGRAFÍA Y ECOSISTEMAS.....	12
2.1.4 CLIMA	13
2.1.5 HIDROGRAFÍA	14
2.2 ASPECTOS GEOLÓGICOS	14
2.2.1 GEOLOGÍA REGIONAL	14
2.2.2 GEOLOGÍA LOCAL.....	17
2.2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL	19
2.2.4 GEOLOGIA ECONOMICA	25

2.2.5 RESERVA.....	39
CAPÍTULO 3. OPERACIONES UNITARIAS EN LA MINA.....	49
3.1 ACCESO A LA MINA.....	49
3.1.1 PIQUE ESPERANZA	49
3.1.2 PIQUE JACOB TIMMER	50
3.1.3 BOCA MINA RAMPA MIRKO.....	51
3.1.4 BOCA MINA RAMPA TERRY	52
3.2 DESCRIPCIÓN DE LA MINA.....	53
3.3 DESARROLLOS Y PREPARACIONES.....	54
3.4 EXPLOTACIÓN MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO.	54
3.5 PERFORACIÓN.....	56
3.6 VOLADURA.....	75
3.6.1 Accesorios de Voladura.....	75
3.6.2 Explosivos.....	77
3.6.3 DESATE DE ROCA.....	78
3.7 VENTILACIÓN.....	79
3.8.2 SISTEMAS DE RED DE AGUA.....	81
3.9 SOSTENIMIENTO.....	81

3.10	RELLENO HIDRAULICO	85
3.11	CARGUÍO Y ACARREO	85
3.12	EXTRACCIÓN DE MINERAL	85
3.13	PLANTA CONCENTRADORA.....	86
3.13.1	RECEPCIÓN DE MINERAL	86
3.13.2	CIRCUITO DE CHANCADO.....	87
3.13.3	CIRCUITO DE MOLIENDA	88
3.13.4	CIRCUITO DE FLOTACIÓN.....	88
3.13.5	ESPECAMIENTO Y FILTRADO	90
CAPÍTULO 4 TERMINOLOGÍA Y DEFINICIONES		91
4.1	CULTURA DE SEGURIDAD	91
4.2	ESTÁNDARES DE TRABAJO	91
4.3	PROCEDIMIENTO	92
4.4	INSPECCIÓN	92
4.5	PELIGROS	92
4.6	RIESGO.....	92
4.7	INCIDENTE	92
4.8	ACCIDENTE.....	93
4.9	LESIÓN	94

4.10PRIMEROS AUXILIOS.....	94
4.11FUNCIONES VITALES.....	95
4.12CONTROL DE PÉRDIDAS.....	96
4.13EQUIPOS DE EMERGENCIA	96
4.14ENFERMEDAD OCUPACIONAL.....	96
4.15SALUD	96
4.16ERGONOMÍA	96
4.17TRABAJADOR	97
4.18PREVENCIÓN DE ACCIDENTES	97
4.19PRACTICA	97
4.20REGLAS.....	97
4.21REGLAMENTO	97
4.22ZONAS DE ALTO RIESGO.....	98
4.23TRABAJO EN CALIENTE.....	98
4.24GASES	98
4.25GASEADO.....	98
4.26ESPACIO CONFINADO	98
4.27BERMA DE SEGURIDAD.....	99
4.28AUTORIDAD MINERA.....	99

CONCLUSIONES 100
RECOMENDACIONES..... 101
BIBLIOGRAFÍA..... 102

AGRADECIMIENTO

Mis agradecimientos a DIOS, a mi Alma Mater la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, a mis Padres Andrés y Antonia, a mis maestros que me instruyeron para llegar a ser un profesional en minería, a los diferentes Ingenieros y Superintendentes de las diferentes áreas y al Superintendente general de la U.E.A. Chungar de la Compañía Minera Volcán S.A.A. por su invaluable apoyo, a los supervisores, a los trabajadores en general, de la Empresa mencionada y de las diferentes Empresas Especializadas quienes de una y otra manera, supieron colaborar para el desarrollo de la presente Tesis para el cumplimiento de cumplir las metas y objetivos de la Empresa.

INTRODUCCIÓN

El trabajo de investigación en minería obliga, entre otros aspectos, a hacer referencia las variables relacionados a los costos generales de la operación minera para ser rentable, en forma especial el alto consumo de explosivos empleados en los diferentes tipos de roca existentes en la mina Chungar, en tanto, existen varias dimensiones para el análisis: La economía, La productividad –tecnología, El cuidado del medio ambiente, El ámbito social y la cultura de seguridad entre las más importantes.

Los resultados del análisis pueden ser contradictorios de acuerdo con el marco espacial y político en que se realice. Por ejemplo, aunque el impacto económico de minería-país puede ser sustantivo, ¿qué sucede con el impacto minería-comunidad – localidad?

La **EMPRESA MINERA VOLCAN, UNIDAD MINERA CHUNGAR S.A.C., PASCO**, diseña y aplica mallas de perforación adecuados a las formaciones geológicas donde está ubicada la operación minera, con la finalidad de dar respuesta oportuna, eficaz y económica a la actividad específica y así garantizar una producción de calidad; dentro del marco de su Política Empresarial, en la cual: la Vida, Salud de los trabajadores y la preservación del Medio ambiente, son sus Principales objetivos.

Es así que en **UNIDAD MINERA CHUNGAR CHUNGAR S.A.C. PASCO**, Se elabora el presente trabajo de Tesis de la **Optimización de la perforación y**

voladura en la mencionada Unidad Minera con la finalidad de obtener los diseños de perforación (mallas de perforación) y la voladura adecuada para el tipo de terreno.

La visión de la Empresa en su afán por mejorar el rendimiento económico de la operación en explotación, En solucionar el problema de perforación y voladura como caso crítico, tiene el compromiso firme en desarrollar el problema planteado y la Gestión Integral basada en su Política de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente con Calidad, como objetivo del presente trabajo.

Motivo por el cual, tratamos de: Aspectos de la Investigación, tema exclusivo al trabajo de investigación, planteamiento del problema, descripción del proyecto, identificación y determinación del problema, objetivos generales y específicos, importancia y alcances de la investigación, marco teórico conceptual, antecedente del estudio, Hipótesis general y específica variables, metodología de la investigación, referidos netamente a la Tesis

Ruiz Fredy PAZ ARTICA.

Autor

CAPÍTULO 1. ASPECTOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.1 DATOS GENERALES

1.1.1 TITULO DEL PROYECTO

“OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA VETA MARÍA ROSA EN CHUNGAR S.A.C. PASCO”

1.1.2 NOMBRE DEL GRADUANDO

Ruiz Fredy PAZ ARTICA

1.1.3 LUGAR DONDE SE VA DESARROLLAR LA TESIS

Distrito de Huayllay, provincia y departamento de Pasco, Empresa Administradora Chungar S.A.C., Mina Animón.

1.1.4 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

El proyecto consiste en optimizar y desarrollar el proceso de perforación y voladura en las diferentes áreas de la Veta MARÍA ROSA en la mina Animón, con fines de la maximización de utilidades y la minimización de costos a nivel general debido a la falta de control y demoras en el marcado de malla de perforación en labores de tajos (producción de mineral), la falta de voladura controlada produce sobreroturas y demoras en el ciclo de minado, reduciéndose la productividad y generando costos excesivos en perforación y voladura. El inadecuado marcado de malla genera: sobrerotura por factor geológico estructural, la sobre carga en la

voladura, granulometría inadecuada, reducción en el índice de productividad, mayor riesgo a la seguridad de los trabajadores por trabajar con secciones más amplias de lo programado, el incremento de sostenimiento con shotcrete y elementos de sostenimiento (pernos hydrabolt, Split set) por las dimensiones de las secciones que se obtienen además estar expuestos a rocas sueltas.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

¿Es necesaria la optimización del proceso de perforación y voladura en la VETA MARÍA ROSA de la Mina Animón para el desarrollo de la Empresa y su sostenibilidad con trabajos de calidad?

1.2.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

El diseño del método de explotación de la mina Animón, está ligado a su formación geológica, lo cual describe la geología local, la mineralización se encuentra emplazado en el grupo Excelsior, que genéricamente consta de capas rojas y capas grises, por lo que el problema tiene injerencia en el desarrollo de la explotación de la unidad minera, la productividad y su sostenibilidad basado en el aprovechamiento de los recursos naturales no renovables como es la minería, con el objetivo optimizar el proceso exclusivo de perforación y voladura como fase crítica de la explotación del yacimiento en Animón.

1.2.2 PROBLEMA GENERAL

La perforación y voladura en la Veta **MARÍA ROSA**, de la Empresa Administradora Chungar, mina Animón se encuentra en problemas de sobre disolución en cuanto se refiere a la producción de mineral, la actividad de la perforación y voladura, motivo por el cual, se requiere una optimización de la actividad primordial, entonces ¿Se debe optimizar la actividad de perforación (malla de perforación) y voladura(alto consumo de explosivo) en la Veta MARÍA ROSA de la mina Chungar S.A.C. Pasco?

1.2.3 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

A.- ¿Las mallas de perforación se encuentran debidamente estandarizadas?

B.- ¿Existe una buena práctica de perforación y voladura?

1.2.4 OBJETIVOS

1.2.4.1 OBJETIVOS GENERALES

La optimización de la actividad en perforación (diseño de mallas de perforación), y voladura, (explosivo adecuado para el tipo de roca), acorde a los parámetros geológicos relacionados a la explotación de los recursos naturales, la mejora del método de explotación planteado.

1.2.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- A. Diseñar la malla de perforación adecuada de acuerdo a los aspectos geológicos (tipo de roca) como variable fundamental en la explotación del yacimiento minero.
- B. Optimizar la perforación y voladura acorde a la formación geológica.

1.2.5 IMPORTANCIA Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

La Tesis es importante porque se plantea la optimización del proceso de explotación, que es la perforación y voladura especialmente para la Veta MARÍA ROSA ya que de acuerdo a la formación geológica, se encuentra ubicado en el Grupo Casapalca, clasificado como roca tipo III en la Empresa Administradora Chungar, así como para el planteamiento de la continuidad de la explotación de dicha veta, en cuanto se refiera a alcance, exclusivamente a la Veta MARÍA ROSA y la Veta Karina ya que ambos están emplazados en margas gris.

1.3 MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

1.3.1 MARCO TEÓRICO

Para la ejecución y desarrollo de la presente Tesis, necesariamente se plantea el conocimiento de diferentes aspectos ideológico y tecnológicos, tales como el conocimiento de la Filosofía de la Naturaleza, Desarrollo Sostenible de las entidades o empresas, enmarcado dentro de la mejora continua en la explotación de

minas, así como tener conocimientos sólidos en Administración de Minas, Administración de Empresas, Economía del Desarrollo Sostenible, Filosofía de los pueblos del Perú, el desarrollo basado en el comportamiento humano.

1.3.1.1 ANTECEDENTE DEL ESTUDIO

Existen antecedentes del estudio en aspectos geológicos en referencia a la Veta MARÍA ROSA, pero referidos a la optimización de la perforación y voladura en la Veta MARÍA ROSA, de acuerdo a la formación del yacimiento, aún no existen.

1.3.2 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

- a. Accesorios de Voladuras:
- b. Agentes de Voladura:
- c. Explosivo:
- d. Deflagración:
- e. Explosión:
- f. Presión de detonación:
- g. Velocidad de detonación:
- h. Estándares de operación de mina.
- i. Gestión y evaluación de riesgos
- j. Control de Perdidas
- k. Propiedades de las rocas
- l. Caracterización del macizo Rocoso

1.3.3 HIPÓTESIS

1.3.3.1 HIPÓTESIS GENERAL

Con la optimización del proceso de perforación y voladura en la VETA MARÍA ROSA de la Mina Animón se obtiene la incrementó de utilidades para la Empresa, sostenibilidad y calidad de trabajo. de acuerdo a los aspectos geológicos como variable fundamental en la explotación de la veta MARÍA ROSA.

1.3.3.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICA

- A. Con la estandarización del diseño de las mallas de perforación, acorde a la formación geológica, se obtiene la mejora en productividad.
- B. Al optimizar la perforación y voladura se logra la mejora continua, sostenibilidad de la empresa para el tipo de yacimiento de mineral.

1.3.4 VARIABLES

1.3.4.1 VARIABLES INDEPENDIENTES

- A. Condiciones geológicas de formación de la veta MARÍA ROSA.
- B. Potencial de la veta MARÍA ROSA
- C. Génesis de la mineralización.

1.3.4.2 VARIABLES DEPENDIENTES

- A. Métodos de Explotación de Minas.

- B. Mallas de perforación.
- C. Explosivos adecuados para la voladura.
- D. Delimitación de los afloramientos. (mapeo geológico)

1.3.4.3 VARIABLES INTERVINIENTES

- A. Topografía.
- B. Aspecto socio-económicos
- C. Vías de comunicación.
- D. Entorno de la Empresa

1.3.4.4 VARIABLES AMBIENTALES

- A. Clima.
- B. Ambientes laborales en mina
- C. Disposición de relaves.

1.4 METODOLOGÍA

1.4.1 MÉTODOS DE LA INVESTIGACIÓN

La metodología a emplear en el presente trabajo de investigación, será:

1.4.1.1 MÉTODO INDUCTIVO

Determinado por la observación, la abstracción, comparación, experimentación y la generalización.

1.4.1.2 MÉTODO DEDUCTIVO

Caracterizado por la aplicación, comprobación y demostración de los hechos investigativos.

1.4.1.3 MÉTODO ANALÍTICO

Realizando el análisis en prioridad, la clasificación y las divisiones posibles.

1.4.1.4 MÉTODO SINTÉTICO

Mediante el cual realizaremos las definiciones, los diagramas, el esquema MARÍA ROSA, el resumen, la sinopsis y la recapitulación si hubiera.

1.4.1.5 MÉTODO EXPERIMENTAL

Con el empleo metodológico analítico, cualitativo y cuantitativo.

1.4.2 TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación a realizar es del tipo analítico experimental, con un nivel de aplicación a profesionales, y personal de mando medio.

1.4.3 UNIVERSO Y MUESTRA.

En la mina Chungar, existen diferentes vetas, cada una de ellas en diferentes formaciones geológicas, la Veta MARÍA ROSA se encuentra emplazado en las margas gris, cuya característica geomecánica es roca de tipo III, IV, V, cuya longitud de perforación es 4.0 metros, lo que significa la optimización solamente se lleva a cabo en la Veta MARÍA ROSA y considerando a dicha veta como universo del estudio de investigación.

1.4.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

La técnica empleada en el desarrollo del trabajo de investigación fue el análisis documental del Programa Anual de producción.

1.4.5 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Para los análisis y procesamiento de datos se tendrán en cuenta las técnicas estadísticas, las medidas de tendencia central y medidas de dispersión.

1.4.6 INDICADORES

Los indicadores esenciales del trabajo de investigación son:

- A. Índice de accidentabilidad de las Empresas Especializadas en minería
- B. Costos de mineral (concentrados)
- C. Leyes de mineral económico.
- D. Potencia de las vetas.
- E. PBI

CAPÍTULO 2. ASPECTOS GENERALES.

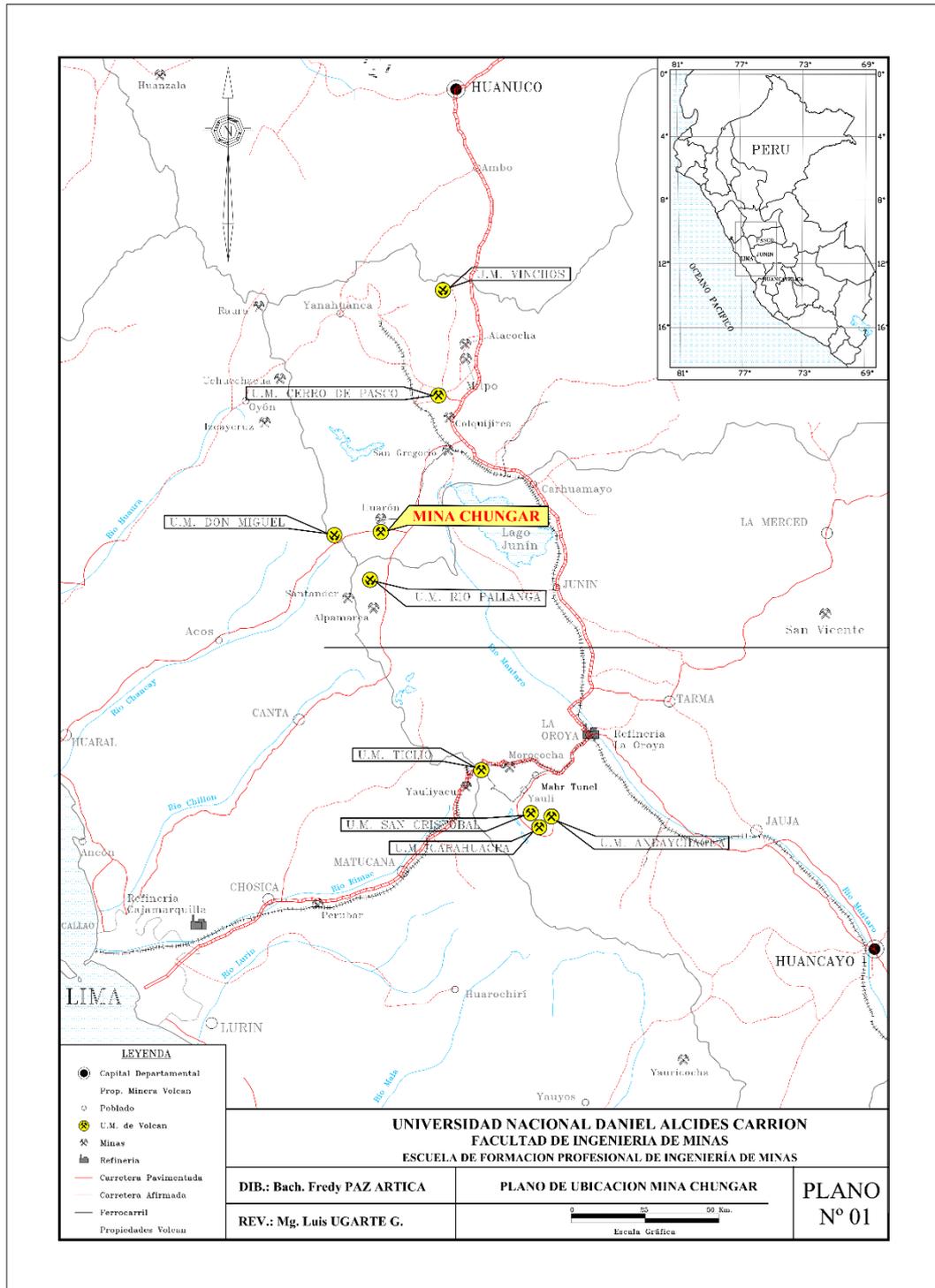
2.1 GENERALIDADES

2.1.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON, está ubicada en el lugar denominado Cuchimachay – La Cruzada, en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco, Región Pasco, a una altitud de 4 670 msnm, y a 76°25'19" de longitud y a 11°01' 35" de latitud con coordenadas UTM: N8 780 500 y E345 000 en la hoja 23-K-Ondores. Ver Plano No. 1

2.1.2 ACCESIBILIDAD

La Unidad Minera ANIMÓN, es accesible desde la ciudad de Lima por la carretera central hasta el paraje Villa de Pasco con 301 Km. de carretera asfaltada, desde este paraje se tiene una carretera de penetración asfaltada que se dirige al Distrito de Huayllay, y la carretera que se dirige a la mina ANIMÓN, también se tiene la carretera Lima – Canta – Animón con 320 Km. de carretera afirmada, cabe mencionar que la mina Animón se ubica a 50 Km. Al sur – oeste de la ciudad de Cerro de Pasco y a 7 Km. al oeste del Distrito de Huayllay.



2.1.3 TOPOGRAFÍA Y ECOSISTEMAS

La Unidad Minero-Metalúrgica ANIMÓN de la Cia. Minera CHUNGAR S.A.C. presenta una topografía moderada y estable en sus partes bajas. En dirección Este y Oeste se observan agudos picos que alcanzan los 5500 msnm que pertenecen a las cordilleras que dominan los bordes de la meseta andina, compuestas por la cordillera occidental y oriental en los Andes Centrales del Perú.

Cabe señalar que la zona presenta baja actividad sísmica. Los grandes temblores que afectan con regularidad a la costa Peruana rara vez repercuten en la sierra, Los suelos son típicos de gran altura constituidos por terrenos del tipo franco arenoso. Estos suelos se hallan cubiertos por praderas incipientes y temporales, alejados de centros poblados y zonas agrícolas.



Topografía y ecosistema de la mina Chungar.

2.1.4 CLIMA

El clima de la zona corresponde “clima Seca de Alta Montaña”. El clima en general es típico de una caracterización donde se presentan dos estaciones marcadas entre sí, durante el año una estación seca entre los meses de Mayo a Diciembre con temperaturas que varían entre -15°C y $+15^{\circ}\text{C}$; y una estación lluviosa entre Diciembre y Abril con temperaturas que varían entre -5°C y $+18^{\circ}\text{C}$. Las precipitaciones pluviométricas arrojan un promedio anual de 890mm (35”) de los cuales el 80% corresponden a la estación lluviosa. La humedad relativa en la zona es de 60% con cielo cubierto y nubosidad baja durante los meses de enero a Marzo y una humedad relativa de 50% con cielo despejado y estratos de nubosidad altas durante los meses de Abril a Diciembre.



Clima en la mina Chungar.

2.1.5 HIDROGRAFÍA

El sistema hidrológico del lugar pertenece a la cuenca hidrográfica del atlántico y está formado por un conjunto de lagunas tales como: Naticocha, Yanamachay, Llacsacocha, Shegue, y Huaroncocha; de estos se toma como suministro de agua industrial de la Laguna Naticocha para la Planta Concentradora, cabe mencionar que también de estas aguas se suministra para el uso del consumo poblacional.



Fuente hidrográfica de la mina Chungar

2.2 ASPECTOS GEOLÓGICOS

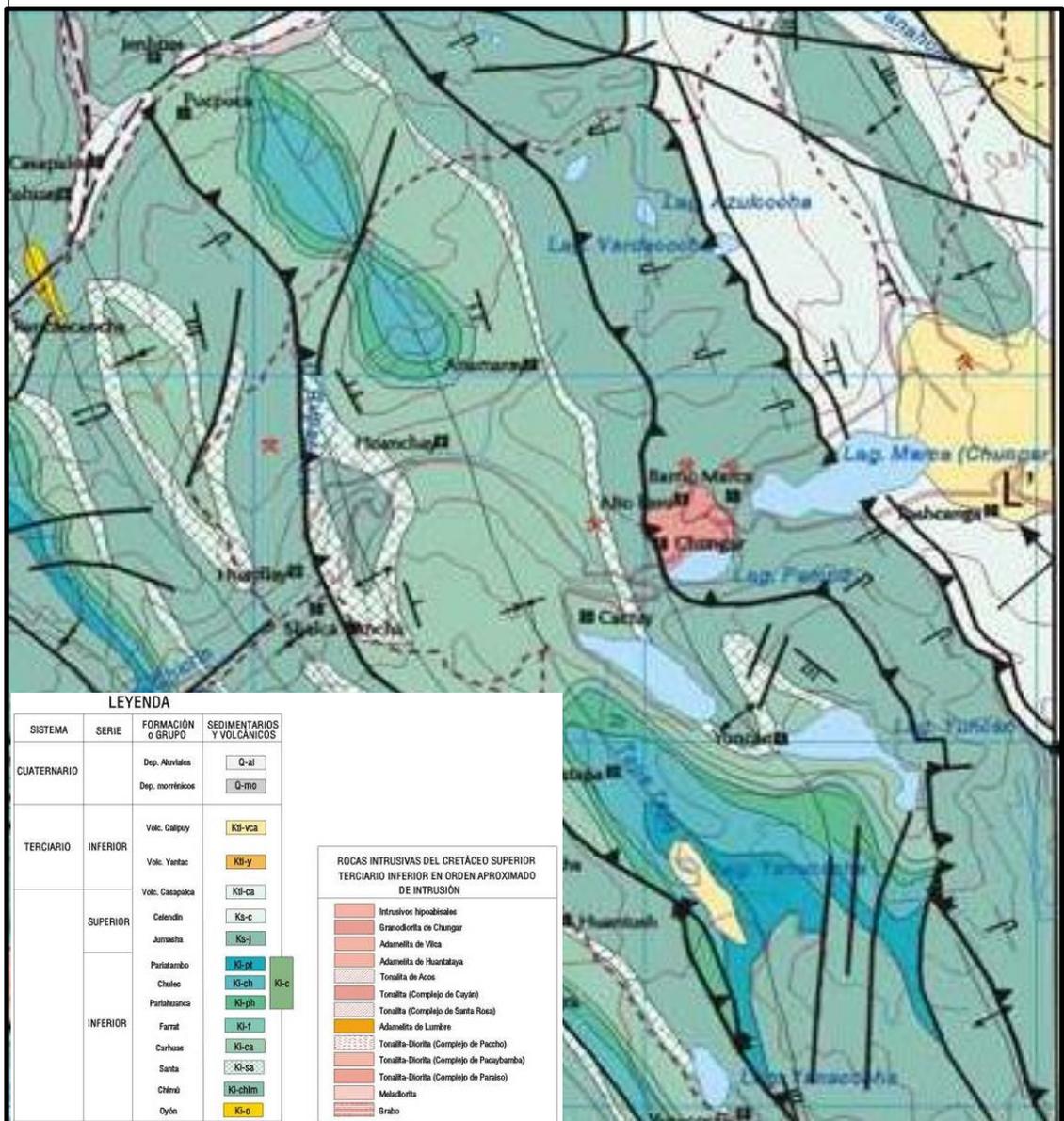
2.2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región mina de Animón-mina de Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente

terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Margas Rojas y margas grises”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales.

En la región abunda las “margas 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 terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Margas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una estratificación subhorizontal 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. Datán al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina correspondiente. Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas. (Ver Plano N° 03)



LEYENDA

SISTEMA	SERIE	FORMACIÓN O GRUPO	SEDIMENTARIOS Y VOLCÁNICOS
CUATERNARIO		Dep. Aluviales	Q-al
		Dep. morriscos	Q-mo
TERCIARIO	INFERIOR	Volc. Calpuy	KI-vca
		Volc. Yantac	KI-y
Volc. Casapalca		KI-ca	
	SUPERIOR	Celendin	Ks-c
		Jumbilla	Ks-j
	INFERIOR	Paristambo	KI-pt
		Chilco	KI-ch
		Parlahuanca	KI-ph
		Farrat	KI-f
		Carhuas	KI-ca
		Santa	KI-sa
		Chimú	KI-chim
		Dyón	KI-o

ROCAS INTRUSIVAS DEL CRETÁCEO SUPERIOR TERCARIO INFERIOR EN ORDEN APROXIMADO DE INTRUSIÓN

- Intrusivos ipoabissales
- Granodiorita de Chungar
- Adameilla de Vica
- Adameilla de Huantabaya
- Tonalita de Acos
- Tonalita (Complejo de Cayán)
- Tonalita (Complejo de Santa Rosa)
- Adameilla de Lambre
- Tonalita-Diorita (Complejo de Pascho)
- Tonalita-Diorita (Complejo de Pasaybamba)
- Tonalita-Diorita (Complejo de Paraleo)
- Meladiorita
- Grabo

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**

GEOLOGIA REGIONAL MINA ANIMON

Distrito: Huayllay	Dib. : BACH RUIZ FREDY PAZ A.	PLANO N° 03
Prov. : Pasco	Rev. : MG. LUIS UGARTE	
Depto. : Pasco	Escala : S/E	

2.2.2 GEOLOGÍA LOCAL

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Margas 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 inferior 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 Superior.

A.- FORMACION INFERIOR

Está conformado por tres unidades:

A1.- 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 m.

A2.- Unidad Media

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 m. Se distinguen los siguientes horizontes:

a.- 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.

b.- Horizonte Central.- Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.

c.- Horizonte Techo.- “Metalotecto” calcáreo chértico de Sevilla y Córdova de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

A3.- Unidad Superior

En la base tiene cinco niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros. 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.

B.- FORMACION SUPERIOR (Serie Abigarrada)

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silisificada, 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 detritos 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.

2.2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

A.- PLEGAMIENTO

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos pre terciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica MARÍA ROSA de la zona es el anticlinal desde Chungar, 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 Sur 5° a 8° al Sur.

Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Chungar. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

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 preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

B.- INTRUSION

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 (ver sección transversal).

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 intruyen 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 de contacto en las rocas encajonantes.

La acción de las soluciones hidrotermales post intrusivas han producido seritización, caolinización y fuerte piritización en los diques, por los cuales las texturas y la composición modal de los intrusivos son difíciles de visualizar.

C.- FRACTURAMIENTO

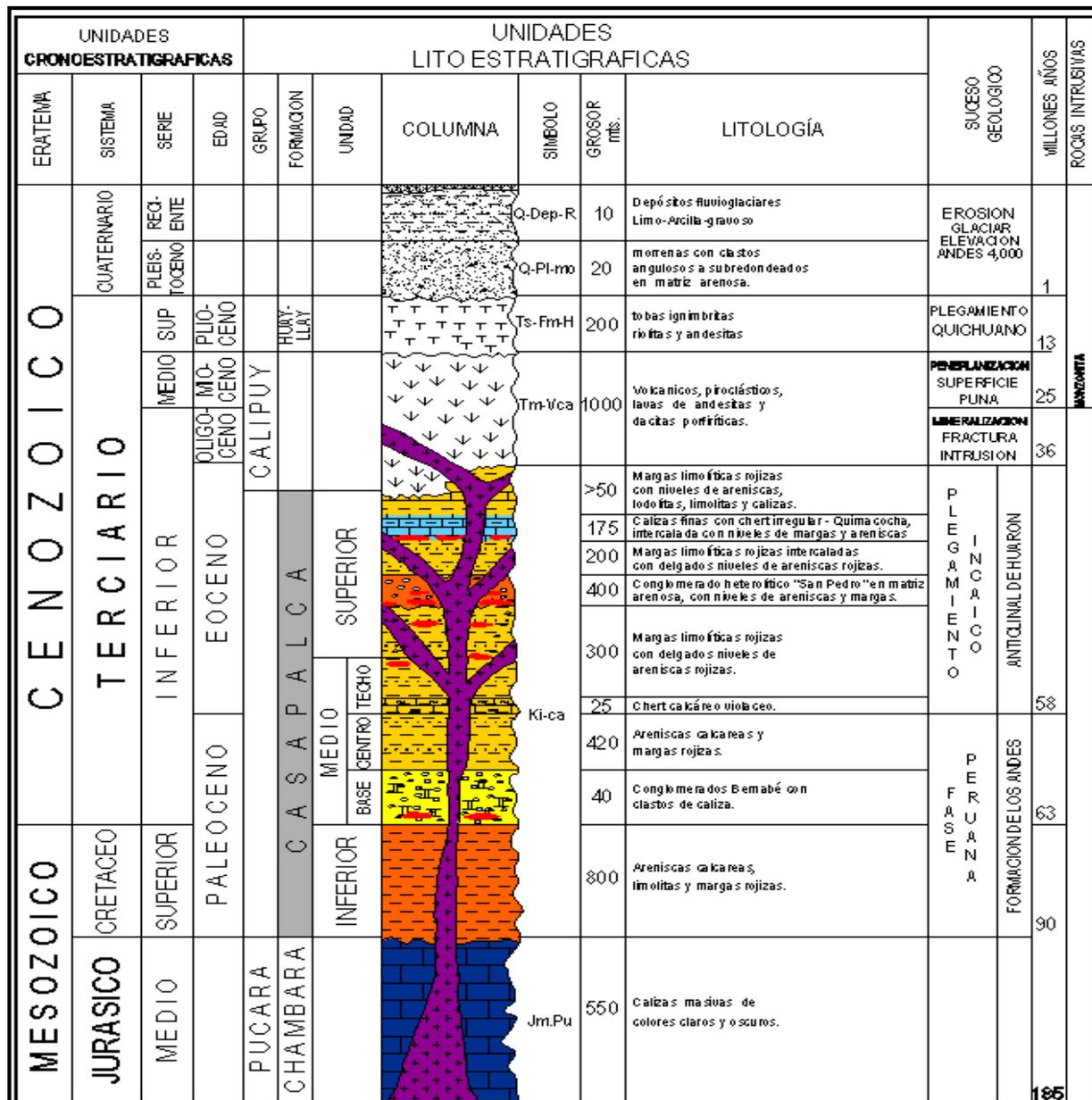
En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Chungar fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya MARÍA ROSA resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas pre minerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar dos sistemas de fracturas 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 fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, MARÍA ROSA, veta principal piso ,Lorena, veta Elva, Split Carmen

Al segundo sistema que buza 80° - 90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55° - 65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16. Mayormente debido a que las fuerzas de compresión Este-Oeste formadores del anticlinal de Huarón ocasionarán fallas longitudinales al eje del anticlinal y luego una gran ruptura en (x) de cizalla, con dos fallas Naticocha-Llacsacocha y Cometa-Huaychao en diferentes edades cada uno que han dividido en cuatro partes el anticlinal de Huarón cada uno con minerales característicos.

El conjunto de fracturas orientados en dirección Norte-Sur que buzan 40° - 55° al oeste y se localizan en la parte W del distrito, se caracterizan por ser fracturas pre minerales concordantes con la estratificación. Entre estos se tienen a las fracturas mineralizadas de Fastidiosa, San Narciso y Constancia. El bloque central del distrito, limitado por las fracturas extremas Pozo D. Shiusha, ha sido elevado por desplazamientos horizontal a 600-700 metros con referencia a la parte estable de la zona Norte. Aunque el desplazamiento total se distribuye en varias fracturas, el desplazamiento relativo entre las paredes de cada fractura es de bastante magnitud; lo cual produce una situación de favorabilidad para la extensión y persistencia tanto lateral como en profundidad del fracturamiento pre-mineral. Los fracturamientos post-minerales han sido de mucho menor

magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con los fracturamientos pre-minerales.



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

COLUMNA ESTRATIGRAFICA MINA ANIMON

Distrito: Huayllay

Dib. : BACH. RUIZ FREDY PAZ

Prov. : Pasco

Rev. : MG. LUIS UGARTE

Depto. : Pasco

Escala : S/E

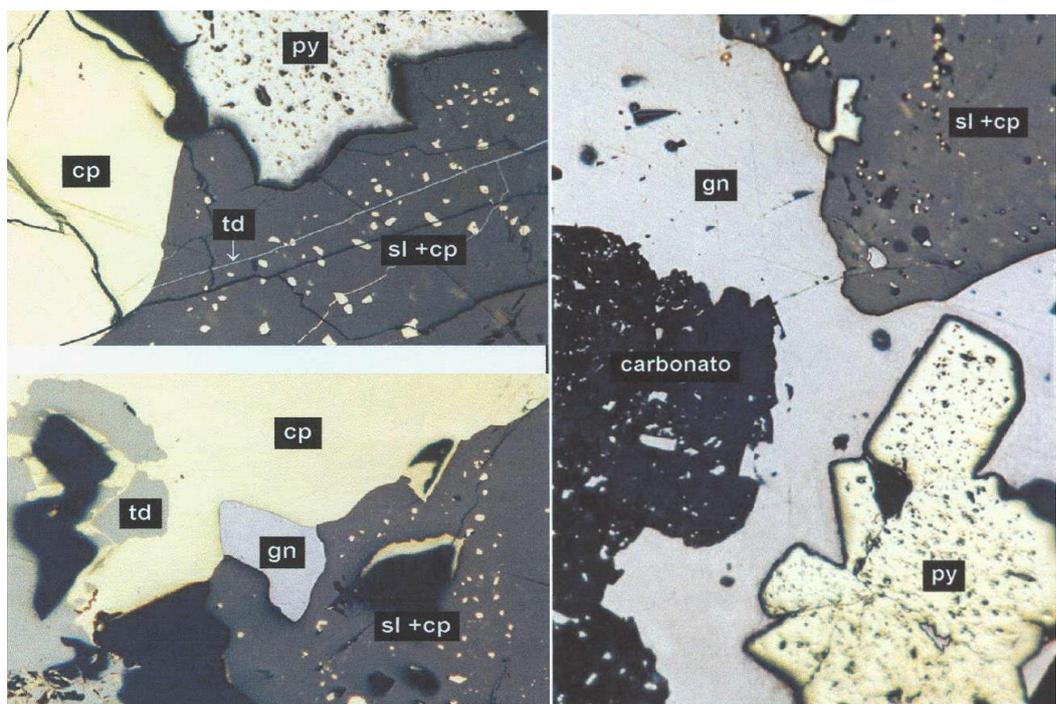
PLANO N°
04

2.2.4 GEOLOGIA ECONOMICA

2.2.4.1 MINERALIZACIÓN

La mineralización polimetálica económica está constituida MARÍA ROSA originalmente por sulfuros: esfalerita (si), galena (gn), chalcopirita con trazas de sulfosales de cobre (tetrahedrita-tennantita) (td) y sulfosales de plata (pirargirita) asociadas con pirita (py), marcasita y hematita (hm). La ganga no metálica lo constituyen el cuarzo (qz), rodonita y carbonatos (calcita (ca), dolomita (do), rodocrosita (rd), ankerita y siderita).

Los estudios mineragráficos han establecido la siguiente secuencia paragenética: py-sl, cpl-th, cpll-gn-ca y finalmente rd. Pirita (py), calcopirita (cp), tetrahedrita-tennantita (td), esfalerita (sl), galena (gn).



Veta María Rosa.

Conglomerado mineral

Caliza dolomitizada con mineral.	Caliza dolomítica con moderada diagénesis - Quimacocha

2.2.4.2 ALTERACIONES

Las alteraciones hidrotermales reconocidas se pueden definir:

- A. Argilización (arcillas-pirita), caracterizado por sus colores blanquecinos, reconocidos en la roca caja de las vetas y en niveles de areniscas y conglomerados.
- B. Sericitización (sericita-pirita), caracterizado por sus coloraciones verduzcas asociado a las vetas y cuerpos.
- C. Propilitización (epidota-clorita-pirita) es característica la ocurrencia de epidota en forma núcleos, reconocidos en el sector este de la laguna Quimacocha en la secuencia de margas.
- D. Carbonatación (carbonatos: calcita, dolomita, rodocrosita, siderita, ankerita-pirita), en forma de pequeños parches irregulares y

reemplazamiento MARÍA ROSAmente en los cuerpos, ocurren generalmente en areniscas calcoarenosas y conglomerados.

E. Dolomitización (calcita-dolomita-pirita) caracterizada por la recristalización de las calizas formando WSCa (calcita blanca esparítica) y WSD (dolomita blanca esparítica).

2.2.4.3 ZONEAMIENTO MARÍA ROSA

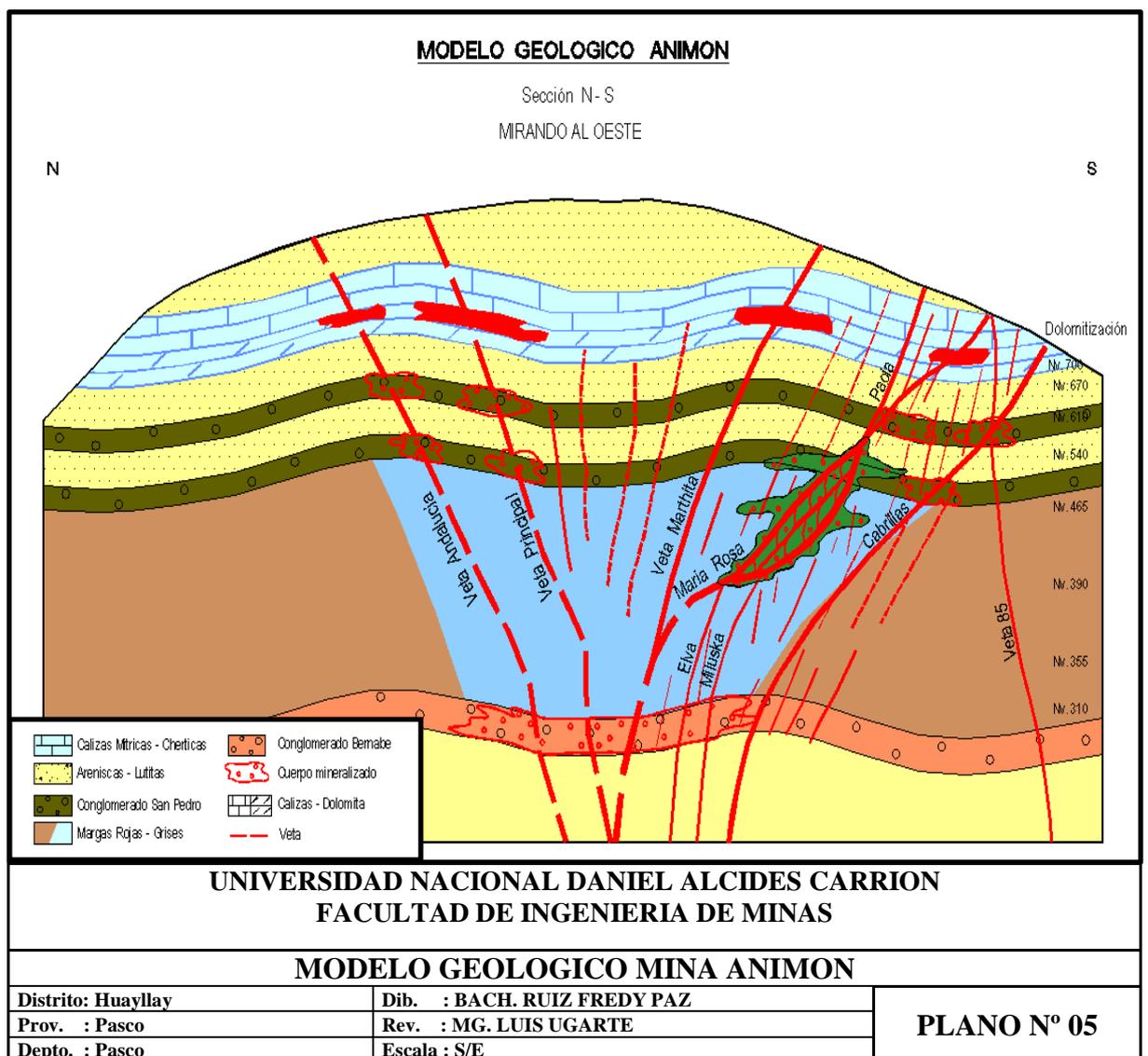
En el Distrito Minero de Animón-Huarón, la mineralización, se ha distribuido en zonas concéntricas, tridimensionales asimétricas, los minerales de mayor temperatura correspondientes al primer ciclo de mineralización, se ubican en la parte central o núcleo y están compuestos por pirita, enargita y otra que rodea a la anterior de pirita, tetrahedrita, luego hay una zona de mediana temperatura, correspondiente al segundo ciclo de mineralización o zona media, estos minerales intruyen y traslapan a los del primer ciclo y originan asociaciones de cobre-zinc y plomo o minerales triples, cuyo mineral característico es la marmatita. Hay un tercer ciclo de mineralización de baja temperatura, que conforman la parte exterior y estarían ubicados en el Área de Animón, que son esfaleritas rubia y marrón, galena, baritina y rodocrosita.

A.- Yacimiento Mineral – Modelo Geológico

La secuencia sedimentaria de la formación Casapalca afectada por intrusiones magmáticas y las fases tectónicas han definido el patrón estructural constituido por sistemas de fallamiento/fracturamiento que posteriormente han sido rellenadas con mineralización polimetálica de Zn-Pb-Ag-Cu originando calizas de la secuencia superior de la Formación

Casapalca, vetas hidrotermales y en las secuencias carbonatadas de la parte superior cuerpos de reemplazamiento.

En la formación de los cuerpos, adicionalmente al control estructural, son importantes las brechas, la porosidad y reactividad favorable de la roca (calizas o calco-arenitas). Estos han servido como un control litogeoquímico en la precipitación de sulfuros, muchas veces entrampados en el techo y piso por margas limolíticas.



B.- Estilos de Mineralización

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales los cuales se iniciaron en la parte central del Distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso. La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura. El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena. El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor

diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen la Vetas: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón, Patrik, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aun más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitó la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas y botroidales y una cristalización fina; lo cual implica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos; las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentíjera (freybergita), polibasita y chalcopirita. Contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa; Veta Restauradora (MARÍA ROSA), Marthita, Nor Este, Andalucía y Precaución; la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

TIPOS DE MINERALIZACION

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto

ESTRUCTURAS VETIFORMES

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 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 centenas 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: La Veta MARÍA ROSA y Precaución, 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 MARÍA ROSA en el nivel 270 tiene una potencia desde 0.80 m hasta 5.00 m. 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 ó concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

COLUMNAS METALIFERAS

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de **Huarón** han actuado de maneras diferentes de Este-Oeste y viceversa en **Animón**, con un mayor relajamiento o movimientos distintitos hacia el Oeste ayudadas por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización en las “mal llamadas” Vetas Guísela, Teresa, Ofelia.

CUERPOS MINERALIZADOS

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdoba en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea.

VETAS MANTO

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado dos vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 m 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 ó lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados, tal como se observa en la galería del Nv 580 de Quimacocha.

ZONEAMIENTO

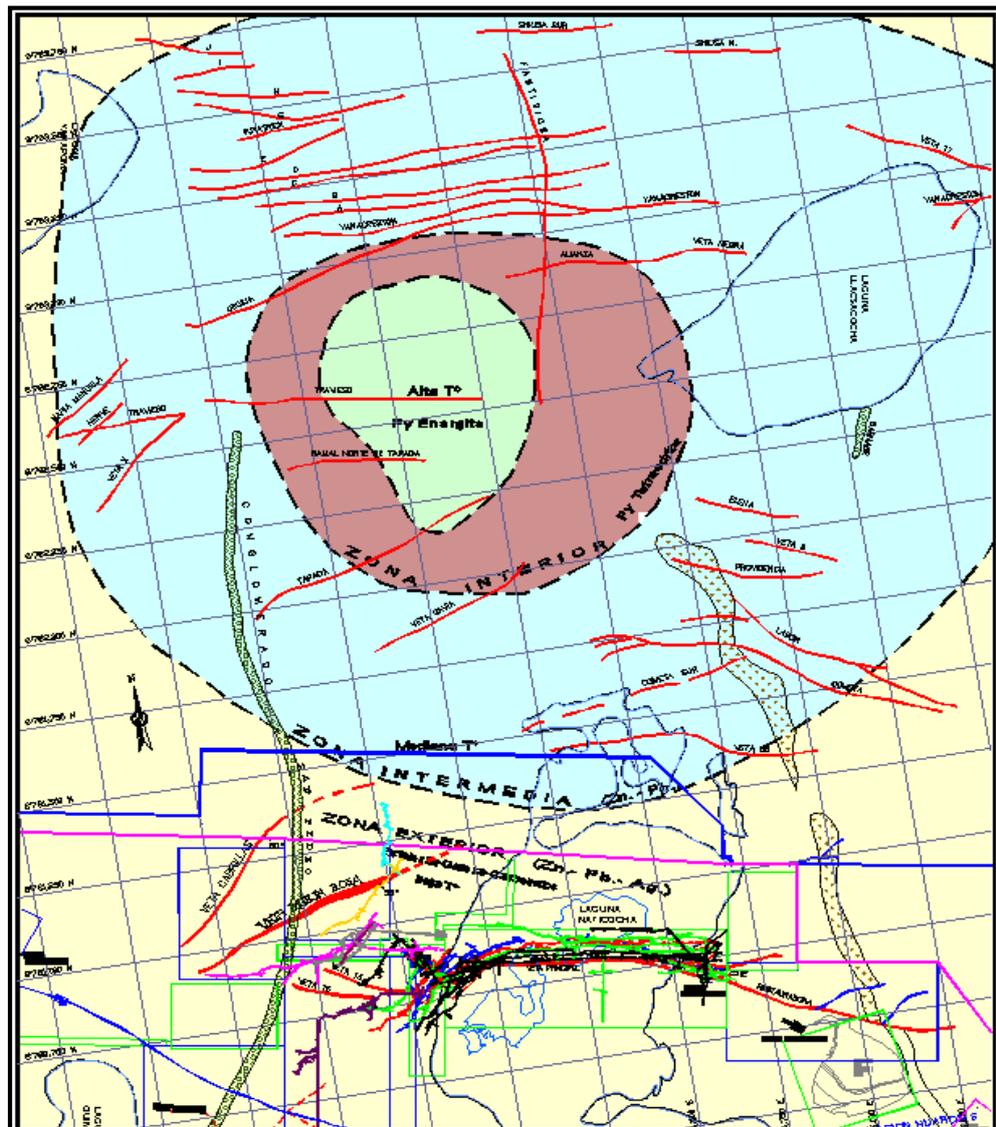
En el distrito minero **Animón-Huarón**, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas. Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central o núcleo compuesta 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 1er ciclo y originan las

asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo ó 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 megacristales 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.

2.2.4.4 ALTERACION HIDROTERMAL

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.



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ZONEAMIENTO DE LA MINA ANIMON

Distrito: Huayllay	Dib. : BACH. RUIZ FREDY PAZ	PLANO N° 06
Prov. : Pasco	Rev. : MG. LUIS UGARTE	
Depto. : Pasco	Escala : S/E	

2.2.4.5 DESCRIPCION DE LAS ESTRUCTURAS VETIFORMES

ZONA DE ANIMÓN:

A.- VETA MARÍA ROSA

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 MARÍA ROSA 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".

B.- VETA ELVA PISO

Tiene una dirección $N75^{\circ}E$ con potencias variables de 0.30 a 1.50 metros con un buzamiento de 77° al norte, esta estructura se intercepta con la Veta MARÍA ROSA a 150 metros al oeste del pique Montenegro y fue reconocida hasta el nivel 355. Mineralógicamente tiene un mayor contenido de plomo que la Veta MARÍA ROSA.

C.- VETA PRINCIPAL

Es otra fractura tensional de rumbo este-oeste pero con buzamiento de 60° a 65° al sur y potencias variables de 0.50 a 1.50 mts.; tienen una concentración homogénea de plomo y zinc marmatítico. En superficie aflora en las concesiones de Huarón pero en profundidad por el buzamiento ingresa a las concesiones de Chungar a partir del nivel 465 y se intercepta con el ramal Techo de la Veta MARÍA ROSA en el nivel 355.

Mineralogénicamente es importante resaltar la presencia de alabandita con inclusiones de tetraedrita y pirargirita.

D.- VETA SPLIT CARMEN

Esta estructura se intersectó en el nivel 390 en el año 1990, con el desarrollo del crucero hacia el Pique Esperanza, la veta se le encontró fallada con arrastre de mineral y bastante echada con un buzamiento de 35° al SE y potencia de 0.35 m. A fines de 1996 con el desarrollo del crucero 840 del nivel 355, se cortó la misma estructura pero con una potencia de 3 m. con un rumbo N40°E y un buzamiento de 60° al SE; y está siendo reconocida actualmente con los desarrollos de los Niveles 465 – 390 – 355 y 310, y ha sido definida con la campaña de sondajes realizadas en Quimacocha.

ZONA QUIMACOCHA

A.- VETA MARIA ROSA

Aflora desde la parte Norte del pique Esperanza con una potencia de 1.0 a 6.0 mts. (ver Isopacos), buzamiento de 60° a 34° SE con presencia de cuarzo sacarvido bandeado, galena y esfalerita, esta estructura fue desarrollada por Cía Minera Chungar y por Huarón en los niveles 610, 640, 670 y 700 en las concesiones Precaución, Cabrillas, Demasía Elena y Dalmacia.

Los Geólogos de Huarón por esos años la denominaron veta Bellavista o veta 11 y 12.

Tiene una extensión longitudinal de 1.5 Km. y en la pampa de Quimacocha se comporta como un arco cóncavo hasta el pique

Quimacocha y al interceptarse con horizontes calcáreos y conglomerádicos se forman cuerpos diseminados y de reemplazamiento.

Por el año 1997 y 1998 se ejecutaron nueve sondajes diamantinos con un total de 2,308 m. y separados unos 200 m. entre sí con la finalidad de reconocer las vetas en profundidad y han definido una zona mineralizada para la veta María Rosa de unos 500 m. de longitud.

Con la finalidad de definir el comportamiento y continuidad de la Veta se realizó dos campañas de Perforación DDH, una realizada en el año 1999 y la otra en Setiembre del 2000; lo que nos da unos recursos estimados de 2'800,000 TM los resultados se presentan en los resúmenes respectivos.

+ Precaución propiedad de CÍA MINERA VOLCAN con una potencia de 2.0m a 5.0 m. mayormente cuarzosa con un rumbo de N50°E y 55° SE de buzamiento con óxido de manganeso, se interceptó la veta Cabrillas con los sondajes 2A, 3 y 3A con una regular mineralización de esfalerita marmatítica y galena con abundante cuarzo.

Con la primera etapa de sondajes diamantinos se estimó 86,000 TMS de recursos minerales con 2.40 m. de potencia 6.97%Pb, 7.22%Zn. y 0.87%Cu.

C.- VETA OFELIA

Tiene un afloramiento de 150 m. en la concesión de CPH 18 con una potencia variable de 0.20 a 0.70 m. con una mineralización mayormente cuarzosa y con diseminaciones de marmatita y galena, tiene un rumbo de N75°E y 70° S de buzamiento. En el nivel 620 se desarrolló en un tramo

de 100 m. en la concesión Bellavista y 150 m. en la concesión CPH 18 la mayor parte del desarrollo se realizó en una estructura delgada y de bajo contenido metálico

D.- VETA TERESA

Su afloramiento es bastante definida con una potencia variable de 0.25 m. a 1.0 m. con regular concentración de esfalerita y galena con una longitud de 100 m. en el CPC 18 y 200 m. en la concesión Bellavista pero al Oeste debe ingresar a las concesiones CPC 18 y CPC 19, de persistir su buzamiento al Sur con 65° su extensión vertical en profundidad va estar limitada al pasar a las concesiones mineras de Huarón.

2.2.5 RESERVA

2.2.5.1 PROCEDIMIENTOS DE CÁLCULO DE RESERVA:

Las Reservas Minerales están constituidas por los bloques de mineral económicamente explotables en las categorías Probado y Probables que sean Accesibles y Eventualmente Accesibles.

En cambio, el Inventario de minerales es el conjunto discriminado de bloques de mineral Económico, Marginal y Submarginal; ya sean probadas, probables, pudiendo ser accesibles, eventualmente accesibles e inaccesibles y recursos inferidos

2.2.5.2 CLASIFICACION DE BLOQUES DE RESERVA:

A.- POR SU CERTEZA:

PROBADO:

Es aquel bloque en el que no existe virtualmente ningún riesgo de discontinuidad entre las caras muestreadas. El bloque de mineral puede tener 4 lados, 3 lados, 2 lados ó sólo un lado muestreado, presentando evidencias geológicas de continuidad. Dado que el yacimiento de Animón presenta estructuras mineralizadas conspicuas y constantes, la altura de los bloques se considera la distancia entre un nivel superior y un nivel inferior y se representa en el plano con línea continua.

PROBABLE:

Es aquel en el que el factor de riesgo es mayor que el indicado para el mineral probado, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para suponer la continuidad del mineral, sin poder asegurarse su dimensión ni el contenido de sus valores. Se le asigna la misma potencia y leyes que los bloques probados. Se representa en los planos con línea discontinua.

Los minerales probados y probables constituyen Reservas cuando son económicamente explotables.

En los niveles superiores de las Vetas María Rosa, MARÍA ROSA; dado la continuidad de valores en profundidad se ha visto por conveniente dar probable hasta el Nv. 270 al Nv. 230, mineral probable con un factor castigado de 0.75% para potencias y leyes.

RECURSOS INDICADOS:

Es el mineral que ha sido interceptado por Sondajes Diamantinos, caso Veta María Rosa donde hay un enmallado de taladros que se hicieron para probar la continuidad de la Veta. Se ha considerado 50% Probable y 50% Indicado.

RECURSOS INFERIDOS:

Es aquel mineral cuyo tonelaje y leyes estimadas se basan mayormente en el amplio conocimiento del carácter geológico del depósito debiendo tener algunas muestras y mediciones para su dimensionamiento.

El estimado ó apreciación se basa en la continuidad asumida o inferida o la repetición de evidencias geológicas.

Estas evidencias geológicas pueden ser:

Diagrama de Curvas de Isoleyes y/ó cocientes metálicos.

Algunos sondajes diamantinos.

Cateos, trincheras o labores subterráneas parcialmente accesibles con muestras aisladas.

Áreas de influencias cercanas a los bloques de mineral probado o probable. Estos minerales no constituyen Reservas.

B.- POR SU ACCESIBILIDAD:**ACCESIBLES:**

Son aquellos constituidos por bloques de mineral que están interceptados por labores mineras (galerías, chimeneas, piques, etc.) y que generalmente están listos para entrar a la etapa de preparación. Estos minerales se consideran como Reservas cuando su valor está sobre el costo total de operación.

EVENTUALMENTE ACCESIBLES:

Son aquellos que no se encuentran para su inmediata explotación y están constituidas por bloques no accesibles que comúnmente se hallan en la parte inferior del nivel más bajo, alejados de las labores de desarrollo ó con el acceso truncado por derrumbes, bóvedas vacíos etc. por lo tanto, requieren la apertura de labores mineras nuevas o rehabilitación de los existentes antes de poder iniciar la explotación.

Estos minerales constituyen reservas sí las inversiones adicionales desarrollo y/o rehabilitación (costo de Desarrollo) para hacerlos accesibles, están cubiertos por el saldo entre el valor de dichos bloques de mineral y los costos totales de operación.

INACCESIBLES:

Son aquellos cuya posición espacial (geométrica) es similar a lo indicado para los eventualmente accesibles, pero que la apertura ó rehabilitación de labores para obtener acceso es evidentemente muy costosa, tal es el

caso de bloques aislados rodeados de rellenos o grandes áreas vacías, muy lejanos del acceso actual, los ubicados bajo una laguna o situados en zonas cuya explotación afectaría a instalaciones fijas como las cercanas a piques, cámara de bombas, bodegas, etc.

Los minerales inaccesibles son aquellos, en el que el monto de la inversión necesaria para su acceso, más los costos adicionales que constituyen el costo total de operación no es cubierto por el valor de estos minerales y por lo tanto, no se consideran como reservas.

C.- POR SU VALOR:

MINERAL COMERCIAL (MENA):

Son los minerales económicos, porque la infraestructura existente podrán obtenerse productos aceptados en el mercado bajo las condiciones vigentes y porque su valor excede todos los gastos directos (gastos de operación y regalías) e indirectos incluyendo íntegramente la depreciación anual (máquinas, equipos, instalaciones) amortizaciones, gastos financieros, etc.

En consecuencia son Reservas Minerales, los minerales probados y probables, accesibles y /o eventualmente accesibles económicamente explotables.

MINERAL MARGINAL:

Son aquellos que cubren los gastos directos (incluyendo regalías) pero no los indirectos, considerando amortizaciones, depreciaciones y gastos financieros. Su operación no da utilidad pero ayuda a disminuir las pérdidas provocadas por los gastos fijos e indirectos que no se evitarían con la paralización o disminución de la escala de operaciones. Este mineral es potencial, porque con mejoras en los parámetros económicos (reducción de costos ó aumento de precios de los metales) puede convertirse en Reservas Minerales.

MINERAL SUBMARGINAL:

Son los que no cubren los gastos directos bajo las condiciones existentes y que aún bajo las condiciones previsibles no alcanzarían a cubrir adicionalmente los gastos indirectos, requerirían variaciones favorables más allá de lo actualmente previsible en los parámetros económicos para transformarse en mineral económicamente explotable es decir en Reservas.

VALOR MINIMO:

Para los efectos de este cálculo se ha considerado el Mineral económico y forma parte de Reservas todo bloque que está encima de \$ 19.70.

2.2.5.3 PARAMETROS DE DILUCION

A.- CASO VETA MARÍA ROSA – MARIA ROSA:

Son vetas que presentan potencias de 0.80 hasta 5.0 m. Cuando son angostas se les lleva al ancho mínimo explotable 3.20m. Respectivamente y en caso de ser mayor la potencia se le adiciona estos factores, es decir por 5.0m todo el ancho de la veta.

B.- CASO VETA ELVA PISO:

Como son vetas que tienen una potencia promedio de 0.50 a 1.50 mts. Y tienen un buzamiento promedio de 55° a 60°, el ancho mínimo de explotación se ha considerado 3.2m. como ancho de minado.

C.- CASO VETA , RAMAL TECHO, RAMAL PISO, SPLIT CARMEN Y OTRAS:

Como son vetas angostas cuya potencia promedio varia de 0.50 a 1.00 m. y con un buzamiento de 77° a 85°. Se le considera un ancho mínimo de explotación de 1.00 m.

2.2.5.4 CALCULO DEL VOLUMEN

A.- PARA MINERAL:

Se determina multiplicando el área corregida por el ancho promedio de veta y se expresa en metros cúbicos y sin considerar decimales.

B.- PARA DESMONTE:

Se determina multiplicando el área corregida por el tramo diluido y se expresa en metros cúbicos.

2.2.5.5 PARAMETROS DE GRAVEDAD ESPECÍFICA

PARA VETAS:

PESO ESPECÍFICO DE LAS VETAS.

MARÍA ROSA	3.10
MARIA ROSA	3.98 – 3.60 (Quimacocha)
ELVA PISO	3.00
SPLIT PRINCIPAL	3.89
LORENA	3.11

PARA ROCA ENCAJONANTE

Peso específico de rocas encajonantes.

MARÍA ROSA	2.84
MARIA ROSA	2.92
ELVA PISO	2.85
SPLIT PRINCIPAL	2.80
LORENA	2.80

2.2.5.6 TONELAJE

PARA MINERAL:

Para calcular el tonelaje de los bloques, se emplea la gravedad específica de cada estructura mineralizada multiplicada por el volumen de mineral.

PARA DESMONTE:

Se multiplica el volumen de desmonte ó dilución por la gravedad específica de la roca encajonante. La suma del tonelaje de mineral más el tonelaje de desmonte nos da el tonelaje total del bloque.

2.2.5.7 FACTOR DE CONTINUIDAD

Siempre se considerará un factor de corrección al tonelaje total del bloque, debido a los puentes y pilares que se dejarán en la explotación por zonas estériles ó por inestabilidad del terreno. Se considera un 90% para bloques probados y un 85% para bloques probables.

2.2.5.8 NOMENCLATURA Y SIMBOLOGIA DE CADA BLOQUE

Este dado para cada estructura mineralizada según las siguientes abreviaturas:

Simbología de las de las vetas.

María Rosa	MR.
Teresa	VT
Ramal 85	R85
Ramal Piso	RP.
Ramal Techo	RT.
Ofelia	VO
Lorena	VL
Elva piso	EP
Split Carmen	SC
Probado	PD.
Probable	PB.
Inferido	IN.

PESO ESPECÍFICO PARA DESMONTE.

María Rosa	100	A	199
Teresa	200	A	299
Ramal 85	300	A	499
Ramal Piso	500	A	549
Ramal Techo	550	A	599
Ofelia	600	A	649
Lorena	650	A	699
Elva piso	750	A	799
Split Carmen	800	A	849

CUADRO DE RESERVAS:

El promedio total del mineral de Reservas, tanto probadas como probables Accesibles y Eventualmente Accesibles se obtendrá con los promedios ponderados que estén por encima del costo mínimo (\$ 19.70).

CUADRO DE RESERVAS.

ESTRUCTURA	TMS	% Cu	% Pb	%Zn	Gr Ag/t	Oz Ag/t
María Rosa	1,013	0.48	3.32	12.92	90	2.89
Teresa	121,3	0.31	5.19	8.54	98	3.15
Ramal 85	2,519,	0.44	4.30	11.48	108	3,47
Ramal Piso	35,97	0.60	4.74	12.46		
Ramal Techo	43,22	0.25	2.07	8.75	61	1.96
Ofelia	34,71	0.39	5.78	9.03		
Lorena	10,15	0.23	5.03	6.96		
Elva piso	193,2	0.48	1.35	12.15	84	2.70
Split Carmen	50,36	0.37	4.90	10.03	43	1.38
Teresa	33,96	0.27	1.45	9.51	95	3.06
Guisela	115,6	0.32	3.61	8.21	83	2.67
Noemí	41,03	0.22	3.17	8.54	54	1.75
TOTAL	4,212,	0.44	3.90	11.57	94	3.21

CAPÍTULO 3. OPERACIONES UNITARIAS EN LA MINA.

3.1 ACCESO A LA MINA.

Para el acceso a interior de mina se tiene 3 puntos de ingreso siendo estos los siguientes:

3.1.1 PIQUE ESPERANZA

El cual fue puesta en operación el 23 de mayo del Año 2001 con las siguientes características.

Montaje	Constructora Graña Y Montero
Altitud	4608.88 msnm
Marca	Ingersoll rand cir
Serie	1439b
Motor marca	General electric – company
Potencia	600 hp
Rpm	390
Voltaje	2300 v
Velocidad de izaje	5.7 m/seg
Capacidad de izaje	3 tn
Diámetro de cable	11/4” x 6 x 31
Peso de cable	4 kg/m
Longitud de cable	250 m
Numero de tambora	2
Diámetro de tambora	48” x 96”
Profundidad de pique	360 m

3.1.2 PIQUE JACOB TIMMER

Con las siguientes características.

Montaje	Constructora
Altitud	4608.88 msnm
Marca	Loro paricini
Serie	38246
Motor marca	Asea
Potencia	100 hp
Rpm	1180
Voltaje	460 v
Velocidad de izaje	1.5 m/seg
Capacidad de izaje	6.8 tn
Diámetro de cable	7/4" x 6 x 19
Longitud de cable	440 m
Numero de tambora	2
Diámetro de tambora	48" x 96"
Profundidad de pique	500m
Frenos	Electrohidráulicos
Tipo de servicio	Independiente :Personal y carga
Diámetro del pique	51" x 60"
Altura del pique	Desde el eje de la polea hasta el piso 27 m.
Numero de compartimento	2

3.1.3 BOCA MINA RAMPA MIRKO

La Rampa está se utiliza como vía de salida de interior mina hacia a superficie de:

- Personal
- Vehículos (camiones de personal, camioneta, cisternas de combustible).
- Equipos pesado (jumbo frontoneros, scooptram, jumbos emperadores, mixser, equipos lanzadores, scailer, utilitarios, motoniveladoras ,tractor oruga)
- Transporte de mineral (volquetes de 25 toneladas).

Además también es usada como doble vía cuando se realiza mantenimiento de la **Rampa Terry**

Esta rampa presenta las siguientes características:

LABOR	SECCION (m)	LONGITUD (m)	PENDIENTE
Rampa Mirko	4.0 X 4.5	4590m	13%
Cámaras de carguío	4.0 X 6.0	20	1%
Cámaras de acumulamiento	4.0 X 4.0	20	1%
Cámaras de bombeo	4.0 X 4.0	25	16%
Cruceros	4.0 X 4.0	50	1%

3.1.4 BOCA MINA RAMPA TERRY

La Rampa está se utiliza como vía de ingreso de superficie hacia interior mina de:

- Personal
- Vehículos (camiones de personal, camioneta, cisternas de combustible).
- Equipos pesado (jumbo frontoneros, scooptram, jumbos emperadores, mixser, equipos lanzadores, scailer, utilitarios, motoniveladoras ,tractor oruga)
- Transporte de mineral (volquetes de 25 toneladas).

Además también es usada como doble vía cuando se realiza mantenimiento de la **Rampa Mirko**.

Esta rampa presenta las siguientes características:

LABOR	SECCION (m)	LONGITUD (m)	PENDIENTE (%)
Rampa Terry	4.0 X 4.5	1692	13 %
Cámaras de carguío	4.0 X 6.0	20	1 %
Cámaras de acumulación	4.0 X 4.0	25	1 %
Cámaras de bombeo	4.0 X 4.0	20	16 %
Cruceros	4.0 X 4.0	30	1 %

3.2 DESCRIPCIÓN DE LA MINA.

En la mina Animón se caracteriza por ser minería trackles donde se emplea los método de explotación ,; corte y relleno ascendente mecanizado y taladros largos, se dejan puentes de seguridad de 5.0 m para delimitar los niveles de mineral, el sostenimiento se realiza con shotcrete , shotcrete mas malla electro soldada y cimbras; se realizan race boring para los ingresos de ventilación además sirven para los servicios de (aire, agua y energía eléctrica); el relleno de los tajos son relleno detrítico y relleno hidraulico.

El ancho de minado varía de acuerdo a la potencia de las vetas se continua trabajando para este tipo de métodos de minado diseñado por el área de planeamiento con el soporte del área de geo mecánica para la estabilidad de la excavaciones realizadas en Chungar

Debemos indicar que se realiza trabajos con el sistema mecanizado o track-les en un 90% y en el sistema convencional en un 10%, la producción de la mina:

3200 hasta 4100	toneladas /día.
123000	toneladas /mes
1476000	toneladas /año

Con las siguientes leyes.

LEYES DE CABEZA	PROGRAMADO	EJECUTADO	CUMPLIMIENTO
%Zn	5.68 %	5.68 %	100.66 %
% Pb	4.00 %	4.00%	100 %
% Cu	0.30 %	0.29 %	96.67%
Oz. Ag	4.15	4.12	99.28%

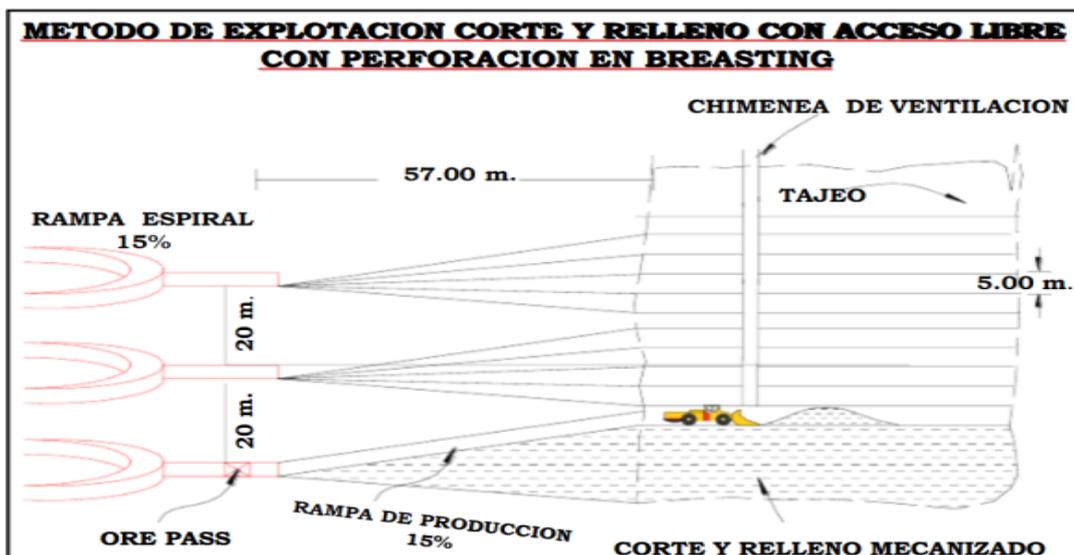
3.2 DESARROLLOS Y PREPARACIONES

Las explotaciones de los minerales se realizan a través de las dos zonas que se tienen divididos en trabajos de producción en interior de mina, tal es:

Cambiar por características de la veta MARÍA ROSA

3.3 EXPLOTACIÓN MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO.

El método de explotación que se aplica en Volcan Unidad Minera Chungar es corte y Relleno Ascendente con Perforación Horizontal (breasting), en los tajeo y accesos. El ciclo de explotación comprende seis procesos principales: Sostenimiento, Perforación, Voladura, Limpieza, transporte y Relleno



La explotación se realiza de la siguiente manera:

1.- Dimensionar el tajo:

- a- Longitud del tajo: 150 m.
- b- Alto: 25m.
- c- Ancho: de 0.8m a 5.0 m (varía de acuerdo a la potencia de la veta)

2.- Desarrollo

- a.- 01 Rampa secundarias con secciones de 4.0m *4.5m (sección para volquetes de 25 toneladas de capacidad).
- b.- 01 cámaras de acumulación (mineral y desmonte) secciones de 4.0m *4.0m.
- c.- 01 zona de carguío para volquetes (sección de 4.0m*6.0m)

3.- Preparación:

- a- 01 Acceso con longitudes de 70.0m sección de 3.5 x 4.0m.
(Desde - 15% hasta +15%)
- b.- 01 poza de bombeo con sección de 3.5m*4.0m la longitud varía de acuerdo a la cantidad de agua que se tiene en la veta.
- c.- 02 sub niveles de exploración preparando las alas del tajo con secciones de 3.5m * 4.0m

3.- Explotación:

- a- Perforación horizontal (breasting) con jumbo (sección de 3.5m *4.0m.)
el ancho de minado se ejecutara de acuerdo a la potencia del mineral,
longitud se realizara con barra de 14 pies (dependerá del tipo de roca)
- b- Voladura con explosivos de acuerdo a la malla y tipo de roca.
- c- Acarreo con scooptrams de 6.0 yd³
- d- Relleno detrítico (primera capa).
- e- Relleno hidráulico (para el cajeadado de las cajas y no dejar espacios vacíos).
- f- Pivot, inicio del nuevo corte realizado en el acceso del tajo.

NOTA. Se muestra plano del método de explotación ver plano No 4 y plano No 5

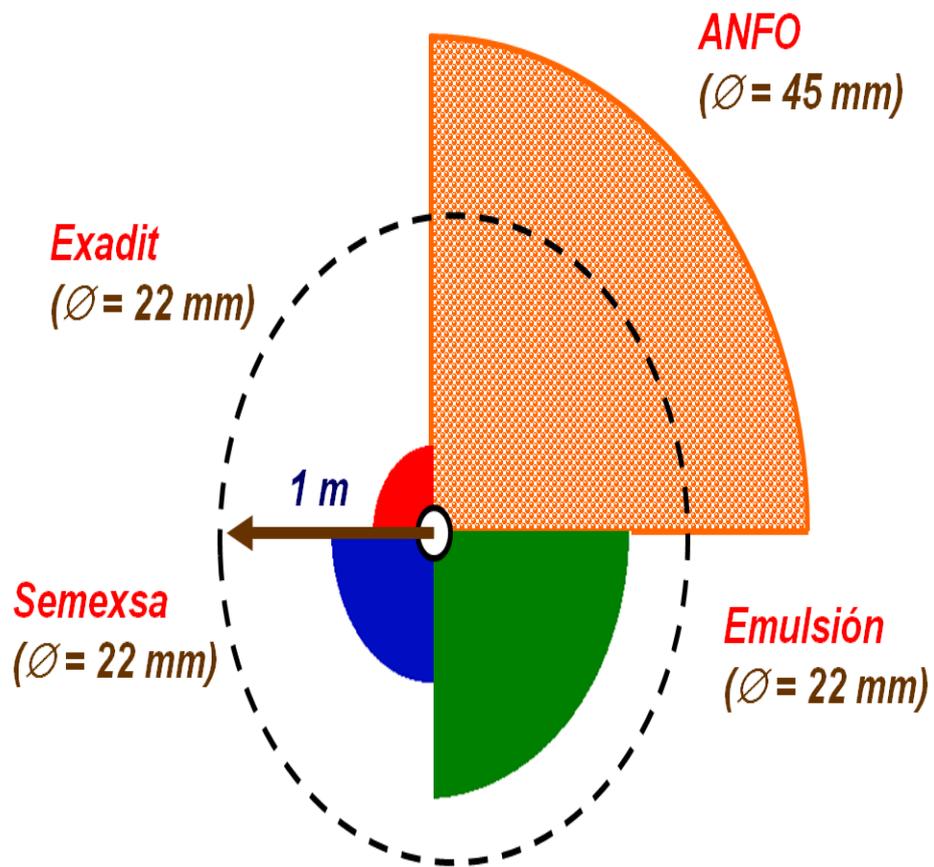
3.4 PERFORACIÓN.

Haremos notar que el ciclo de perforación se realiza mediante los jumbos de un brazo con una longitud de perforación de 14 pies y/o 4.27 metros de longitud de barreno, alcanzando un avance efectivo de 3.85 metros, siendo el diámetro del taladro de 45 milímetros, el número de taladros por cada frente(breasting) varía de acuerdo a la veta esto desde los 26 taladros en sección de 3.50 m * 4.0m hasta 45 taladros en secciones de 5.0m x 4.0m , esto de acuerdo a la potencia de la veta el cual se está produciendo, indicaremos que el tipo de trabajo en los frentes del breasting, es decir que se tiene una cara libre en la parte inferior del frente, por el cual se toma como salida para los disparos, del mismo modo diremos que los disparos del frente se realizan con voladura controlada

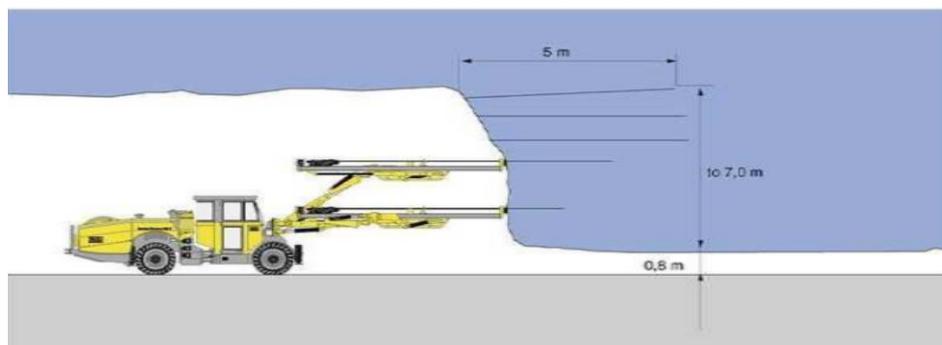
(smooth blasting) en el que se utilizan los siguientes agentes de voladura, como son Exsanel, Pentacord, emulciones de 80%1 1/4*12", emulciones de 65%,1 1/8*12", emulciones 45% 1 1/8*12", en la corona y las cajas utilizamos las emulciones de menor potencia rompedora evitando provocar la sobre rotura.

Para los diferentes tipos de terreno y las diferentes secciones de las labores que se tiene en la mina Animón se han diseñado los diferentes tipos de malla de perforación para así poder evitar no realizar la sobre rotura en los frentes de trabajo y de avance ver planos.

De acuerdo con los fabricantes de explosivos se utiliza en Chungar, el accesorio de voladuras y explosivos son de la marca EXSA.SA, el producto básicamente son emulsiones lo cual daña menos que las dinamitas, se observa en la comparación del grafico correspondiente:



*Influencia del entorno de la roca para un taladro de:
 $\varnothing = 45 \text{ mm}$*



PROFUNDIZACION DE LAS FORMULAS EN CALCULO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA DE BREASTING

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. ASP BLASTRONIES S.A."Diseño Y Evaluación De Voladura". Chile 1997.
2. ANTONIO KARZULOVIC L.: "Tronadura & Geomecánica Hacia La Optimización Del Negocio Minero,5º seminario Dyno Nóbel, Chile 2001, 224 Pág.
3. ALFREDO CAMAC TORRES: "Tecnología de Explosivos", 190 Pág.
4. ALFREDO CAMAC TORRES: "Túneles", 218 Pág.
5. ALFREDO CAMAC TORRES: "Voladura de rocas", 115 Pág.
6. AMERICAN INSTITUTE OF MINING, METALLURGICAL, AND PETROLEUM ENGINEERS (AIME): "Mining Engineering Handbook".
7. CALVIN J. KONYA, ENRIQUE ALBARRAN N.: "Diseño de Voladuras", ediciones cautil, México 1998, 253 Pág.
8. CARLOS LOPEZ JIMENO, "Manual de perforación y voladura de rocas", Madrid 1994, 541 pág.
9. CARLOS LOPEZ JIMENO, "Ingeo Túneles 1", Madrid 1998, 459 Pág.
10. CARLOS LOPEZ JIMENO, "Ingeo Túneles 2", Madrid 1998,490 Pág.
11. CARLOS LOPEZ JIMENO, "Ingeo Túneles 3", Madrid 1998,556 Pág.
12. DINASOL: "Manual De Explosivos", impresión collage, lima, 79 Pág.
13. E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en roca", 634 Pág.
14. EVERT HOEK: "Geomecánica", Canadá 2001, 299 Pág.
15. EXSA: "Manual Práctico de Voladura",3º edición, Lima 2000, 358 pág.
16. EXSA:" Explosivos Convencionales Y Accesorios Para Voladura", 2ºedicion, Lima 2003

CALCULO DE OPTIMIZACION EN PERFORACION

DATOS CON MALLA ANTIGUA 26 TALADROS(PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0 INICIO DEL PROCESO DEL CALCULO

DATOS GEOMECAVICOS DE LA ROCA

RMR	20 - 30
GSI	IF/MP

DATOS DE INICIO DEL CALCULO DE SECCION DE BREASTING

PRODUCCION		
Breasting	Und	Cant.
Avance	m	3.85
Ancho	m	3.50
Altura	m	4.00
Factor de arco	%	0.975
Sección de labor	m2	13.65
Volume in-situ por metro de avance	m3	52.55
Factor de esponjamiento		35%
Volume Esponjado por metro de avance	m3	18.43
Peso específico mineral insitu	t/mt3	3.10
Peso específico mineral insitu diluido	t/mt3	2.22
Volume in-situ por disparo	m3	40.32
Volume Esponjado por disparo	m3	54.43
Ton. por disparo	ton.	120.95

CONSUMO DE ACEROS POR BREASTING

Aceros de Perforación		vida útil	
		pies	0.3048 m./unid.
Barra de extensión	unid	6,000	1,829
Broca de botones	unid	1,800	549
Adaptador piloto	und	18,000	5,486
Broca escariadora	und	1,500	457
Manguito de acople	und	1,200	366
Shank adapter	und	9,000	2,743

NUMEROS DE TALADROS AUSAR , METROS PERFORADOS EN BREASTING

Jumbo electrohidráulico			
No. Taladros de producción	mts/tal	total mts	Veloc. Pie/hr.
18	3.85	69.30	175.00
No. Taladros de contorno	mts/hr		53.34
8	mts/min		0.89
min/tal	3.42		
min total taladros	45.38		
traslado mint	45.00		
tiempo total min	48.80		
tiempo total hor	0.81		
total metros perforados	100.10		
metros/horas	81.42		

RENDIMIENTOS DE SCOOPTRAM EN BREASTING POR VOLADURA

SCOOPTRAM DE 6 YD3	
VOLUMEN ESPONJADO M3	54.43
PE MATERIAL	3.00
TON	120.95

RENDIMIENTOS

CAPACIDAD CUCHARA (Yd3)	6.00
CAPACIDAD CUCHARA (m3)	4.59
CAP. REAL CUCHARA (m3)	3.76
Nº cucharas	14
Velocidad Con carga (km/hr)	4.93
Velocidad Con carga (mts/min)	82.17
Velocidad Sin carga (Km/hr)	5.89
Velocidad Sin carga (mts/min)	98.17
DISTANCIA DE LIMPIEZA (mts)	150.00

TIEMPOS

min

Tiempo de carguio (min)	1.08
Tiempo de traslado (min)	1.83
Descarga y carguio a volquetes (min)	1.20
Tiempo de retorno (min)	1.53
Imprevistos (min)	1.76
Tiempo total ciclo (min)	7.39
Tiempo total ciclo (hrs)	0.12
Tiempo total (hrs)	1.78

TON/HR	67.84
--------	-------

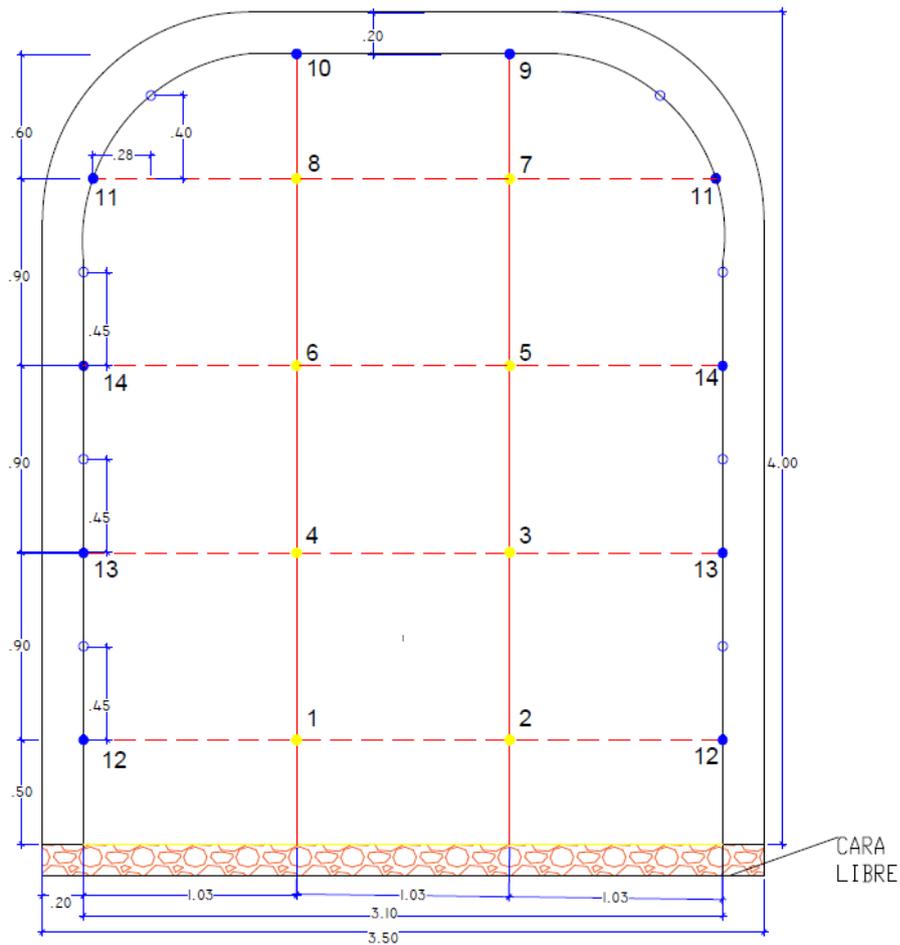
CANTIDAD DE EXPLOSIVOS USADOS POR BREASTING (VOLADURA)

EXPLOSIVOS	N Pzs/caja	\$/Pzs	Peso/Cartucho	Cantiada usada	Unidad	kg expls.
Emulsiones 80 % 1 1/4x12	62	0.462	0.264	18	und	4.75
Emulsión de 65% 1 1/8x12	112	0.785	0.223	72	und	16.07
Emulsión de 45 % 1 1/8x12	128	2.037	0.195	70	und	13.67
Detonador ensamblado(carmex)	350	0.578		2	und	
Exanel PC	200	1.25		18	und	
Mecha Rápida		0.3035		0.5	m	
Cordón Detonante		0.1162		18	m	
					Total kg explos.	34.5

CALCULO DE FACTOR POTENCIA

FACTOR DE CARGA	kg de explosivos	34.5
	toneladas rotas	120.95
	Fp	0.29

DATOS CON MALLA ANTIGUA 26 TALADROS (PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0



DISTRIBUCION DE EXPLOSIVOS POR TALADROS

N° EXSANEL PC	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	TOTAL
CANTIDAD	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	18

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO					
TIPO	N° Tald.	N° Cartuchos	tipo de explosivos	Densidad Expl	kg por taladro
CEBO	18	1	E 80 % 1 1/4*12	0.264	4.752
PRODUCCION	8	9	E 65 % 1 1/8*12	0.223	16.056
CORONA y HASTIAL	10	7	E 45% 1 1/8*12	0.195	13.65
TALADROS DE ALIVIO	8				
TOTAL	26				34.46

CANTIDAD DE CARTUCHOS

E 80 % 1 1/4*12	unid cart	18	
E 65 % 1 1/8*12	unid cart	72	
E 45% 1 1/8*12	unid cart	70	160
CORDON DETONANTE 5P	m	18	
EXSANEL	unid	14	
DETONADOR ENSAMBLADO(7')	unid	2	
MECHA DE SEGURIDAD	m	0.5	

TOTAL DE CARTUCHO POR COLUMNA CARGADO

PRODUCCION	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	10	8	80
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1			8	6	48
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1			8	4	32
TOTAL CARTUCHOS													160

PARAMETROS DE ENTRADA Y RESULTADOS

	unidad	
Diámetros talad. de carga	mm	45
N° de taladros cargados	unidad	18
N° taladros. De alivio	m	8
Longitud efectiva de perforación	m	3.85
Tonelada de min. (sección 3.5*4.0)	tn	120
Densidad de mineral	t/m3	3.1
Factor potencia	kg/t	0.29

PRIMERA MALLA CORREGIDA CON EL AJUSTE DE TALADROS Y CARGA DE EXPLOSIVO

DATOS CON MALLA A PRUEBA 22 TALADROS(PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0

DATOS GEOMECANICOS DE LA ROCA

RMR	20 - 30
GSI	IF/MP

DATOS DE INICIO DEL CALCULO

PRODUCCION		
	Unidad	Cantidad.
Breasting		
Avance	m	3.85
Ancho	m	3.50
Altura	m	4.00
Factor de arco	%	0.975
Sección de labor	m2	13.65
Volumen in-situ por metro de avance	m3	52.55
Factor de esponjamiento		35%
Volumen Esponjado por metro de avance	m3	18.43
Peso específico mineral insitu	t/mt3	3.10
Peso específico mineral insitu diluido	t/mt3	2.22
Volumen in-situ por disparo	m3	40.32
Volumen Esponjado por disparo	m3	54.43
Ton. por disparo	ton.	120.95

CONSUMO DE ACEROS POR BREASTING

	vida útil		0.3048
		pies	m./unid.
Aceros de Perforación			
Barra de extensión	unid	6,000	1,829
Broca de botones	und	1,800	549
Adaptador piloto	und	18,000	5,486
Broca escariadora	und	1,500	457
Manguito de acople	und	1,200	366
Shank adapter	und	9,000	2,743

NUMEROS DE TALADROS AUSAR , METROS PERFORADOS EN BREASTING

Jumbo electrohidráulico			
No. Taladros de producción	mts/tal	total m	veloc. Pie/hr.
16	3.85	61.60	175.00
No. Taladros de contorno	m/hr		53.34
6	M/min		0.89
min/tal	3.42		
min total taladros	36.54		
traslado min	45.00		
tiempo total min	39.96		
tiempo total hora	0.67		
total metros perforados	84.70		
metros/horas	56.41		

RENDIMIENTOS DE SCOOPTRAM EN BREASTING POR VOLADURA

SCOOPTRAM DE 6 YD3	
VOLUMEN ESPONJADO M3	54.43
PE MATERIAL	3.00
TON	120.95

RENDIMIENTOS

CAPACIDAD CUCHARA (Yd3)	6.00
CAPACIDAD CUCHARA (m3)	4.59
CAP. REAL CUCHARA (m3)	3.76
Nº cucharas	14
Velocidad Con carga (km/hr)	4.93
Velocidad Con carga (mts/min)	82.17
Velocidad Sin carga (Km/hr)	5.89
Velocidad Sin carga (mts/min)	98.17
DISTANCIA DE LIMPIEZA (mts)	150.00

TIEMPOS

min

Tiempo de carguío (min)	1.08
Tiempo de traslado (min)	1.83
Descarga y carguío a volquetes (min)	1.20
Tiempo de retorno (min)	1.53
Imprevistos (min)	1.76
Tiempo total ciclo (min)	7.39
Tiempo total ciclo (hrs)	0.12
Tiempo total (hrs)	1.78

TON/HR	67.84
--------	-------

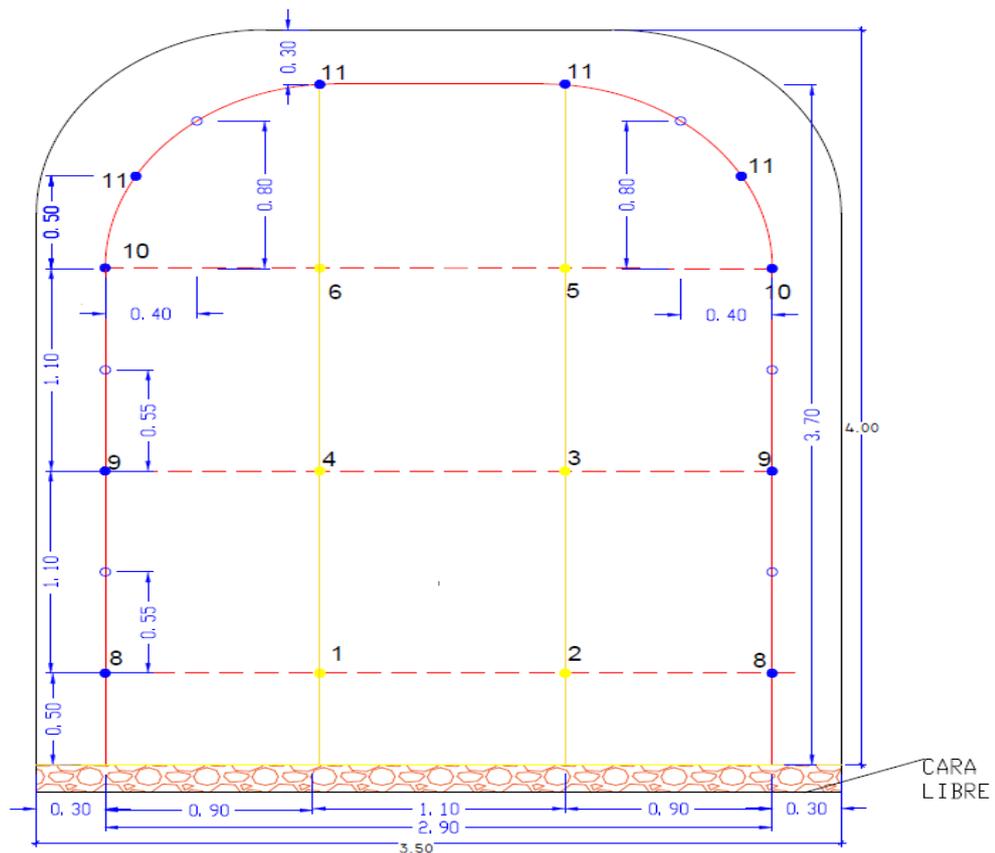
CANTIDAD DE EXPLOSIVOS USADOS POR BREASTING (VOLADURA)

EXPLOSIVOS	N Pzs/caja	\$/Pzs	Peso/Cartucho	Cantidad usada	Unidad	kg expls.
Emulsiones 80 % 1 1/4x12	62	0.462	0.264	16	und	4.22
Emulsión de 65% 1 1/8x12	112	0.785	0.223	54	und	12.05
Emulsión de 45 % 1 1/8x12	128	2.037	0.195	70	und	13.67
Detonador ensamblado(carmex)	350	0.578		2	und	
Exanel PC	200	1.25		18	und	
Mecha Rápida		0.3035		0.5	m	
Cordón Detonante		0.1162		18	m	
					total kg expls.	29.9

CALCULO DE FACTOR POTENCIA

FACTOR DE CARGA	kg de explosivos	29.9
	toneladas rotas	120.95
	Fp	0.25

DATOS CON MALLA ANTIGUA 26 TALADROS (PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0



DISTRIBUCION DE EXPLOSIVOS POR TALADROS

N° EXSANEL PC	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	TOTAL
CANTIDAD	1	1	1	1	1	1	0	2	2	2	4				16

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO					
TIPO	N° Tald.	N° Cartuchos	tipo de explosivos	Densidad Expl	kg por taladro
CEBO	16	1	E 80 % 1 1/4*12	0.264	4.224
PRODUCCION	6	9	E 65 %1 1/8*12	0.223	12.042
CORONA,HASTIAL	10	7	E 45%1 1/8*12	0.195	13.65
Tald. de alivio	6				
TOTAL	22				29.9

CANTIDAD DE CARTUCHOS

E 80 % 1 1/4*12	unid cart	16	
E 65 %1 1/8*12	unid cart	54	
E 45%1 1/8*12	unid cart	70	140
CORDON DETONANTE 5P	m	18	
EXSANEL	unid	14	
DETONADOR ENSAMBLADO(7')	unid	2	
MECHA DE SEGURIDAD	m	0.5	

Total de cartucho por columna cargado

PRODUCCION	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	10	6	60
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1			8	6	48
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1			8	4	32
TOTAL CARTUCHOS													140

PARAMETROS DE ENTRADA Y RESULTADOS

	unidad	
Diámetros taladros . de carga	mm	45
N° de taladros cargados	unidad	16
N° taladros De alivio	m	6
Longitud efectiva de perforación	m	3.85
Tonelada de min. (sección 3.5*4.0)	tn	120
Densidad de mineral	t/m3	3.1
Factor potencia	kg/t	0.25

MALLA ÓPTIMA CON EL AJUSTE DE TALADROS Y CARGA DE EXPLOSIVO

DATOS CON MALLA OPTIMA 26 TALADROS(PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0

DATOS GEOMECANICOS DE LA ROCA

RMR	20 - 30
GSI	IF/MP

DATOS DE INICIO DEL CALCULO

PRODUCCION		
	Und	Cant.
Breasting	Und	Cant.
Avance	m	3.85
Ancho	m	3.50
Altura	m	4.00
Factor de arco	%	0.975
Sección de labor	m2	13.65
Volumen in-situ por metro de avance	m3	52.55
Factor de esponjamiento		35%
Volumen Esponjado por metro de avance	m3	18.43
Peso específico mineral insitu	t/mt3	3.10
Peso específico mineral insitu diluido	t/mt3	2.22
Volumen in-situ por disparo	m3	40.32
Volumen Esponjado por disparo	m3	54.43
Ton. por disparo	ton.	120.95

CONSUMO DE ACEROS POR BREASTING

	vida util		0.3048
		pies	m./unid.
Aceros de Perforación			
Barra de extensión	und	6,000	1,829
Broca de botones	und	1,800	549
Adaptador piloto	und	18,000	5,486
Broca escariadora	und	1,500	457
Manguito de acople	und	1,200	366
Shank adapter	und	9,000	2,743

NUMEROS DE TALADROS AUSAR , METROS PERFORADOS EN BREASTING

Jumbo electrohidráulico			
No. Taladros de producción	mts/tal	total mts	veloc. Pie/hr.
14	3.85	53.90	175.00
No. Taladros de contorno	mts/hr		53.34
6	mts/min		0.89
min/tal	3.42		
min total taladros	34.54		
traslado mint	45.00		
tiempo total min	37.96		
tiempo total hor	0.63		
total metros perforados	77.00		
metros/horas	48.71		

RENDIMIENTOS DE SCOOPTRAM EN BREASTING POR VOLADURA

SCOOPTRAM DE 6 YD3	
VOLUMEN ESPONJADO M3	54.43
PE MATERIAL	3.00
TON	120.95

RENDIMIENTOS

CAPACIDAD CUCHARA (Yd3)	6.00
CAPACIDAD CUCHARA (m3)	4.59
CAP. REAL CUCHARA (m3)	3.76
Nº cucharas	14
Velocidad Con carga (km/hr)	4.93
Velocidad Con carga (mts/min)	82.17
Velocidad Sin carga (Km/hr)	5.89
Velocidad Sin carga (mts/min)	98.17
DISTANCIA DE LIMPIEZA (mts)	150.00

TIEMPOS

min

Tiempo de carguío (min)	1.08
Tiempo de traslado (min)	1.83
Descarga y carguío a volquetes (min)	1.20
Tiempo de retorno (min)	1.53
Imprevistos (min)	1.76
Tiempo total ciclo (min)	7.39
Tiempo total ciclo (hrs)	0.12
Tiempo total (hrs)	1.78

TON/HR	67.84
--------	-------

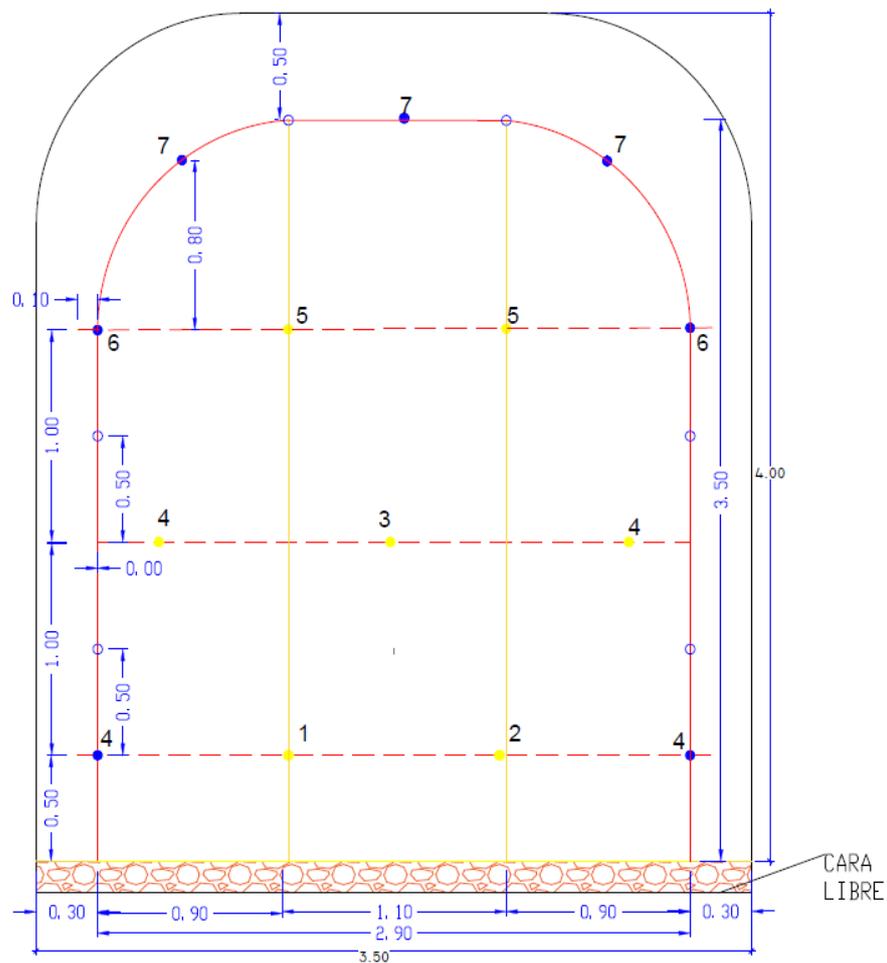
CANTIDAD DE EXPLOSIVOS USADOS POR BREASTING (VOLADURA)

EXPLOSIVOS	N Pzs/caja	\$/Pzs	Peso/Cartucho	Cantidad usada	Unidad	kg expls.
Emulsiones 80 % 1 1/4x12	62	0.462	0.264	14	und	3.70
Emulsión de 65% 1 1/8x12	112	0.785	0.223	63	und	14.06
Emulsión de 45 % 1 1/8x12	128	2.037	0.195	49	und	9.57
Detonador ensamblado(carmex)	350	0.578		2	und	
Exanel PC	200	1.25		18	und	
Mecha Rápida		0.3035		0.5	m	
Cordón Detonante		0.1162		18	m	
					Total kg expls.	27.3

CALCULO DE FACTOR POTENCIA

FACTOR DE CARGA	kg de explosivos	27.3
	toneladas rotas	120.95
	Fp	0.226

DATOS CON MALLA ANTIGUA 26 TALADROS (PRODUCCION Y ALIVIO) SECCION 3.5*4.0



DISTRIBUCION DE EXPLOSIVOS POR TALADROS

N° EXSANEL PC	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	TOTAL
CANTIDAD	1	1	1	4	2	2	3								14

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TIPO	N° Tald.	N° Cartuchos	tipo de explosivos	Densidad Expl	kg por taladro
CEBO	14	1	E 80 % 1 1/4*12	0.264	3.696
PRODUCCION	7	9	E 65 %1 1/8*12	0.223	14.049
CORONA,HASTIAL	7	7	E 45%1 1/8*12	0.195	9.555
Tald. de alivio	6				
TOTAL	20				27.3

CANTIDAD DE CARTUCHOS

E 80 % 1 1/4*12	unid cart	14	
E 65 %1 1/8*12	unid cart	63	
E 45%1 1/8*12	unid cart	49	126
CORDON DETONANTE 5P	m	18	
EXSANEL	unid	14	
DETONADOR ENSAMBLADO(7')	unid	2	
MECHA DE SEGURIDAD	m	0.5	

Total de cartucho por columna cargado

PRODUCCION	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	10	7	70
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1			8	3	24
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1			8	4	32
TOTAL CARTUCHOS													126

PARAMETROS DE ENTRADA Y RESULTADOS

	unidad	
Diámetros taladros. de carga	mm	45
N° de taladros cargados	unidad	14
N° taladros De alivio	m	6
Longitud efectiva de perforación	m	3.85
Tonelada de min. (sección 3.5*4.0)	tn	120
Densidad de mineral	t/m3	3.1
Factor potencia	kg/t	0.228

OPTIMIZACION DE TALADROS Y REDUCCION DE EXPLOSIVOS

Total de cartucho por columna cargado malla de 18 taladros

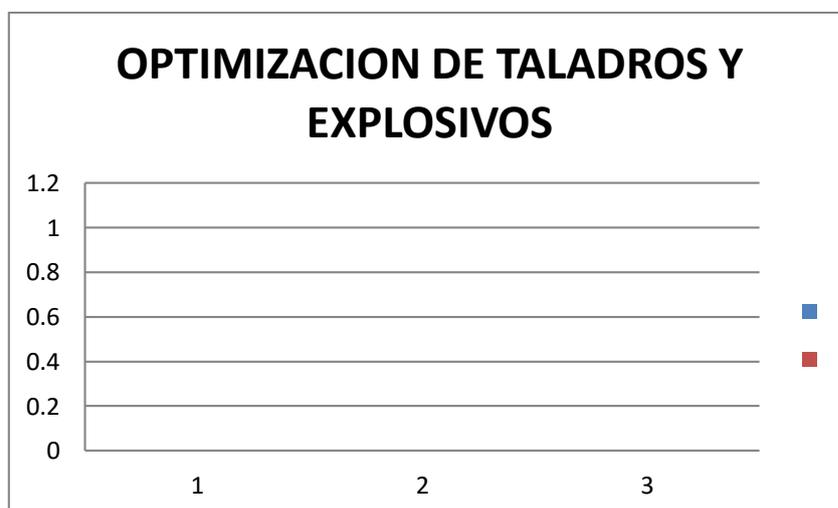
PRODUCCION N	sub total										N Tal.	Pe. E	Pe. E	Pe. E	Total			
	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1		80%	65%	45%				
PRODUCCION N	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	9	8	0.264	0.223	0	2.271	18.168
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	7	4	0.264	0	0.195	1.629	6.516
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	7	6	0.264	0	0.195	1.629	9.774
															kg/br	34.5		

Total de cartucho por columna cargado malla de 16 taladros

PRODUCCION N	sub total										N Tal.	Pe. E	Pe. E	Pe. E	Total			
	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1		80%	65%	45%				
PRODUCCION N	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	9	6	0.264	0.223	0	2.271	13.626
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	8	4	0.264	0	0.195	1.824	7.296
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	8	6	0.264	0	0.195	1.824	10.944
															kg/br	31.9		

Total de cartucho por columna cargado malla de 14 taladros

PRODUCCION N	sub total										N Tal.	Pe. E	Pe. E	Pe. E	Total			
	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1		80%	65%	45%				
PRODUCCION N	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	9	7	0.264	0.223	0	2.271	15.897
CORONA	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	7	3	0.264	0	0.195	1.629	4.887
HASTIAL	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	7	4	0.264	0	0.195	1.629	6.516
															kg/br	27.3		



RESULTADOS OBTENIDOS TAJO MARIA ROSA

		UNIDAD
ANCHO	3.5	m
ALTURA	4	m
DATOS GEOMECANICO		
RMR	20- 30	
GSI	IF/MP	
CALIDAD DE ROCA	MALA	
DATOS DE PERFORACION		
DIAMETRO DE BROCA	45	mm
LONGITUD DE BARRA	14	pies
EFICIENCIA DE PERFORACION	3.85	m
DATOS DE PERFORACION		
N° TALADROS PRODUCCION	14	unid
N° TALADROS DE ALIVIO	6	unid
DATOS DE VOLADURA		
E 80% 1 1/4*12	14	unid
E 65% 1 1/8*12	63	unid
E 45% 1 1/8* 12	49	unid

DATOS DETALLADOS DEL EXPLOSIVOS

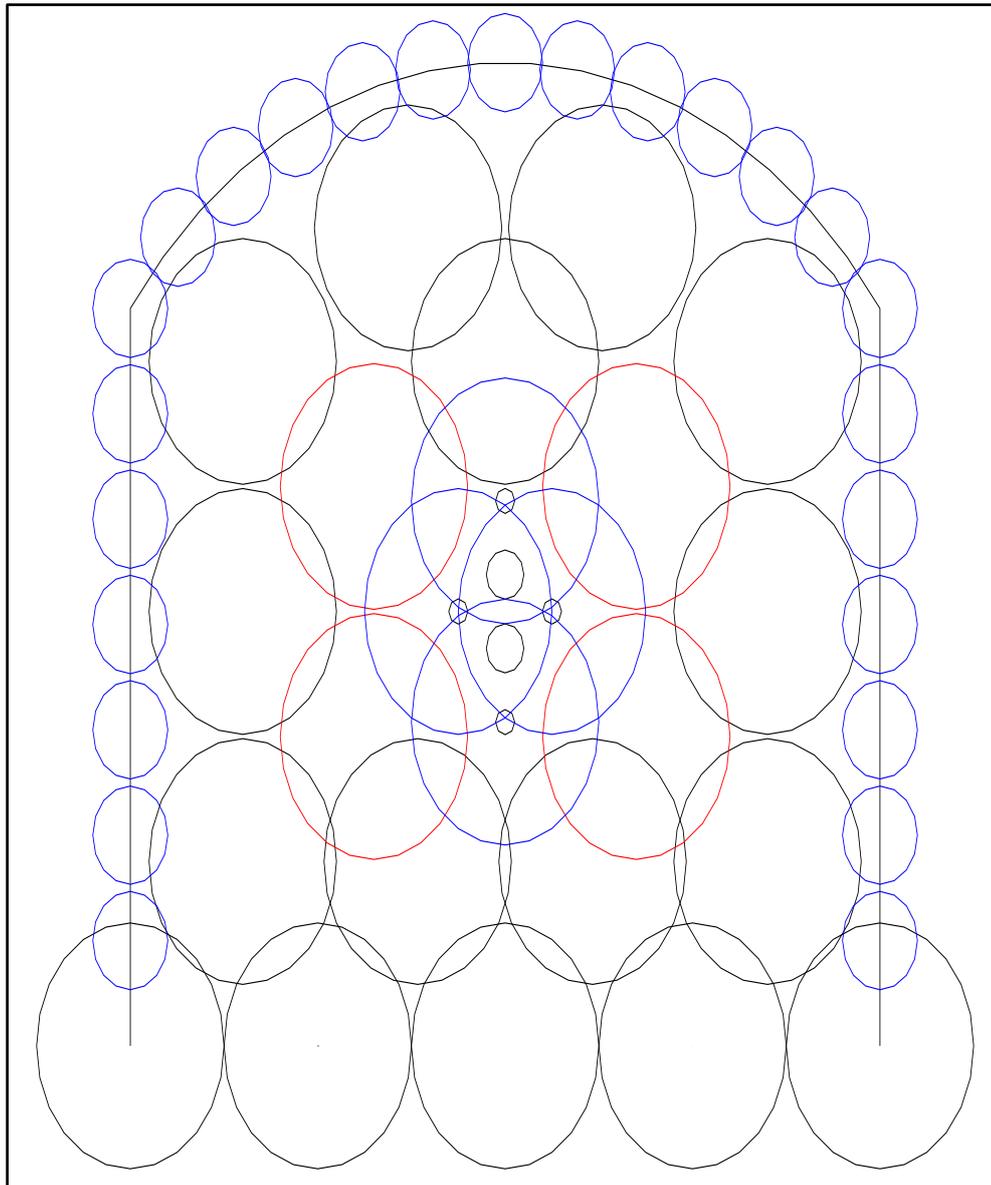
RADIO DE INFLUENCIA	1	m
AVANCE MEDIDO	3.85	m
M3/TALADRO	3.85	m3/tald
KG/M3	1.97	kg/m3
KG /TALADRO PRODUCCION	2.271	kg/tald-prod.
KG /TALADRO (CORONA Y HASTIAL)	1.629	kg/tald-perif.
N° CARTUCHOS /TALADRO-PRODUC.	9	unid
N° CARTUCHOS /TALADRO-Corono	7	unid
N° CARTUCHOS /TALADRO-Hastial	7	unid

CALCULOS DE FACTOR POTENCIA

TONELADAS .MINERAL	120	tn.
EXPLOSIVOS TOTAL	27.3	kg
FACTOR POTENCIA	0.23	

CARGA MAXIMA DEL TAJO ES 0.25 KG/TN DEACUERDO AL PROGRAMA

SIMULACIÓN DE LA CARGA EXPLOSIVA DE ACUERDO A LA SECUENCIA DE EXANELES



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas

Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas

Presentado por:
Paz Artica F.

Fecha:
Diciembre 2018

Diseño de malla 4x4 según radio
de influencia de los taladros

Diseño de malla 4x4 según radio de influencia de los taladros:

3.5 VOLADURA

El mecanismo de la voladura consiste en la apertura de una cavidad inicial llamada central (arranque, cuele o corte) y la posterior rotura del resto de la sección hacia dicha cavidad es el desbroce o franqueo.

En la unidad minera Animón se utilizan los siguientes accesorios y materiales explosivos.

3.5.1 Accesorios de Voladura.

Fulminante común # 6.- Consiste en un casquillo de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario (ácido de plomo, PETN, RDX) muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo. Es usado para iniciar a la dinamita, emulsiones encartuchadas, el cordón detonante y otros explosivos sensibles a este accesorio.

Mecha de Seguridad. - Es un accesorio de voladura que posee nueve capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora. Sus múltiples coberturas, incluyendo el recubrimiento final con material plástico, aseguran

impermeabilidad y resistencia a la abrasión, además de minimizar las chispas laterales. Esta compuesta de pólvora negra, papel impermeabilizante, algodón, brea y material plástico.

Cordón Detonante.- Son accesorios no eléctricos para voladuras con propiedades como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y gran seguridad. Están constituidos por un núcleo de pentrita (PETN) de alto poder explosivo que esta cubierto de papel y tejido con hilos de algodón y fibras sintéticas. La cobertura exterior es de plástico, tiene un tejido de hilos de algodón y baño de Levas, lo que le da mayor resistencia a la absorción, tracción e impermeabilidad. El uso de estos accesorios esta orientado a la minería, canteras, exploraciones sísmicas, pues trabajan adecuadamente en voladuras simultaneas y retardadas en complemento con los accesorios adecuados. Existen en los tipos siguientes: Simple: 3P, 5P, 8P Y 20P- Reforzado : 3PE, 5PE, 8PE Y 20PE.

Fanel Estándar.- Consta básicamente de cuatro componentes

Manguera Fanel.- Esta fabricado de un material

termo plástico de alta resistencia mecánica e interiormente cubierta en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo.

Fulminante de Retardo. - Este dispone de un elemento retardador que permite detonarlo en diferentes intervalos de tiempo. Las escalas disponibles son dos series completas una de periodo corto y otro de periodo largo, con los cuales es posible cubrir las necesidades de formación de caras libres, además la potencia del fulminante permite activar nitro carbonatos sin necesidad de cebarlo a un cartucho de dinamita.

Etiquetas. - Indican el número de serie y el tiempo de retardo de cada periodo. Rojo para la escala de periodo corto y amarillo para la escala de periodo largo.

Conector simple. - Block de plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y el contacto apropiado entre la manguera FANEL y el cordón detonante de la línea trocal respectiva con la finalidad de conseguir una iniciación óptima del sistema, el color del conector permite identificar el periodo de retardo, rojo para la escala de periodo corto y azul para la escala de periodo largo.

3.5.2 Explosivos.

Los explosivos que se utilizan son los siguientes.

SEMEXSA 45% Y SEMEXSA 65%, son dinamitas semigelatinosas muy versátiles de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a dura.

CARACTERÍSTICAS DE LAS DINAMITAS.

	SEMEXSA 65%	SEMEXSA 45%
Dimensiones	1 1/8" x 8"	7/8" x 7"
Potencia por peso (trauzl) en %	74	68
Poder rompedor (hess) en mm	17	15
Velocidad de detonación en m/s	4200	3800
Resistencia al agua	Muy buena	Buena
categoría de humos	Primera	Primera
Densidad	1,12	1,08
Presión de detonación en kbar	80	70
Volumen de gases, en l/kg	920	880

Estas son las dinamitas y accesorios los que se están utilizando en interior de mina, sin embargo, debemos hacer notar que están en estudio para poder implementar los explosivos del tipo emulnor, los famecortes los cuales nos servirán para poder controlar la sobre rotura.

3.5.3 DESATE DE ROCA

Para el desatado de rocas en las labores de trabajo en interior de mina luego de la voladura y cuando se encuentra estas condiciones sub. estándares se realiza con el juego de Barretillas, además se cuenta con dos equipos mecánicos para realizar el desatado de las rocas. Estos son los equipos mecánicos llamados SCALER.

SCALER		MARCA	MODELO	No de SERIE
23	SCA-01	PAUS	RL 852 TSL	227
24	SCA-02	PAUS	RL 852 TSL	228

3.6 VENTILACIÓN

El circuito de ventilación actualmente está siendo mejorado de la siguiente manera, teniendo en cuenta los MARÍA ROSAes conductores de ingreso de aire fresco y las salidas de aire contaminado todo esto relacionado con la necesidad de aire que requiere la mina en sus actuales condiciones de producción.

Teniendo en cuenta la cantidad de equipos y la cantidad de personas que están Laborando por guardia.

3.6.1 SISTEMAS DE RED DE AGUA.

Para el uso del agua en interior de mina y superficie, se tiene instaladas un sistema de bombeo, en la laguna Naticocha sur.

3.7 SOSTENIMIENTO

El comportamiento geomecánico de las estructuras mineralizadas de la mina Animón, están considerados dentro de una clasificación MF/R (muy fracturado regular), MF/P (muy fracturado pobre), MF/MP (muy fracturado muy pobre), para estructuras parcialmente disturbadas, con bloques angulosos, formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades.

El sostenimiento que se emplea es según la sección y el tipo de labor, tal como se indica.

a.- Labor temporal de sección 4.0 a 10.0 mts

- **Sostenimiento tipo A**, shotcrete estructural 1.5"1.5 pernos de compresión de 7' en bóveda sistemáticos (1.8 x 1.8 mts) o malla más perno de compresión de 7' sistemáticos (1.5 x 1.5 mts).

- **Sostenimiento tipo B**, shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión de 7' sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o malla mas perno de compresión de 7' sistemáticos (1.2 x 1.2 mts).

- **Sostenimiento tipo C**, shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión de 7' sistemáticos (1.2 x 1.2 mts).

- **Sostenimiento tipo D**, shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión de 7' sistemáticos (1.0 x 1.0 mts) mas drenes con pernos de fricción
- **Sostenimiento tipo E**, , shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión de 7' sistemáticos (1.0 x 1.0 mts) mas shotcrete estructural 2" de refuerzo, Instalar castillos de cribing en tajos mayores a 8.0mts.
- **Sostenimiento tipo F**, shotcrete estructural 2" mas cuadros de madera de Cuartones de 12' mas marchavantes o guarda cabeza.

b.- Labor permanente sección 3.0 a 4.5 mts.

- **Sostenimiento tipo A**, pernos de fricción 7' , puntales ó shotcrete 1"
- **Sostenimiento tipo B**, shotcrete estructural 2" o pernos de compresión 7' Sistemático (1.8 x 1.8mts)
- **Sostenimiento tipo C**, shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión Sistemático (1.5 x 1.5mts).
- **Sostenimiento tipo D**, shotcrete estructural 2" mas pernos de compresión Sistemático (1.2 x 1.2 mts).
- **Sostenimiento tipo E**, shotcrete estructural 2" mas malla mas pernos de Compresión 7' sistemático (1.0 x 1.0 mts).
- **Sostenimiento tipo F**, shotcrete estructural 2" mas cimbras metálicas o túnel Liner.

c.- Labor temporal sección 3.0 a 4.0 mts.

- **Sostenimiento tipo A**, sin soporte o pernos de fricción 7' ocasionales.

- **Sostenimiento tipo B**, pernos de fricción 7sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o Shotcrete estructural 1.5".
- **Sostenimiento tipo C**, shotcrete estructural 2" mas pernos de comprensión o Malla mas perno de comprensión 7´ sistemáticos (1.5 x 1.5 mts).
- **Sostenimiento tipo D**, shotcrete estructural 2" mas pernos de comprensión 7´ Sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o malla mas perno de comprensión 5´-7´ Sistemáticos (1.2 x 1.2 mts).
- **Sostenimiento tipo E**, shotcrete estructural 2" pernos de comprensión 7´ Sistemáticos (1.2 x 1.2 mts) o malla mas pernos de comprensión 7´ Sistemáticos 1.0 x 1.0 mts).
- **Sostenimiento tipo F**, shotcrete estructural 2" mas malla mas perno de Comprensión 7´ sistemáticos (1.0 x 1.0 mts) mas shotcrete estructural 2" o Shotcrete estructural 2" mas cuadros (marchavantes).

d.- Labor temporal sección 1.8 a 3.0 mts.

- **Sostenimiento tipo A**, sin soporte o pernos de fricción 5´ ocasionales.
- **Sostenimiento tipo B**, pernos de fricción 5´ sistemáticos (1.5 x 1.5 mts.) o Shotcrete estructural 2" mas pernos de 5´ en bóveda
- **Sostenimiento tipo C**, shotcrete estructural 2" mas pernos de comprensión 5´ Sistemáticos (1.5 x 1.5 mts)
- **Sostenimiento tipo D**, shotcrete estructural 22 mas perno de comprensión 5´ Sistemáticos (1.2 x 1.2 mts)

- **Sostenimiento tipo E**, shotcrete estructural 1" mas malla mas perno de Comprensión 5´ sistemáticos (1.0 x 1.0 mts) mas shotcrete estructural 2"

- **Sostenimiento tipo F**, shotcrete estructural mas cimbras metálicas o shotcrete Estructural mas túnel liner.

e.- Labor temporal sección 1.5 a 3.0 mts.

- **Sostenimiento tipo A**, sin soporte o pernos de fricción 5´ ocasionales o puntales ocasionales.

- **Sostenimiento tipo B**, pernos de fricción 5´ sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o puntales de seguridad.

- **Sostenimiento tipo C**, pernos de comprensión 5´ sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o Pernos de fricción 5´ mas malla o puntales mas malla.

- **Sostenimiento tipo D**, malla más perno de comprensión 5´ sistemáticos (1.5 x 1.5 mts) o puntales con jackpot a 1.5 mts.

- **Sostenimiento tipo E**, malla más perno de comprensión 5´ sistemáticos (1.2 x 1.2 mts) o puntales con jackpot a 1.2 mts más malla.

- **Sostenimiento tipo F**, cuadros de mader

3.8 CARGUÍO Y ACARREO

Para el carguío y acarreo, se realizan por medio de los siguientes equipos

EQUIPOS DE EMPRESA

ITEM	EQUIPO	CODIGO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD
1	Scoop	S-141	CAT	R1600G	6.0 Yd3
2	Scoop	S-128	CAT	R1600G	6.0 Yd3
3	Scoop	S-143	CAT	R1600H	6.0 Yd3
4	Scoop	S-159	SANDVIK	LH 307 (TORO 6)	4.2 Yd3

DUMPER				
1	D-39	EPIROC	D937	15 TN

3.9 EXTRACCIÓN DE MINERAL

La extracción del mineral de interior de mina se realiza por medio de volquetes de capacidad de 28 tn del marca VOLVO CON 25.70 tn de carga efectiva, los cuales sacan el mineral hasta la poket de mineral de Jacob Timmer en el nivel 150, donde se ubican dos skps con capacidad de 5 tn. Cada uno; como también al Pique Esperanza en el nivel 250, el cual utiliza los skps tanto del lado 1 y del lado 2, estos trabajan en forma de balancín izando el mineral hasta superficie , este mineral es depositado en silos independiente por cada pique, el mineral es

transportado a la cancha de mineral, y estos a la vez transportados a STOP PILE donde se vuelve a muestrear, juntamente con mineral proveniente de la Mina Islay con alto contenido de plata

3.10 PLANTA CONCENTRADORA

La planta Concentradora tiene una capacidad e diseño para poder tratar 4000 tn, en la actualidad se está tratando un promedio diario de 2800 tn con una humedad promedio de 10%, una gravedad especifica de 3.20gr/lit, y mineral de cabeza con leyes promedio de 5.68% de Zn , 3.92% de Pb y 0.20 % de Cu se produce hasta 400 tmd de concentrado de Zn con una ley de 5,68% de Zn y un porcentaje de recuperación de 85.17, tmd de concentrado de plomo con una ley de 67.13% de Pb. Y una recuperación de 87.76%; y 9 tmd de concentrado de cobre con una ley de 27.45% de Cu y con una recuperación de 40.98%, haciendo un total de 400 tmd de concentrados.

3.10.1 RECEPCIÓN DE MINERAL

El mineral que sale de mina es transportada por volquetes y que es abastecida a la planta por medio de la tolva de gruesos debidamente acondicionada con parrillas de rieles de 60 libras y con una abertura de riel a riel de 12" y con una capacidad de 500tn en un área de 26 m², haremos notar que se tiene dos niveles la parte superior es horizontal y luego se tiene una parte inclinada de 30°.

3.10.2 CIRCUITO DE CHANCADO

El circuito de chancado tiene una capacidad de 150 tm/hr; se realizan en dos etapas: chancado primario y chancado secundario.

Para el chancado primario se tiene un Apron Feeder NICO de 42" x 182" que alimenta el mineral de un diámetro promedio de 12" a la faja transportadora N° 1 la misma que descarga sobre Grizzly vibratorio SYMONS DE 3X5", el mineral así clasificado se alimenta a una chancadora COMESA de 24" x 36" en el cual es reducido en un diámetro de hasta 4" debajo del Apron Feeder se ubica una faja auxiliar que capta todos los derrames y los transporta hasta la faja N° 5.

Para el chancado secundario, el mineral del Ander Sise de grizzly y el mineral proveniente de la chancadora primaria COMESA 24"x36" se juntan en la faja N° 2 y la carga se alimenta a un cedazo SVEDALA modelo BANADA de 6"x16" , en donde los gruesos mayores que 1 1/2" van directamente a la chancadora secundaria cónica Standard Symons d 5 1/2" donde son reducidos a un diámetro promedio de 1" y son transportados por medio de la faja N° 4 . Los finos (mineral con diámetro menor que 1 1/2" que pasan a través del cedazo SVEDALA son captados por la faja N° 3, ambos productos tanto de la faja N° 3 como de la faja N° 4 se juntan en la faja N° 5 y son trasladados por esta a un silo de 1000 tn de capacidad que alimenta al circuito de molienda.

3.10.3 CIRCUITO DE MOLIENDA

La molienda en este circuito se realiza en dos etapas, Molienda primaria y Molienda secundaria.

La molienda primaria empieza con la descarga de la tolva de finos de capacidad de 1000 ton a través de una compuerta manual hacia la faja # 7, la misma que descarga a la faja # 8 y de esta a la faja # 11, que la que finalmente alimenta al molino de barras de 9' x 12' COMESA a un promedio de 84 tm/hr. El control del peso de mineral que ingresa al molino se realiza en la faja # 8 a través de una balanza mecánica.

La molienda secundaria se realiza a través de dos molinos uno de bolas de 8'x 10' COMESA que remuele el 60% de la descarga del hidrociclón y el otro un molino 7'x 8' FIMA que remuele el 40% restante, la clasificación se realiza en dos ciclones Krebs de 20" de diámetro. El material del Over Flow que ingresa a flotación es de malla + 70 (aproximadamente 15%) y malla - 200 (aproximadamente 52%) y tiene una densidad de 1450 gr./lt y una gravedad específica de 3.20 gr/cm³.

3.10.4 CIRCUITO DE FLOTACIÓN.

Para la flotación "bulk" (Pb - Cu) se tiene un circuito rougher y scavenger con 01 celda RCS 30 (1060FT³) Y 06 celdas RCS 10 (355 FT³) FIMA. Se flota el plomo y el cobre (bulk) y se deprime el zinc y la pirita a un PH de 9.0 a 9.5, y el concentrado rougher entra a limpiarse en banco de 06

celdas DENVER SUB – A (50ft³) y el concentrado scavenger se junta con el relave del banco de limpieza bulk y retornan al rougher. El relave general del circuito de flotación bulk es la cabeza de flotación del zinc.

Para la separación del Pb-Cu las espumas de la última limpieza de las celdas DENVER entran a un banco de 08 celdas DENVER (24 ft³). El concentrado de la segunda celda es el concentrado final del Cu ; y el relave final de todo este circuito es el concentrado final del plomo.

Para la flotación del zinc, las colas de la flotación bulk son acondicionados a un pH de 11.5 a 12,0 y flotadas a un circuito rougher. La flotación rougher primaria se lleva a cabo en un banco de dos celdas RCS30 y la flotación rougher secundaria en un banco de 3 celdas RCS 10; el scavenger lo conforman 6 celdas RCS 10. La limpieza de las espumas del primer rougher (primaria) se inician en una celda RCS (705ft³) y terminan de limpiarse en una celda RCS (175 ft³) cuyas espumas son el concentrado final del zinc, La limpieza de las espumas del segundo rougher (secundario) se efectúa en un banco de 6 celdas DENVER en el que se obtiene un concentrado final de zinc que se junta con las espumas de la celda RCS 5 que por gravedad son transportadas hacia los espesadores.

El relave de las limpiadoras RCS 5 y DENVER retornan a la cabeza. El relave de la RCS 20 y el relave del primer rougher es el alimento de la flotación rougher secundaria.

3.10.5 ESPESAMIENTO Y FILTRADO

Para el espesado del concentrado de plomo se cuenta con 01 espesador de 18'x 8' y para el filtrado existe un filtro de discos de 6 x 3 que descarga el producto con 85% de agua promedio. El O/F tiene un pH de 7 a 7.5 y se descarga a las cochas de recuperación.

Para el espesamiento del zinc se cuenta con 02 espesadores; el primero de 30'x 10' y el segundo de 50'x 10'; el filtrado se realiza por dos filtros de discos de 6'x 7' que descarga el producto con 10.5% de agua promedio.

El O/F de ambos espesadores tiene un pH 12 a 12.5 . El over flow del espesador #1 descarga en el espesador # 2 y el over flow de esta descarga en la cancha auxiliar # 1.

Los afluentes de las cochas de recuperación son bombeados a la cancha de relaves # 3.

CAPÍTULO 4

CAPÍTULO 5 TERMINOLOGÍA Y DEFINICIONES

5.1 CULTURA DE SEGURIDAD

Es sinónimo de disciplina operativa que es el conjunto de valores, principios, normas, comportamiento y conocimiento que comparten los miembros de una organización con respecto a la prevención de incidentes, accidentes, enfermedades ocupacionales, daños a la propiedad y pérdida asociada, sobre los cuales se resuelve la gestión de seguridad y salud en el trabajo.

5.2 ESTÁNDARES DE TRABAJO

El estándar es definido como los modelos, pautas y padrones que contienen los parámetros y los requisitos mínimos aceptables de medida, cantidad, calidad, valor, peso y extensión establecidos por estudios experimentales, investigación, legislación vigente o resultado del avance tecnológico, con los cuales es posible comparar las actividades de trabajo, desempeño y comportamiento industrial.

Es un parámetro que indica la forma correcta de hacer las cosas.

El estándar satisface las siguientes preguntas ¿Qué? ¿Quién? y ¿Cuándo?

5.3 PROCEDIMIENTO

Es una descripción de paso a paso sobre cómo proceder, desde el comienzo hasta el final, para desempeñar correctamente una tarea, resuelve la pregunta ¿Cómo?

5.4 INSPECCIÓN

Es un proceso de observación metódica para examinar situaciones críticas de prácticas, condiciones, equipos, materiales y estructuras. Son realizadas por personas capacitadas y conocedoras en la identificación de peligros y evaluación de riesgos.

5.5 PELIGROS

Todo aquello que tiene potencial de causar daño a las personas, equipos, procesos y ambiente.

5.6 RIESGO

Es la posibilidad o probabilidad de que haya pérdida.

5.7 INCIDENTE

Se llama así a todo suceso, que bajo circunstancias ligeramente diferentes, resulta en lesión o daño no intencional. En el sentido más amplio incidente involucra también los accidentes.

5.8 ACCIDENTE

Se llama así a todo suceso que resulta en lesión o daño no intencional.

Accidente trivial o leve. - Es aquel que luego de la evaluación, el accidentado debe volver máximo al día siguiente a sus labores habituales.

Accidente incapacitante. - Es aquel que luego de la evaluación, el medico diagnostica y define que el accidente no es trivial o leve y determina que continúe el tratamiento al día siguiente de ocurrido el accidente. El día de la ocurrencia del accidente no se tomará en cuenta para fines de información estadística.

Accidente fatal. - Es aquel en que el trabajador fallece como consecuencia de una lesión de trabajo, sin tomar en cuenta el tiempo transcurrido entre la fecha del accidente y la de la muerte. Para efecto de la estadística se debe considerar la fecha en que fallece.

Incapacidad total temporal. - Es aquella que, luego de un accidente genera la imposibilidad de utilizar una determinada parte del organismo humano, hasta finalizar el tratamiento médico y volver a las labores habituales, totalmente recuperado.

Incapacidad parcial permanente. - Es aquella que, luego de un accidente genera la pérdida parcial de un miembro o simplemente es la pérdida parcial de las funciones de un miembro.

Incapacidad total permanente. - Es aquella que, luego de un accidente, genera la pérdida anatómica total de un miembro aunque sea a partir del dedo meñique del organismo humano.

5.9 LESIÓN

Es un daño físico u orgánico que sufre una persona como consecuencia de un accidente de trabajo, la misma que debe de ser evaluada y diagnosticada por un médico titulado y colegiado o paramédico calificado.

Las siguientes lesiones no se clasifican como incapacidades parciales Permanentes.

- a) Hernia inguinal, así quedo curada.
- b) Pérdida de la uña de los dedos de la mano y los pies.
- c) La pérdida de la falange de los dedos cuando no afecta los huesos.
- d) Pérdida de los dientes.
- e) Desfiguración.
- f) Relajamiento o torceduras.
- g) Fracturas simples en los dedos de las manos, de los pies, tanto como otras fracturas que no originen menoscabo o restricción permanente de la función normal del miembro lesionado.

5.10 PRIMEROS AUXILIOS

Es la primera atención que recibe una víctima en el lugar de los hechos, el cual debe ser oportuno, inmediato y eficaz.

PROCEDIMIENTO DE ATENCIÓN DE UN ACCIDENTADO.

- Mantener la calma, evitando el pánico (pensar antes de actuar)
- Indagar la causa exacta de lo ocurrido, preguntando a la víctima o a los testigos.
- Pedir ayuda (no creemos autosuficiente)
- Quitar o disminuir las causas que provoquen el accidente.
- Examinar rápida y cuidadosamente al accidentado según orden de prioridades, soltando las prendas que puedan dificultar la respiración o circulación.
- Mantener quieto a la víctima sin obligarlo nunca a sentarse, levantarse o caminar y no trasladarlo con medios inadecuados.
- Abrigarlo con lo que se tenga a la mano para evitar enfriamientos.

5.11 FUNCIONES VITALES

Son los indicadores de salud de una persona.

- a) Temperatura. - Oral (36-37°) Axilar (36. 5°) Rectal (37. 5°)
- b) Pulso. - Es la onda de sangre que se percibe a través de las arterias periféricas, los valores normales son de 60 a 100 pulsaciones por minuto.
- c) Respiración. - Es el proceso mediante el cual ingresa aire (oxígeno) a los pulmones y se expulsa Co₂ al exterior.

1 inspiración MAS 1 expiración IGUAL 1 respiración.

5.12 CONTROL DE PÉRDIDAS

Es una práctica administrativa cuyo objeto es controlar los daños físicos y/o daños a la propiedad que resultan de las operaciones.

5.13 EQUIPOS DE EMERGENCIA

Conjunto de personas organizadas para dar respuesta a las emergencias, tales como incendios, hundimientos de minas, inundaciones, grandes derrumbes o deslizamientos.

5.14 ENFERMEDAD OCUPACIONAL

Se llama así a todo estado patológico permanente o temporal que adquiere el trabajador como consecuencia de los agentes físicos, químicos, biológicos o ergonómicos del trabajo que desempeña.

5.15 SALUD

En relación con el trabajo, abarca la ausencia de afecciones o enfermedades, incluyendo los elementos físicos y/o mentales directamente relacionados con el desempeño competitivo del trabajador.

5.16 ERGONOMÍA

Es el estudio sistemático o evaluación de la productividad y eficiencia del hombre con relación al lugar y ambiente de trabajo. Su propósito es la concepción de equipos para mejorar los métodos de trabajo con el fin de minimizar el estrés y la fatiga y con ello incrementar el rendimiento y la

seguridad del trabajador. La Ergonomía, es definida también como Ingeniería Humana.

5.17 TRABAJADOR

Es la persona que tiene vinculo laboral con un empleador.

5.18 PREVENCIÓN DE ACCIDENTES

Es la combinación razonable, de políticas, estándares, procedimientos y practicas en el contexto de la actividad minera, para alcanzar los objetivos de Seguridad e Higiene minera del empleador.

5.19 PRACTICA

Un conjunto de pautas positivas, útiles para la ejecución de un tipo específico de trabajo que puede no hacerse siempre de una forma determinada.

5.20 REGLAS

Son principios, formulas o preceptos que se deberán cumplir siempre, sin ninguna excepción, para asegurar que una tarea sea bien hecha.

5.21 REGLAMENTO

Es el conjunto de disposiciones y la autorización de uso y aplicaciones de una norma, que abarca todos los procedimientos, practicas o disposiciones detalladas, a la que la autoridad competente ha conferido el uso obligatorio.

5.22 ZONAS DE ALTO RIESGO

Son áreas o ambientes donde están presentes las condiciones de riesgo inminente, que pueden presentarse por un diseño inadecuado o por condiciones físicas, eléctricas, mecánicas, ambientales inapropiadas, entre otros.

5.23 TRABAJO EN CALIENTE

Es aquel que involucra la presencia de llama abierta generada por trabajos de soldadura, chispas de corte, esmerilado y otras afines, como fuente de ignición en áreas con riesgos de incendio.

5.24 GASES

Fluidos sin forma que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos, emitidos por equipos diesel, explosivos y fuentes naturales.

5.25 GASEADO

Es un término genérico que se emplea para indicar que una persona o varias han sido afectados por un gas tóxico que sobrepasa sus límites permisibles

5.26 ESPACIO CONFINADO

Es aquel lugar de área reducida constituido por maquinaria, tanque tolvas o labores subterráneas, en las cuales existen condiciones de alto riesgo, como la falta de oxígeno, presencia de gases tóxicos u otros similares que requieran permiso de trabajo.

5.27 BERMA DE SEGURIDAD

Es una pila o acumulación de material, capaz de detener a un vehículo.

5.28 AUTORIDAD MINERA

Es la ejercida por el ministerio de Energía y Minas a través de la dirección General de Minería.

CONCLUSIONES

1. Para la realización de la siguiente tesis se ha trabajado con datos proveniente desde el año 2017.
2. La etapa más importante de la minería subterránea es la perforación obteniendo el mayor rendimiento de avance con la malla adecuada para realizar el breasting, teniendo el 80% de efectividad para ser rentable.
3. Le voladura también es parte fundamental para obtener el mineral roto apropiado, además el control de la apertura no dañando la cajas encajonantes del mineral.
4. El sostenimiento empleado dependerá del tipo de perforación y voladura obtenida y evaluada por el área de geomecanica.
5. La seguridad de todo el personal será efectiva con las secciones diseñadas para la explotación de mineral en veta María Rosa controlando la perforación y voladura.
6. Hoy en la actualidad la Empresa minera Chungar, es exigente en los trabajos realizados con el adicional de CALIDAD, respetando la regla básica DISCIPLINA OPERATIVA

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda que el personal debe utilizar la malla de perforación y la voladura con la adecuada distribución de exanel además el explosivo adecuado asignada para la veta María Rosa.
2. Se recomienda la participación y aplicación del personal con experiencia que complementaran el éxito de la obtención de resultados positivos para la empresa a la que pertenecen.
3. Para la aplicación del trabajo como la presente tesis, se recomienda contar con conocimientos de perforación y voladura.
4. Se recomienda que los profesionales mantengan una actitud de mejora continua.

BIBLIOGRAFÍA

1. FUNDAMENTOS DE INGENIERÍA GEOTÉCNICA - Braja m. Das
2. MANUAL DE MINERALOGIA Dana - Hurlbut - Editorial Reverté S.A.
México 1970.
3. CURSO DE MINERALOGIA por A. Betejtin - Editorial MIR Moscú 1970
4. VBA Excel 2016 – Programación en Excel: Macros y Programación VBA
– Michele Amelot
5. INDUSTRIAL MINERALS 1994 - Revista Mining Engineering. Junio 1995
6. ADMINISTRACIÓN MODERNA DE LA SEGURIDAD Y CONTROL DE
PERDIDAS - Det Norske Veritas USA
7. GESTIÓN DE CALIDAD - Prof. Luis A. De la torre.
8. MANUALES SOBRE CONTROL DE PERDIDAS - Diferentes Empresas
Mineras.
9. REGLAMENTO DE SEGURIDAD E HIGIENE MINERA - DS 024 – 2016
– EM.
10. MINE INVESTMENT ANALYSIS, SME-AIME, Gentry, D.W. & O`Neal T.J.,
New York,
11. PLANES DE CRECIMIENTO, DESARROLLO Y MEJORAS
CONTINUAS, Grimaldo, Francisco.