

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**Optimización de la malla de perforación y voladura para mejorar la
producción de las vetas en la U.E.A. Chungar**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Carlos Augusto HUAMAN PALPA

Asesor:

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA

Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**Optimización de la malla de perforación y voladura para mejorar la
producción de las vetas en la U.E.A. Chungar**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
PRESIDENTE

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA
MIEMBRO

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°057-JUIFIM-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bachiller: Carlos Augusto, HUAMAN PALPA

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Optimización de la Malla de Perforación y Voladura para Mejorar la Producción de las Vetas en la U.E.A. Chungar

Asesor:

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA

Índice de Similitud: 19%

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 12 de febrero 2024



Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

A Dios todo poderoso, a mis padres Héctor y Alejandrina por hacer posible mi formación profesional, a mi esposa Lourdes por su apoyo permanente en todo mi desarrollo profesional, a los maestros que en mi vida de estudiante hemos formado una sola familia minera.

AGRADECIMIENTO

A mi madre por su invaluable orientación y apoyo que me dio en todo momento; a mi hermano por el apoyo permanente; agradezco a los amigos que me apoyaron en el desarrollo de mi proyecto, así mismo a todos los catedráticos del programa de Ingeniería de Minas, por impartir sus conocimientos profesionales.

RESUMEN

Este proyecto de investigación de tesis “Optimización de la Malla de Perforación y Voladura para Mejorar la Producción de las Vetas en la U.E.A. Chungar”, se procesa con el objetivo de mejorar la producción de mineral con un rediseño de la malla de perforación y voladura, mediante un cambio de ubicación del diseño de la perforación en los subniveles de preparación para los tajos, estos frentes van cortando la veta mineralizada, también el cambio de carguío del explosivo y las secuencias de los retardos para salidas de las diferentes áreas de la malla de perforación; con el planteamiento del nuevo modelo el objetivo es de segregar el mineral para aumentar la ley de mineral y disminuir la dilución que se tiene, asimismo para incrementar el volumen de desmote para el relleno detrítico de los tajos. Ya que en la actualidad la voladura se realiza en un solo evento como producto se obtiene una mezcla del mineral y el material estéril de la caja techo y caja piso, como consecuencia se tiene una dilución alta de mineral que no puede ser tratado directamente en la planta metalúrgica, para ser procesado este material se transporta al producto de la voladura de los taladros largos para cabecear y mejorar la ley del mineral,

Para el desarrollo de la investigación se utilizó el tipo aplicativo y la observación, dentro del nivel explicativo, correlacional. Finalmente se logró mejorar la ley del mineral después de cada voladura, disminuyendo significativamente la dilución de mineral que se tenía. Las leyes del zinc se incrementan en un 74 %, del cobre también en un 74 %, del plomo en más del 100 % y de la plata en 60.91 % asimismo se incrementa el volumen de material estéril para el relleno de los tajos.

Palabras Clave: Diseño de malla, Producción, ley del mineral.

ABSTRACT

This thesis research project “Optimization of the Drilling and Blasting Grid to Improve Vein Production in the U.E.A. Chungar”, is processed with the aim of improving mineral production with a redesign of the drilling and blasting mesh, by changing the location of the drilling design in the sublevels of preparation for the pits, these fronts cut the vein mineralized, also the change of explosive charge and the sequences of the delays for exits from the different areas of the drilling grid; With the approach of the new model, the objective is to segregate the mineral to increase the mineral grade and reduce the dilution that exists, also to increase the volume of waste material for detrital filling of the pits. Since currently the blasting is carried out in a single event, the product is a mixture of the mineral and the sterile material from the roof box and floor box, as a consequence there is a high dilution of mineral that cannot be treated directly in the metallurgical plant, to be processed this material is transported to the product of the blasting of the long drills to pitch and improve the grade of the ore,

For the development of the research, the application type and observation were used, within the explanatory, correlational level. Finally, it was possible to improve the grade of the ore after each blast, significantly reducing the dilution of ore that existed. The grades of zinc increase by 74%, copper also by 74%, lead by more than 100% and silver by 60.91%. Likewise, the volume of sterile material for filling the pits will increase.

Keywords: Mesh design, Production, ore grade

INTRODUCCIÓN

La Unidad económica administrativa Chungar, cuenta con yacimientos polimetálicos cuya reserva de mineral se presenta en vetas, cuerpos y mantos, colindan con las zonas de Islay y Animón; la tesis de investigación tiene el objetivo de mejorar la producción con el incremento de la ley de mineral y mejorar el volumen de material estéril.

En el capítulo uno se identifica el problema de la investigación, se formula el problema y los objetivos del proyecto, la justificación y limitaciones.

En el Capítulo dos, se enmarca en el marco teórico haciendo referencia de los antecedentes nacionales e internacionales, los fundamentos teóricos, se formula la hipótesis, se identifica las variables y se define la operacionalidad de las variables.

En el Capítulo tres, se referencia a las técnicas de investigación, donde se describe el diseño, método, nivel y tipo de investigación, se identifica la población y muestra, se describe las técnicas e instrumentos de la recolección de datos, la técnica del proceso de datos, el tratamiento estadístico y la orientación ética de la investigación.

En el Capítulo cuatro, se describe todo el trabajo de campo realizado en la muestra, se presenta el análisis e interpreta los resultados, se demuestra la prueba de hipótesis, finalmente se discute los resultados obtenidos.

El autor

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitacion de la investigacion.....	2
1.3. Formulación del problema	18
1.3.1. Problema General.....	19
1.3.2. Problemas específicos.....	19
1.4. Objetivos de la Investigación.....	18
1.4.1. Objetivo General.....	20
1.4.2. Objetivo específicos.....	20
1.5. Justificación de la Investigación	19
1.6. Limitaciones de investigación.....	20

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes del estudio.....	21
2.2. Bases teoricas	23
2.3 Definición de términos básicos	52
2.4 Formulación de hipótesis	53
2.4.1. Hipótesis general.....	54
2.4.2 Hipótesis específicos.....	54
2.5 Identificación de variables	53

2.6	Definición operacional de variables e indicadores	54
-----	---	----

CAPÍTULO III

MÉTODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1	Tipo de investigación	55
3.2.	Nivel de investigación.....	56
3.3.	Métodos de investigación.....	56
3.4	Diseño de investigación	56
3.5	Población y muestra.....	56
3.5.1.	Población.....	57
3.5.2.	Muestra.....	57
3.6	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	56
3.7	Selección validación y confiabilidad de datos.....	58
3.8	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	58
3.9.	Tratamiento estadístico de datos.....	58
3.10	Orientación ética	58

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1	Descripción del trabajo de campo	59
4.2	Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados.....	60
4.3	Prueba de hipótesis.....	73
4.4	Discusión de resultados	75

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Acceso a la mina Chungar	3
Tabla 2 Cotización considerada a la estimación de reservas	10
Tabla 3 Relación de las reservas minerales	10
Tabla 4 Parámetros de la Roca (Marga Roja).....	16
Tabla 5 Calidad del Macizo Rocosó Mediante el Cálculo de Q.....	16
Tabla 6 Sistema de Clasificación de Rocas del yacimiento	17
Tabla 7 Distancia entre Taladros	33
Tabla 8 Coeficiente de Roca.....	33
Tabla 9 Factor de Carga.....	34
Tabla 10 Carga Promedio por Taladro	35
Tabla 11 Burden y Distancia entre Taladros del Arranque	38
Tabla 12 Características Técnicas del Emulnor	45
Tabla 13 Características Técnicas de la Mecha Rápida	47
Tabla 14 Características Técnicas del Cordón Detonante	47
Tabla 15 Características Técnicas del Carmex	48
Tabla 16 Características Técnicas del Famecorte P40	48
Tabla 17 Tiempos de Retardo de Periodo Corto y Largo.....	49
Tabla 18 Operacionalización de Variables	54
Tabla 19 Parámetros de la malla de perforación	61
Tabla 20 Distribución de accesorios y explosivo	63
Tabla 21 Leyes del producto de la voladura	64
Tabla 22 Parámetros de la malla propuesta	65
Tabla 23 Características de la veta	70
Tabla 24 Leyes del producto de la voladura propuesta	70

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Ubicación de la Mina Chungar	4
Figura 2 Afloramiento de capas rojas.....	5
Figura 3 Geología regional de la mina	5
Figura 4 Columna Estratigráfica de la Mina	7
Figura 5 Tipos de cortes quemados	25
Figura 6 Perforación de taladros en paralelo.....	25
Figura 7 Tipos de Corte Cilíndrico.....	26
Figura 8 Distribución y Denominación de taladros.....	27
Figura 9 Distancia entre el Taladro de Producción y Expansión	29
Figura 10 Escariado de Barreno Piloto.....	29
Figura 11 Diseño de la malla actual	62
Figura 12 Distribución del carguío de taladros	64
Figura 13 Características de la veta	66
Figura 14 Diseño de la malla propuesta	67
Figura 15 Secuencia de salidas de la malla propuesta	68
Figura 16 Distribución de la carga explosiva	69
Figura 17 Promedio de leyes del mineral	71
Figura 18 Promedio de leyes del mineral segregado	71
Figura 19 Relación de leyes del mineral	72
Figura 20 Volumen de desmonte	73

INDICE DE GRAFICOS

Gráfico 1 Esquema Geométrico de Arranque.....	37
Gráfico 2 Tipos de Emulnor Encartuchado	44
Gráfico 3 Cebado de Emulnor usando Cordón Detonante	45
Gráfico 4 Taladros Cargados con Emulnor	46

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

Considerando que la visión de toda empresa privada siempre plantea mejorar su productividad en su producción de sus minerales que extrae y también la libre competitividad del mercado libre, cada vez es más exigente en la prestación de bienes y servicios. En la actualidad las necesidades consumistas de los clientes buscan mayor calidad a un menor precio. Así la explotación de minerales relacionada a la extracción de los metales con valor económico establece como meta cumplir con estos requerimientos con calidad y cumplimiento de estándares a bajos costos para todo cliente que va a realizar la compra y venta de los concentrados.

En la actualidad nivel nacional se tiene como conocimiento que las diferentes empresas mineras presentan muchos problemas para lograr optimizar costos en los procesos de los métodos explotación aplicados y se busca mejorar sus eficiencias en el ciclo de minado, en la minera Chungar. Asimismo, fue en la

empresa Cía. Poderosa quien presenta problemas similares, el cual busca el incremento de la eficiencia Palomino (2016).

Actualmente en la empresa U.E.A. Chungar en el avance de los subniveles sobre mineral se dispara todo el frente por seguridad por lo que no hace posible el método del circado; por ello se obtiene en el producto de la voladura una mezcla de mineral y desmonte menorando la ley del mineral. Con el rediseño de la malla de perforación y voladura hace posible segregar el mineral con el desmonte de esta manera se mejora la producción de la mina.

1.2. Delimitacion de la investigacion

El trabajo de investigacion esta delimitada por la optimizacion de la malla de perforacion y voladura para mejorar la produccion de la Unidad Minera Chungar., para tener una mejor selección del mineral e incrementar el volumen del desmonte en las diferentes vetas, para este objetivo se realizo la relacion de la data base entre el diseño actual y el propuesto de las voladuras que se tomaron como muestras y se propuso el plan de una nueva geometria de perforacion y voladura que permita mayor selección del mineral, considerando las características geomecánicas.

1.2.1. Información general

La Unidad Económica Administrativa Chungar conforma dos yacimientos subterráneos Animón e Islay con una planta metalúrgica. El 2019 el trato de mineral llegó a 1.6 millones de toneladas en su producción, lo que significa el 18% del mineral producido, este año la producción fue de 0.8 % más por tener mayor número de días de laboreo en relación al año anterior, por temas de seguridad.

La unidad Animón tuvo una producción en 4,100 tpd, obteniendo un mejor resultado del programa establecido de preparar y desarrollar la mina en la otra zona, en forma paralela se profundiza la unidad, durante el año 2019 se construye los sistemas de bombeo Esperanza y Montenegro, se incrementan un grupo de bombas para evitar problemas en el bombeo principal. El encuentro de la veta Karina I da la reserva de mineral del programa del proyecto para ello se proyecta para explotar esos nuevos tajos con un diseño de sección de 4.5 m x 4.0 m., con una gradiente de -1 %, con una perforación inicial de 88 m. con una extensión final de 250 m., el bypass tiene como finalidad incrementar los recursos para prolongar la vida de la mina Animón.

1.2.2. Ubicación y acceso

La U.E.A. Chungar está ubicada en la cordillera occidental del flanco oriental del Ande peruano; ubicado en el Distrito de Huayllay, en la provincia de Pasco, en la región de Pasco, se encuentra al este de Lima a una distancia de 219 km. a 4500 metros de altitud, localizándose en las siguientes coordenadas UTM N-8780.935 y E-343.814 integrada por las unidades de Animon e Islay, además de una planta metalúrgica.

Tabla 1: Acceso a la mina Chungar

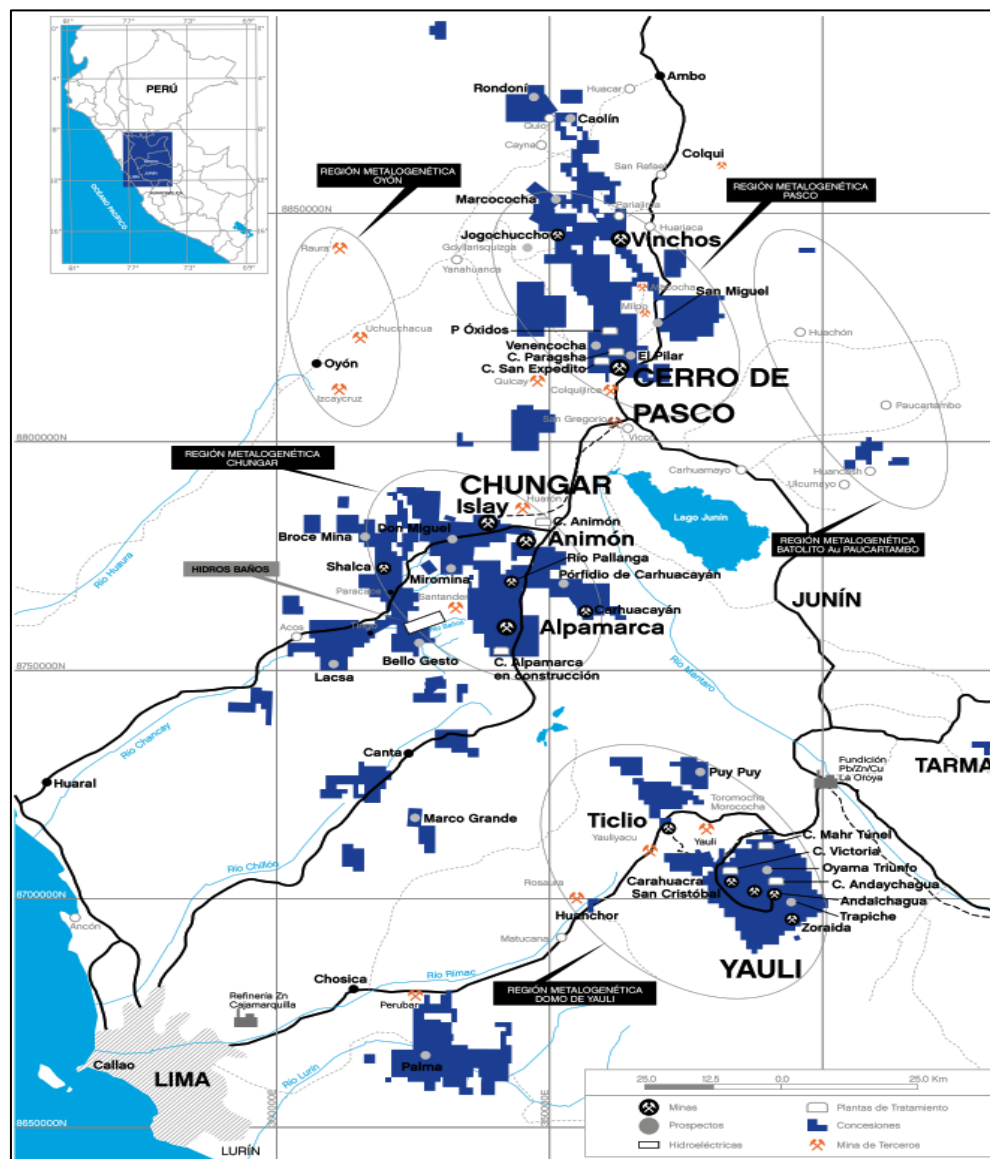
RUTA	DISTANCIA	TIEMPO
	Km	Horas
Lima -- Cerro de Pasco – Chungar	328	6
Lima – Huaral – Chungar	225	4
Lima – Canta – Chungar	219	3

Fuente: Elaboración Propia

1.2.3. Clima y vegetación

Corresponde a la estación lluviosa con precipitaciones que arrojan un promedio anual de 890 mm, la humedad relativa del 60%, con cielo cubierto con nubosidad en forma permanente del mes de enero a marzo y una humedad del 50%, se tiene un cielo despejado con nubosidad alta entre abril a diciembre.

Figura 1: Ubicación de la Mina Chungar



Fuente: Volcan Compañía Minera, 2019

1.2.4. Geología regional

Chungar forma un yacimiento con una estructura geo cronológicamente cuenta con tres lineamientos; el estructural E-W, el dique de intrusivo NW-SE y

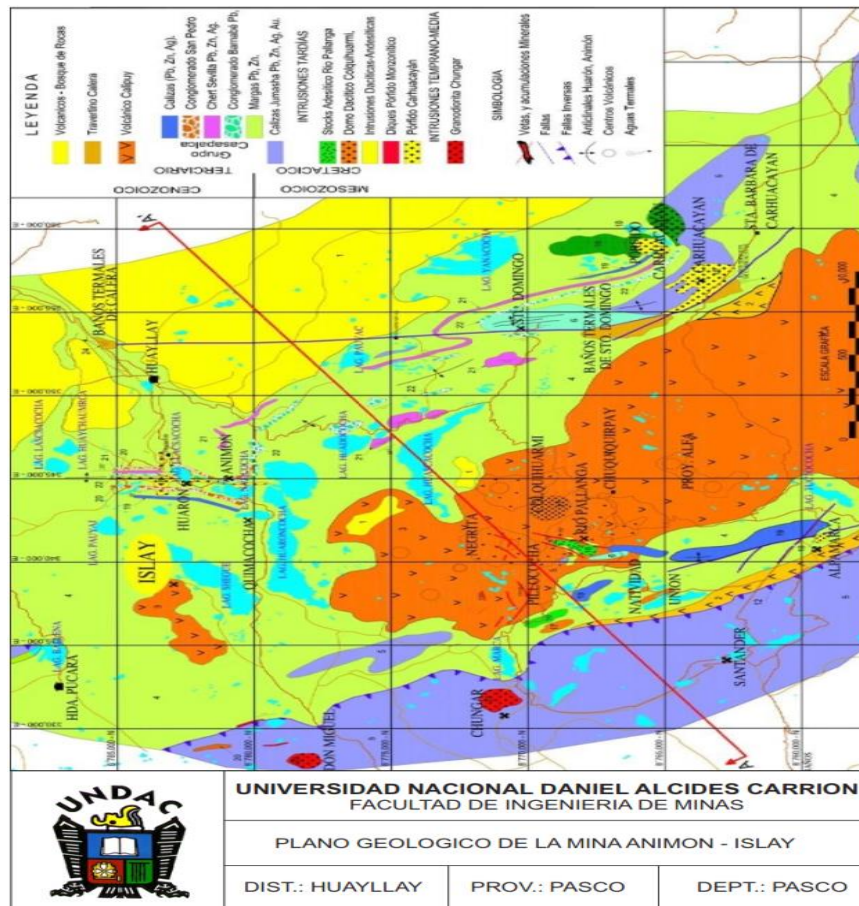
la falla Llacsacocha NE-SW. Estas estructuras de la orogenia andina, ocurrió en el terciario desarrollando la mineralización del foco sub paralelo de Huarón y el foco menor con el lineamiento EW.

Figura 2: Afloramiento de capas rojas



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 3: Geología regional de la mina



Fuente: Ríos Valdivia & Ayala Espinoza, 2015

1.2.5. Estratigrafía

1.2.5.1. Formación Pariatambo

Formado y constituida por marga bituminosa y caliza de un color gris intercalada con caliza gris oscuro que se estrangulan a manera de estratos.

1.2.5.2. Formación Jumasha

El jumasha se encuentra conformado por caliza oscura a gris parduzca, en rocas de grueso a medio, poseen alta resistencia a la erosión, se nota picos agrestes, conspicuos y escarpados. En el área de Ondores se observa el afloramiento con un espesor menor a 300m, encima de las altas cumbres de la Cordillera la viuda y Puagjanca, asimismo con los Nevados lashual y alcay.

1.2.5.3. Formación Celendin

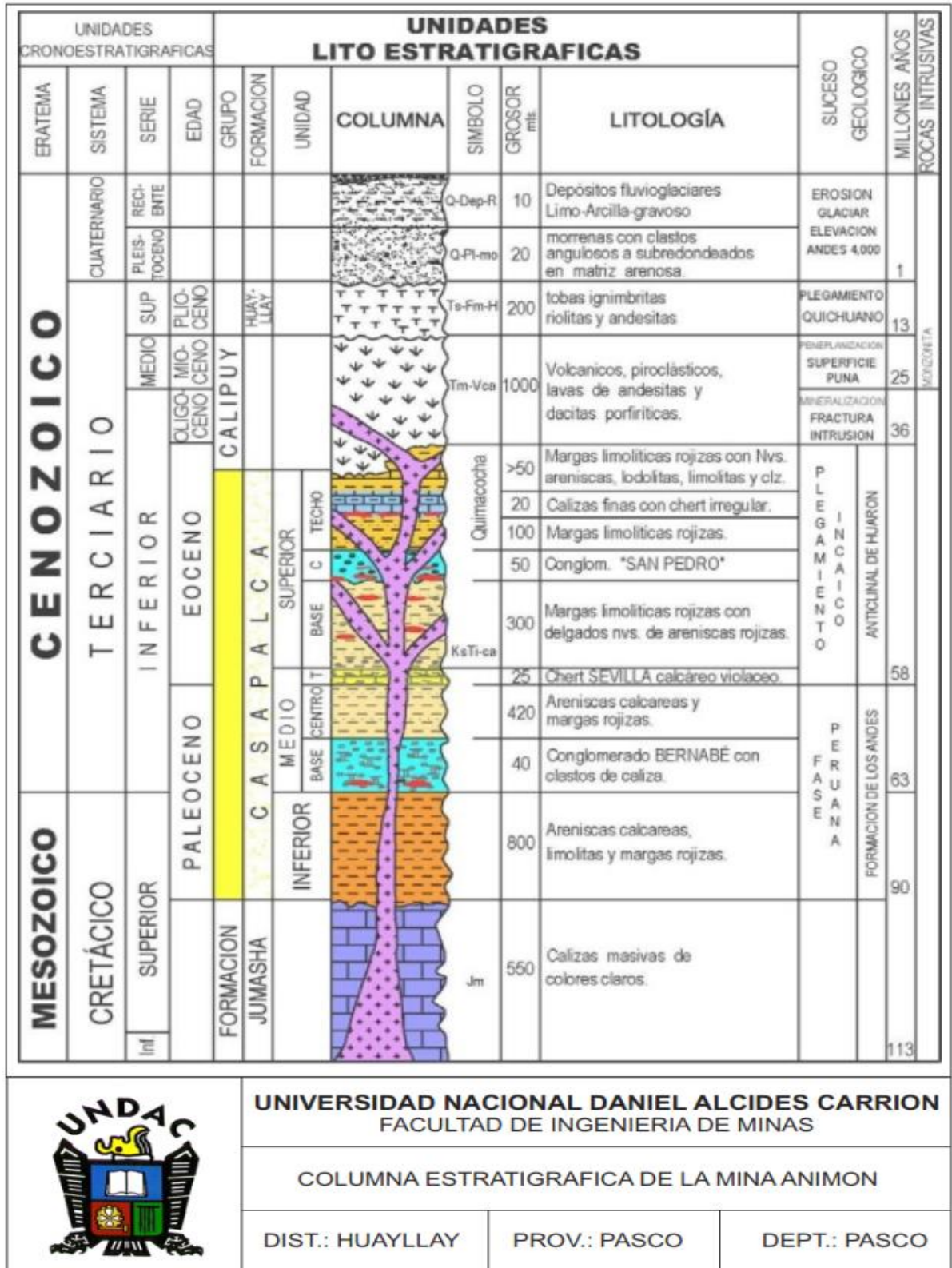
En la zona de Ondores al contorno de la Cordillera Puagjanca, se presenta un afloramiento muy delgado, está conformado de margas de color pardo a gris amarillentas con finas intercalaciones de caliza gris en capas delgadas. Posee una morfología suave, ondulada y tiende a erosionarse velozmente.

1.2.5.4. Grupo Calipuy.

Este Grupo esta postrada en discordancia con la formación Casapalca, depositado al término del período de plegamiento, una

erosión y cambio el cual afecto a la creación que conforma Casapalca y terminaron en una extensa superficie de erosión.

Figura 4: Columna Estratigráfica de chungar



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE LA MINA ANIMON

DIST.: HUAYLLAY

PROV.: PASCO

DEPT.: PASCO

Fuente: (Rios Valdivia & Ayala Espinoza, 2015)

1.2.5.5. Formación Casapalca

La formación Casapalca aflora en el anticlinal del Marañón con considerable metraje de potencia, el grupo de capas coloradas no es otra que sedimentos, acompañada de limolitas, lutitas, areniscas de color ladrillo, en la zona baja cuenta con estratos de conglomerados de arenisca roja, caliza, intrusivos y en la parte del fondo se tiene caliza blanquecina intercaladas con areniscas conglomeradas color ladrillo.

1.2.5.6. Formación Yantac

Formado por rocas clásticas y piroclásticas, varia a conglomerados, areniscas gris parduzcas, caliza arenosa y lutitas de colores abigarrados. Los afloramientos constituidos se observan hacia el lado sur occidental de Santa Bárbara de Carhuacayán.

1.2.5.7. Formación Huayllay.

Esta formación se debe a la última fase tectónica del proceso, donde hubo una erosión volcánica con nimbritas que han rellenado toda superficie de erosión mediante efusiones andesíticas intercaladas con piroclastos. Alrededores de Huayllay se tiene un afloramiento muy cercano, con una gran extensión dentro del área de de Ondores y Cerro de Pasco, se encuentra formando una extensa meseta longitudinal con orientación andina.

1.2.6. Geología local

Litológicamente se encuentra conformado por rocas sedimentarias que se nota una erosión y una alta meteorización. Las estructuras rojas del conglomerado

Casapalca tiene 2 veces la sedimentación: El antiguo con una potencia de 1,300 a 1,400 metros de espesor y el más joven con potencia de 700 a 800 metros. Cada uno de ellos en su zona baja se observa gran cantidad de areniscas y conglomerados, en la parte alta constituidos de conglomerados horizontales. La presencia de los clastos y los materiales indican que se han formado con una orientación desde el Este, el área contemporánea ocupa la Cordillera Oriental del Ande.

1.2.7. Geología estructural

Definido con el plegamiento anticlinal Animón - Huarón, con una orientación N 31° W, En el lado occidental las capas buzanan de 31° a 41° al NW, la capa forma una distancia de 5 Km. que está próximo al tajo Quimacocha y a 500 m. al NE de la Laguna Quimacocha, se ha podido reconocer una falla que tiene relación con la mineralización con orientación de N 71° W, con una inclinación 79°-84° SW, tiene un alineamiento permanente a Islay por el W y con dirección E la Laguna Naticocha. La Veta Principal del yacimiento, tiene una orientación de N 75°- 80° W, y buzamiento de 80° – 85° NE.

1.2.8. Geología Económica

La Mina tiene una veta Principal, con rumbo E-W y buzamiento de 65 a 75 grados, aproximadamente con una longitud de 2 km., 600 m. reconocidos en profundización actual con potencias de 0.80 m. a 10 metros, presenta un excelente relleno mineral que varían en longitud, se observa en la parte del centro y la zona interior una zona más desarrollada de mineral masiva con esfalerita y mineralización en carbonatos con valores importantes de Pb-Ag.

La segunda veta más importante es Janeth, de dirección este a oeste y con una inclinación de 64 grados con un buzamiento a 800m de longitud, 390 m. hacia

el interior y con una potencia que va de 0.60 metros a 8 metros de ancho con relleno de galena, esfalerita, pirita, carbonatos, y un tanto de cuarzo.

La producción Animon el 2019 fue de 245,000 TMF de zinc; 17 millones de onzas de plata y 47,000 TMF de plomo: con 5.5%, 1.7% y 8.5% respectivamente mucho menor en relación al 2018. Debido a las paradas de las operaciones, por unas tres semanas y por el cumplimiento los altos estándares de seguridad de la empresa.

Tabla 2: Cotización considerada a la estimación de reservas

Precios	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
Zinc (USD/TM)	1,800	1,800	1,900	2,200	2,200	2,300	2,450	2,440	2,450
Plomo (USD/TM)	1,800	1,800	2,000	2,000	2,000	2,100	2,100	2,030	1,910
Cobre (USD/TM)	6,500	6,500	6,500	6,500	6,500	5,800	6,400	6,500	6,460
Plata (USD/oz)	15	15	20	18	18	18	18.5	16	17
Oro (USD/oz)	1,000	1,000	1,200	1,200	1,200	1,200	1,250	1,250	1,250

Fuente: Mina Chungar

Estas reservas son económicamente extraíbles del depósito indicado, los valores consideran la dilución del mineral y considera las pérdidas futuras durante el minado. Estas reservas son probables y probadas con un buen grado de confianza.

Tabla 3: Relación de las reservas minerales

Evolución de reservas minerales	Miles de TM	Leyes				Finos		
		Zn	Pb	Cu	Ag	Zn	Pb	Ag
		%	%	%	oz/TM	Miles de TM	Miles de TM	Millones de oz
2010	148,429	3.9	1.2	0.1	3.1	5,715	1,707	453
2011	135,691	3.9	1.1	0.1	3.2	5,238	1,520	438
2012	109,673	3.7	1.0	0.1	3.2	4,112	1,147	355
2013	69,417	3.9	1.0	0.1	4.0	2,728	676	276
2014	73,699	2.5	0.7	0.1	1.8	1,864	486	133
2015	76,891	3.7	0.9	0.1	3.5	2,840	701	267
2016	65,242	3.9	0.9	0.1	3.3	2,536	614	215
2017	50,296	4.1	0.9	0.2	3.6	2,039	465	179
2018	34,300	4.0	0.9	0.1	2.4	1,388	306	81
2019	32,700	4.8	1.1	0.2	3.0	1,565	371	99

Fuente: Mina Chungar.

Las reservas al 31 de diciembre de 2019 tuvieron una disminución en tonelaje de 5% con relación al año antecesor. Las reservas obtuvieron una significativa mejora de leyes de Zn de +19%, Pb de +20% y Ag de +24% en relación al año anterior.

1.2.9. Información geomecánica

En la evaluación del macizo rocoso del yacimiento con el método de la clasificación Geomecánica; con esta base se determina el método de explotación y el método del sostenimiento.

Para los aspectos Geo mecánicos que se desarrolla en la mina se determina que está emplazado en rocas sedimentarias, como las estructuras mineralizadas, la marga roja y gris, areniscas y conglomerado.

1.2.10. Evaluación geomecánica roca marga gris

Fragmento solido de marga gris

- ✓ Marga Gris que es la roca Sedimentaria detrítica.
- ✓ Con un color rojizo a verdoso oscuro.
- ✓ Tamaño de las partículas, limo arcillas calcárea, venillas de calcita con micro fisuras, raramente disseminaciones de pirita.
- ✓ Presenta textura estratificada de grano fino.
- ✓ La caja techo tiene alta meteorización, fuerte cambio en planos los discontinuos debido a la alteración de la marga gris.
- ✓ Con una dureza de roca blanda y se raya fácilmente con la uña.
- ✓ La durabilidad, la prueba que se realizó a los especímenes determinan que es una roca de alto debilitamiento y se desintegra en el agua.
- ✓ Es altamente porosa, poco permeable.

- ✓ Densidad húmeda, 2.60 gr/cm³.
- ✓ Densidad seca 2.36 gr/cm³.

Análisis del macizo de marga gris

- ✓ La caja techo y piso las que presentan contacto-falla con discontinuidades transversales con la estructura en dirección de la mineralización.
- ✓ Persistente discontinuidad, el contacto falla es alta en longitudes mayores de 20 m., siguen el rumbo de la estructura mineralizada.
- ✓ Los espacios de la discontinuidad son entre 0.02 a 0.40 m.
- ✓ La separación del llano superficial es extremadamente cerrada entre 4 a 1 mm.
- ✓ Posee una rugosidad lisa ondulante a suave en los contactos de la brecha fracturada.
- ✓ El relleno de la discontinuidad es el material que se encuentra separando las paredes, en la marga gris se tiene a la veta y brecha de falla como relleno, las diaclasas están rellenas de calcita, pirita, carbonatos.
- ✓ Las aguas subterráneas circulan en las margas gris es raro a lo largo de las discontinuidades.
- ✓ El grado de alteración de la marga gris es intensa, la decoloración es total en el fragmento rocoso son bastante débiles.
- ✓ Posee de cuatro a cinco en el número de familias de discontinuidades de la marga roja, principalmente a las estructuras paralelas que contienen minerales.
- ✓ La caja techo es intensamente fracturada, que presenta fragmentos pequeños con densidad de 20 diaclasas por metro cúbico.

1.2.11. Evaluación geomecánica roca marga roja

Análisis de la roca Marga Roja

- ✓ Por la formación pertenece a la roca sedimentaria.
- ✓ Presenta un color rojo ladrillo a rojo grisáceo.
- ✓ Los tamaños de los granos son de arcilla calcáreo - limo.
- ✓ Presenta una formación de hojuelas sub horizontales a grano fino.
- ✓ En varias zonas de la roca no se tiene meteorización.
- ✓ La dureza de la roca es medianamente resistente, sensible a una cuchilla.
- ✓ Al ser sumergida al agua para la prueba de duración, la muestra indica que es la roca es medianamente débil.
- ✓ Es una roca porosa.
- ✓ En cuanto a lo permeable es del primario e impermeable.
- ✓ Densidad Húmeda, 2.72 gr./cm³.
- ✓ Densidad seca, 2.69 gr./cm³.

Análisis del Macizo Rocoso de Marga Roja

- ✓ La discontinuidad es intensa en todo el macizo rocoso, la marga rojiza posee diaclasas alargadas y transversales con dirección a la mineralización.
- ✓ La discontinuidad tiene un espaciamiento de 0.04 a 0.20m.
- ✓ La discontinuidad tiene una separación estrecha a cerrada entre 3 a 0.0mm.
- ✓ Es lisa ondulante en diaclasas, presenta una rugosidad suave.
- ✓ El relleno de las discontinuidades tenemos de calcita, pátinas de arcillas, limpia y carbonatos.

- ✓ En cuanto a la humedad y permeabilidad de relleno están humedecidos, en algunos casos se presenta goteos.
- ✓ Aguas subterráneas, se manifiestan por gotas y raramente en pequeños flujos.
- ✓ Su alteración de la roca de la marga roja es ligera a insipiente, manifestándose con un descoloramiento rojizo.
- ✓ El número de discontinuidades de las familias la marga roja presenta cuatro sistemas más una aleatoria, formando macizos bidimensionales que posee cierto grado de libertad para la erosión del macizo.
- ✓ Dimensión de bloques y la dureza al cizallamiento tienen la forma cúbica a romboedros; las familias de discontinuidades presentan fragmentos hetero-dimensionales.
- ✓ La marga roja en todo el yacimiento se presenta muy fracturado a intensamente fracturado.

1.2.12. Evaluación geomecánica roca conglomerado

Análisis del Macizo Rocosos Conglomerado

- ✓ El macizo rocoso está formado por roca sedimentaria.
- ✓ Color marrón grisáceo a gris claro.
- ✓ Los tamaños de los granos están representados por cantos rodados, de diferentes tamaños, posee una matriz arenas de gravas o limo-arcilla conglomerado.
- ✓ Toda su textura es granular.
- ✓ El macizo rocoso no posee meteorización.
- ✓ Muy resistente a poco resistente.

- ✓ Al ser sumergida al agua la prueba de duración de la muestra verifica que es una roca no débil.
- ✓ El fragmento rocoso es altamente poroso.
- ✓ En cuanto a la permeabilidad es altamente permeable y primaria.
- ✓ Densidad Humeda, 2.68 gr./cm³.
- ✓ Densidad seca, 2.64 gr./cm³.

Análisis del macizo rocoso de conglomerado

- ✓ El fragmento del conglomerado no posee discontinuidades claras.
- ✓ El espaciamiento de cada discontinuidad es mayor a 2.8 m.
- ✓ El fragmento presenta una separación discontinua cerrada 0.1 mm.
- ✓ El fragmento es ondulante y muy rugosa.
- ✓ El relleno de la abertura es de calcita, cuarzo y carbonatos.
- ✓ En cuanto a la permeabilidad y humedad, el relleno es humedecido, en la mina presenta gotas, la permeabilidad es primaria.
- ✓ Todas las aguas subterráneas son mínimas presenta gotas y raramente flujos, hasta que no hay presencia de las aguas.
- ✓ En la matriz arenosa principalmente el grado de alteración es muy poca a ligera.

1.2.13. Resultados de la evaluación geomecánica de la marga roja

El fragmento rocoso es constituido por margas rojizas; donde se ejecutará la excavación la roca es del tipo 4, con un RMR de 35 a 50, es un material de mala a regular por lo que requiere un sostenimiento con concreto lanzado de 2”.

La arcilla calcárea limo es de color ladrillo grisáceo, de mayor presencia que la marga gris, presenta características en resistencia y poca alteración, es una roca mala a regular; La fractura es muy intensa, el grado de alteración es mínima.

Las características físicas son:

- ✓ Su densidad (d), 2.69 gr/cc.
- ✓ La resistencia a la compresión (RC), de 45 a 85 MPa.
- ✓ La resistencia a la tracción (Rt), 1.3 a 2.9 MPa.
- ✓ El ángulo de fricción (ϕ), entre 22° a 32°.

Clasificación de la Roca. De acuerdo con Barton, se puede conocer parámetros geo mecánicos del fragmento rocoso para profundización subterránea; nos permite estimar la resistencia, deformabilidad y estimar los sostenimientos de un túnel.

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

Tabla 4: Parámetros de la Roca (Marga Roja)

RQD	Índice de calidad de roca	20 – 50%
J _n	Nº. de familias de las discontinuidades	10 – 7
J _r	Rugosidad en planos de discontinuidad	2 – 3
J _a	Alteración de la discontinuidad	3 -1
J _w	Presencia de agua subterránea	1.5
SRF	Factor en la reducción de esfuerzos	11 – 2.6
Q	Índice de Calidad de la masa rocosa	0.05 a 5

Fuente: Cajaleon Ambrosio, 2018

Tabla 5: Calidad del Macizo Rocoso Mediante el Cálculo de Q.

Tipo de Roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: Falconi Royes, 2012

Clasificación Geomecánica de Bieniawski. El RMR, considera:

- ✓ Resistencia de compresión de roca RQD
- ✓ Índice de calidad del macizo rocoso
- ✓ El espaciamiento entre las juntas
- ✓ Las condiciones de las juntas
- ✓ La presencia de agua subterránea
- ✓ La corrección de la orientación.

Los parámetros se determinan con valores, se obtiene un índice en calidad RMR que es variable de 0 – 90.

El objetivo del análisis es:

- ✓ Estimar y cuantificar la calidad de la masa rocosa.
- ✓ Proporcionar la masa rocosa en grupos.
- ✓ Codificar las características de la masa rocosa.

Tabla 6: Sistema de Clasificación de Rocas del yacimiento

TIPO ROCA	RMR	DESCRIPCION	CARACTERISTICAS	RESIST. DE LA ROCA
I	I-B 81 – 90	MUY BUENA "B"	Roca dura con muy pocas fracturas, leve alteración, terreno seco	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.
II	II-A 71 – 80	BUENA "A"	Roca dura con pocas fracturas, leve alteración, terreno seco con cierta humedad	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra
	II-B 61 – 70	BUENA "B"	Roca dura con regular cantidad de fracturas, leve alteración, húmedo en algunos casos.	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
	III-A 51 -60	REGULAR "A"	Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de

Fuente: Unidad Chungar

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Es posible mejorar la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿La optimización de la malla de perforación y voladura permitirá segregarse el mineral y desmonte para incrementar la ley del mineral en la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar?
- b) ¿La optimización de la malla de perforación y voladura permitirá mejorar el volumen de desmonte para el relleno en la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Mejorar la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Segregar el mineral y desmonte para incrementar la ley del mineral en la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar.
- b) Mejorar el volumen de desmonte para el relleno de la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar.

1.5. Justificación de la investigación

La aplicación de nuevos diseños de perforación y voladura en las labores mineras como parte de los procesos mineros, lleva a las empresas mineras a innovar en forma permanente la recuperación de mineral, implementando nuevas técnicas que mejoren la producción de mineral en términos de mayor control de la ley del mineral, como también el incremento de material de relleno detrítico para los tajos. Esto es posible gracias a la optimización de la malla de perforación y voladura que hace posible segregar el mineral con el desmonte que garantiza una mayor eficiencia en la producción del mineral.

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo evaluar técnicamente la optimización de la malla de perforación y voladura de las vetas de la U.E.A. Chungar. Así se pueda tener una nueva opción que permita mejorar la ley de mineral y el incremento de relleno detrítico ya que en la actualidad la dilución de mineral es alta y se tiene poco volumen de relleno. Así mismo el

presente trabajo sirva de modelo y fuente de información para el análisis de otras empresas mineras y como otras investigaciones.

1.6. Limitaciones de la Investigación

Para optimizar el diseño de malla de perforación y voladura del trabajo de investigación de tesis no se tuvo limitación con respecto a la empresa en mención ya que el área de mina y RR. HH. genero todas las facilidades del caso para poder realizar las visitas técnicas a las labores de investigación, lo que respecta a las informaciones se tuvo alguna limitación.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

a. Antecedentes nacionales

- **Velazco, J. (2021).** En su tesis “Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg tesis que realizo en la U.M. Estrella de Chaparra S.A.” Su objetivo principal fue diseñar una malla para la perforación mediante el modelo matemático conocido de Holmberg, con el fin de mejorar las operaciones de voladura aplicado en el tajeo “nuevo porvenir”, el trabajo de tipo descriptivo, analítico y aplicativo; con un diseño experimental, considera como población los tajos Santa Teresa y Cecilia, Con vetas en emplazados en rocas de granodiorita y andesita cuya densidad medida en campo de 2,65 tm./m³., al tomar una muestra de tipo no probabilístico, y al final el tesista concluye con las observaciones que se venía haciendo una mala práctica en la sobrecarga de taladros con Burden 0.45m y

se rediseña la malla de perforación, concluyendo que “El diseño de malla de sección 2m. x 10m. mediante el modelo Holmberg mejoro la eficiencia en la longitud efectiva de perforación a 1,71 m y así disminuyendo en la cantidad de taladros notablemente reducir los costos de perforación y voladura desde 11.39 \$/TM a 6.68 \$/TM incrementando el VPT a 11,13 TM/disparo, además la producción de oro se incrementó 28.04 g Au/disparo.

- **Ricse, K. (2020).** En su tesis “diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de la roca en mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C.”, el autor investiga que un diseño de malla de perforación y voladura es inadecuado si no tiene en cuenta los estudios geo mecánicos, por lo que no se puede determinar una estandarización de los parámetros, asimismo se tiene como resultado mayores costos.

El mismo diseña y establece una nueva malla de perforación para mejorar la voladura, utilizando la teoría de Holmberg, optimizando un cincuenta por ciento, siendo de tamaños, basando en las características geomecánicas para roca III-A, disminuyendo el FC a 2.09 kg/m³. Concluye que, con un control en la perforación, voladura con una correcta elección del explosivo se reduce un porcentaje significativo, dando cumplimiento con los planes mensuales y anuales de producción.

b. Antecedentes internacionales

- **Mejia, K. (2019).** En su tesis “Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la sociedad minera Oro Sol Uno”. De la universidad de Azuay, Ecuador. En su tesis tiene como objetivo mejorar el proceso de perforación y voladura, primeramente realiza la recopilación de información con muestra de campo, el estudio de características geomecánicas del macizo

rocoso y el empleo del sistema langerfors y Kihlstrom, luego tiene como objetivo obtener una nueva propuesta de diseño técnico para cambiar el sistema empírico actual, Concluye que con la aplicación de estos métodos se incrementa el volumen y el tonelaje de arranque en los tajos del yacimiento, alcanzando resultados muy significativos, sugiriendo a la empresa utilizar este diseño.

- **Jimenez, J. (2012).** En su tesis “Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada”, menciona que, dadas las necesidades actuales de producción y en su tesis presenta el estudio y el proyecto de cómo se realiza las operaciones unitarias de perforación y voladura en este caso de minería superficial aplicando un enfoque de la programación estructurada. El propósito de este trabajo es crear un programa (interfaz) para ingresar datos de su trabajo es crear una interfaz, para ingresar datos como: la densidad del explosivo, diámetro de la perforación, resistencia a la compresión y medidas del banco. Mediante el proceso se obtiene valores que determinan el diseño del proceso de perforación y voladura, considera las dimensiones del banco, el burden, el espaciamiento, taco, carga del taladro, numero de taladros, factor de carga, y otros parámetros. Concluye que los resultados son muy aproximados que permite diseñar el proceso en menor tiempo y lograr una mayor producción de mineral por cada voladura en la minería superficial.

2.2. Bases teóricas - Científicas

2.2.1. Operaciones de mina

La UEA Chungar el 2019 a tratado toneladas muy significativas, la producción de Animón fue de 3500 toneladas por día y de Islay de 800 toneladas

por día, este mineral fue transportado y tratado en la planta de Animón Chungar el cual está diseñada para tratar 5500 toneladas por día con leyes de 4.7% Zinc, 1.2% Plomo, 0.2% Cobre y 2.4 Oz de Au. La perforación de exploración en interior mina fue de 82,826 m en Animón e Islay, estos taladros se realiza con barras de 12' con brocas de 51 milímetros de diámetro los taladros se realiza con barras de 12 pies con un diámetro de 38, 45 y 51 mm, el rimado se realiza con brocas de 86, 102 mm, con equipos de perforación tipo Jumbo Electrohidráulica de marca Tamrock Axera con brazos con capacidad de barras de 12 y 14 pies, para labores con secciones de 4.5 m x 4.0 m, 3.5 m x 3.0 m., y 4.0 m x 4.0 m., en la voladura se utiliza explosivos de Famesa y Exsa, en la limpieza se utilizan Scooptramp de 4 y 6 yardas y Dumper de 20 TM..

2.2.2. Diseño de la malla de perforación

Por lo que esta mina es 100% mecanizada, se ejecuta Rampas y cámaras de grandes dimensiones para el flujo de la maquinaria minera de gran dimensión., el rediseño en la cantidad de taladros que se requiere para la voladura se ejecuta de forma mecanizada con taladros de mayor diámetro lo cual no es posible realizar de forma manual y con precisión; viendo este panorama el diseño de perforación ayuda a una mejor eficiencia en la perforación y mejor control de la voladura y del macizo rocoso. En el estudio geológico se determinó una roca media a suave que es la roca media Marga Roja.

2.2.3. Parámetros en el diseño de malla de perforación y voladura

Parámetros de Roca

Consideramos los siguientes parámetros

- ✓ Propiedades físicas como la densidad, porosidad, tenacidad, además la dureza, también la alteración.

- ✓ Las Propiedades elásticas como la persistencia y resistencia de la roca a la compresión, frecuencia sísmica, rozamiento interno, tensión.
- ✓ Propiedades geológicas, como el grado de fisuramiento, estructura, factor influyente el agua.

Parámetros del Explosivo

Son variables se pueden controlar con los cálculos modernos, las empresas fabricantes de explosivos brindan información.

- ✓ Las propiedades físicas/químicas como la VOD, densidad, transmisión/simpatía, energía del explosivo, resistencia al agua, sensibilidad como también la iniciación, vol. normal de gases y control de humos.

Parámetros de Carga

Estos parámetros son los que se pueden controlar (variables controlables) en la malla diseñada de perforación y voladura, entre estas variables tenemos: longitud del taladro, Ø del taladro, confinamiento, den. de carga, lon. de carga, distribución de energía, encebado y ubicación del cebo, distribución e iniciación de carga.

2.2.4. Diseño de arranques o cortes

Hay diseños de corte según la forma de todos los tipos podemos agruparlos en dos:

- ✓ Cortes angulares
- ✓ Cortes paralelos

2.2.4.1. Cortes Angulares.

Son llamados así a estos taladros que forman un angulo con el frente donde se esta perforando, el objetivo de esta es formar un cono de base extensa y poca profundidad, esto va a depender del tipo de terreno.

2.2.4.2. Corte en Paralelo

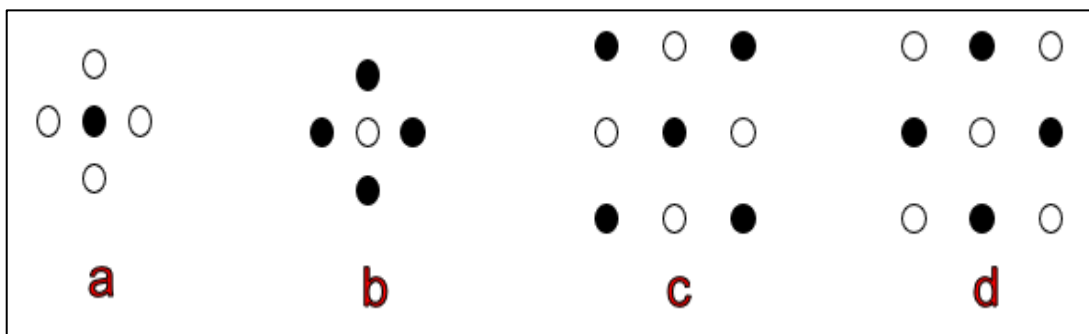
El corte consiste en perforar tres o más taladros horizontales paralelos al eje de la galería; por la dureza del terreno los taladros deben estar más cerca uno del otro. De los taladros del corte, uno o más se dejan sin cargar que son de alivio o cara libre que facilite la salida de los otros taladros que están cargados. Se considera 3 tipos de cortes.

- ✓ Arranque
- ✓ Arranque con taladros de alivio
- ✓ Corte escalonado en tajadas horizontales

2.2.5. Corte quemado

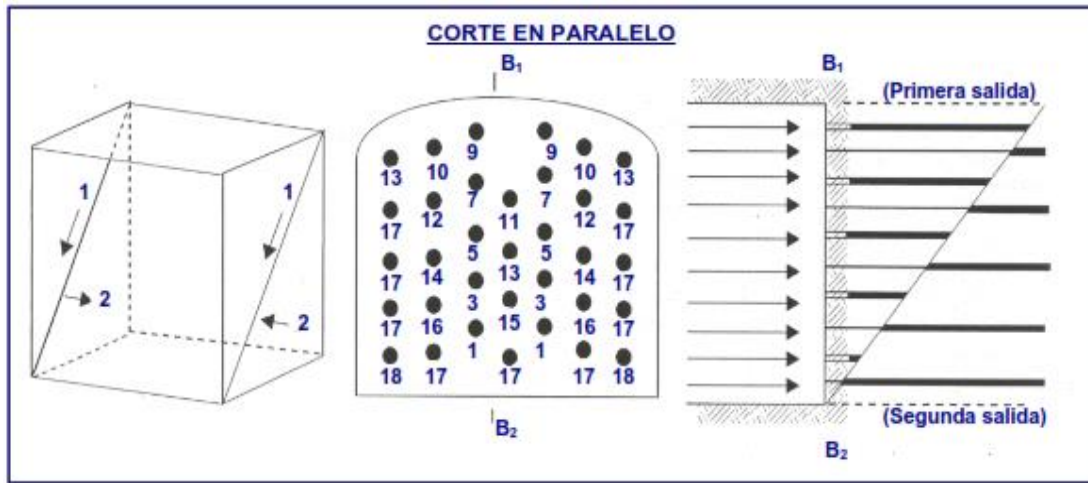
En este tipo de arranque, se tiene los taladros paralelos y del mismo diámetro. Durante el carguío los explosivos van intercalados ósea unos con carga y otros vacíos, en este tipo de arranque es necesario dejar varios taladros sin carga explosiva para facilitar la expansión de la roca. Además, se sabe que estos talados (de arranque) son mas profundos que los taladros de producción.

Figura 5: Tipos de cortes quemados



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

Figura 6: Perforación de taladros en paralelo



Nota. Fuente: (EXSA S.A., 2015).

2.2.5.1. Ventajas del Corte Quemado

- ✓ Ideal en terrenos muy duros.
- ✓ Asegura un buen avance.

2.2.5.2. Desventajas del Corte Quemado

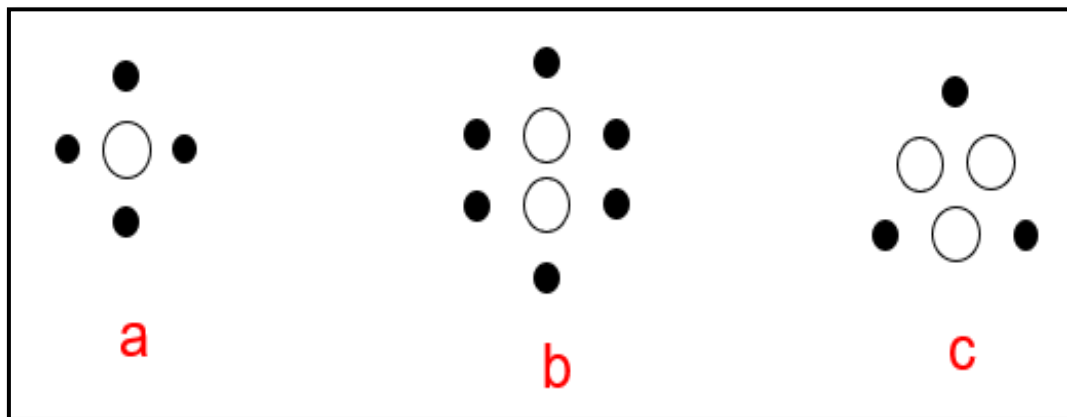
- ✓ Se tiene dificultad durante la perforación ya que son paralelos y si no hay control estos taladros interceptan por la cercanía de ellos, eso dificulta la eficiencia de la voladura.
- ✓ demanda mayor cantidad de carga explosiva frente al arranque en “v”

2.2.6. Corte cilíndrico

Este tipo de arranque es similar corte quemado, este se diferencia en que uno o más taladros que están al centro están vacíos y estos taladros son los de mayor diámetro que el resto, estos sirven como taladros de alivio para la dispersión de roca. proporciona mayor avance que el corte quemado. En este diseño de arranque muy importante

controlar el burden además las distancias entre taladro de diámetro mayor vacío y el continuo cargado Es muy importante el burden y la distancia entre el taladro mayor vacío y el más próximo cargado, se puede calcular con la relación: $B = 0,7 * \varnothing$ del taladro central. Además, cuando tenemos diámetros mayores aplicar: $B = 0,7 \times 2 \varnothing$ central. Una regla aplicada en la distancia entre los talados es de 2,5 diámetros.

Figura 7: Tipos de Corte Cilíndrico



Nota. Fuente: EXSA S.A., 2015

2.2.6.1. Ventajas del Corte Cilíndrico

- ✓ Ideal para rocas muy duras.
- ✓ Se logra un buen avance.

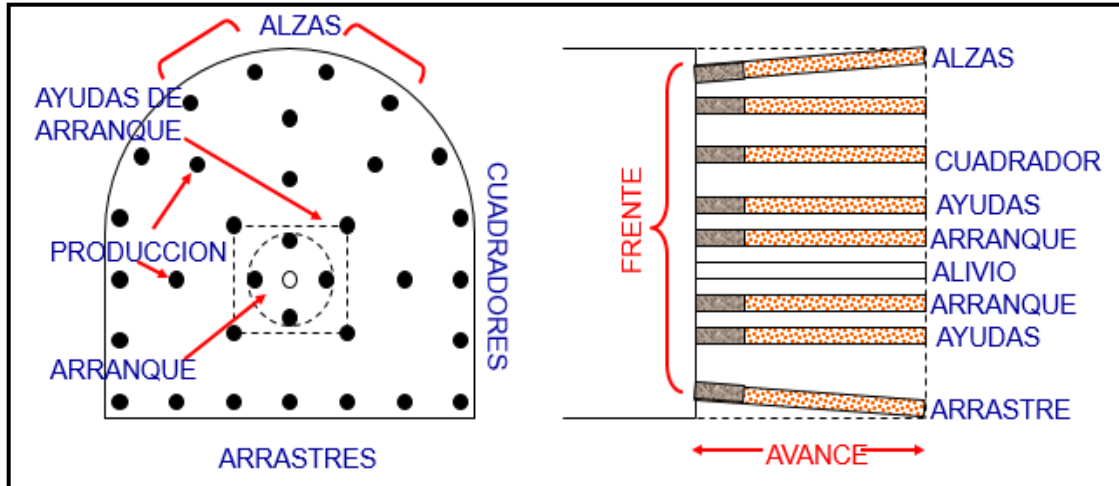
2.2.6.2. Desventajas del Corte Cilíndrico

- ✓ La perforación de estos taladros demanda más tiempo.
- ✓ Debemos utilizar un juego de barrenos para evitar el prematuro desgaste de la maquinas.

2.2.7. Denominación de taladros

Estos taladros se distribuyen al contorno del corte quemado en el centro del frente, su denominación podemos notar en la siguiente figura:

Figura 8: Distribución y Denominación de taladros



Nota. Fuente: EXSA S.A., 2015

2.2.7.1. Taladros de Alivio.

Denominamos así a los taladros sin carga explosiva (vacíos), el objeto de estos taladros es proporcionar cara libre en el disparo.

2.2.7.2. Taladros de Arranque

Conjunto de taladros cargados con explosivo y ubicados normalmente en la parte central, se disparan primero que forman la cara libre inicial, van cargados de 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros.

2.2.7.3. Taladros de Ayuda de Arranque

Se encuentran al contorno de los taladros de arranque que forman las salidas hacia la cara libre inicial. La dimensión del frente hace que varíe el número y distribución llamado contra cueles, la segunda y terceras ayudas denominados taladros de destrozado o franqueo, salen en segundo término.

2.2.7.4. Cuadradores

Taladros laterales ubicados en la caja derecha y caja izquierda o hastiales del frente que forman los flancos del túnel.

2.2.7.5. Alzas

Taladros que forman la bóveda del túnel en el techo. denominados taladros de la corona. En diseños de voladura de recorte se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea, denominándose taladros periféricos.

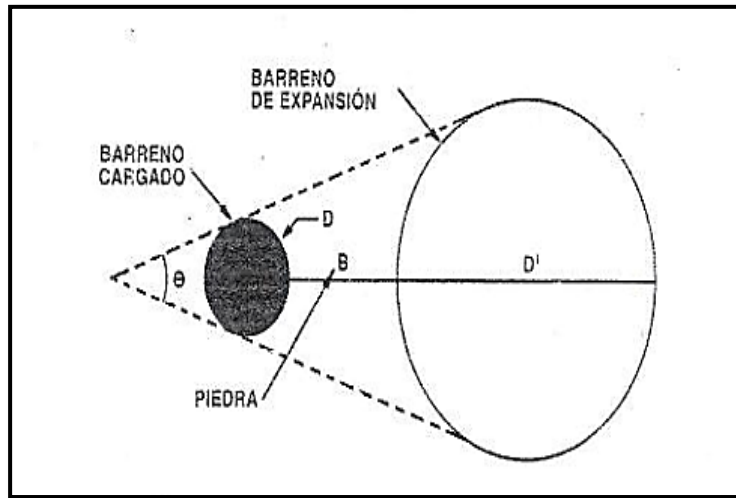
2.2.7.6. Arrastre

Llamado también zapateras son los que se ubican en el piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la voladura. Es el que limita la excavación y remueven el material con el fin de facilitar el carguío.

2.2.8. Diseño del corte

Para los diferentes cortes se aplican el esquema básico durante el arranque tener en cuenta la importancia del burden entre el taladro de alivio y el próximo cargado, se considera la geometría convexa del taladro de expansión, considerar que decae rápidamente con la distancia que existe del taladro cargado a los puntos del taladro de expansión. La profundidad de los taladros de expansión debe tener mayor profundidad en relación con los demás taladros. La eficiencia aumenta cuando los taladros de expansión son perforados de 15 a 30 centímetros más profundos que los taladros cargados.

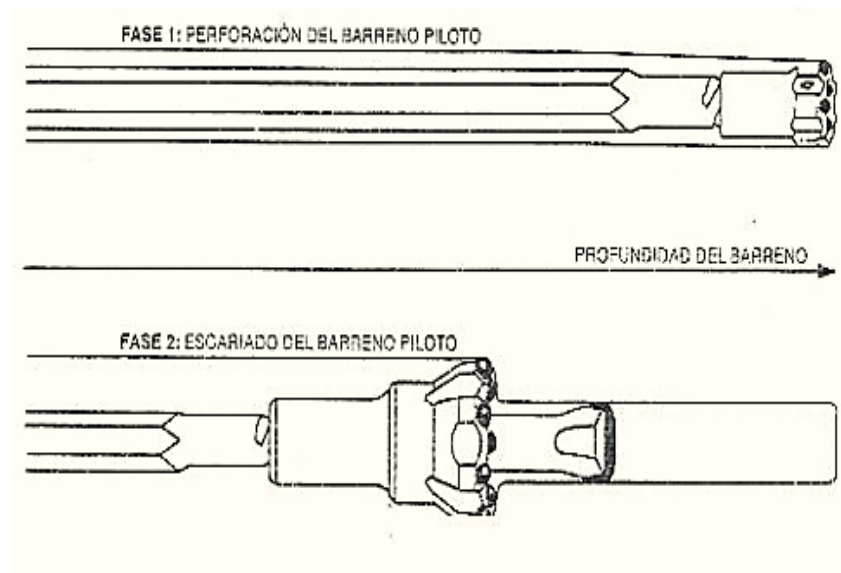
Figura 9: Distancia entre el Taladro de Producción y Expansión



Nota. Fuente: FAMESA, 2019

Esto explica si se tiene en cuenta que cada elemento de carga de explosivo rompe teniendo el doble de área donde inicia y la probabilidad aumenta en un mayor avance cuando no haya protuberancia en el frente.

Figura 10: Escariado de Barreno Piloto



Nota. Fuente: FAMESA, 2019.

Si en el diseño se tiene un solo taladro de alivio, para el cálculo del diámetro equivalente tengan el volumen de todos los taladros de alivio consideraremos el siguiente modelo matemático:

$$\varnothing_e = \varnothing_{\text{Alivio}} \times \sqrt{n}$$

Donde:

\varnothing_e : diam. equiv.

\varnothing : diám. De taladro de alivio (vacío).

n: # total taladros de alivio

2.2.9. Diseño de la cantidad de taladros

La cantidad de taladros para realizar una voladura estará sujeta al tipo de roca que se tiene en el frente, grado de confinamiento del frente, el P 80 que se desea obtener y del \varnothing de las brocas de perforación. Además, Influyen tipo de explosivo a utilizar y el tipo de arranque que se va a emplear. Se puede calcular el número de taladros mediante el siguiente modelo empírico:

$$\text{N}^\circ \text{ taladros} = 10 * \sqrt{(A * H)}$$

Donde:

A: ancho de labor

H: altura de labor

Para ser más preciso utilizaremos la siguiente formula

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

Donde:

P: perímetro de labor (m).

dt: distancia entre taladros (m).

C: constante según el tipo de roca (m).

S: área de labor (m²).

Perímetro: para el cálculo del perímetro es la suma de los lados de la sección de la labor.

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

Tabla 7: Distancia entre Taladros

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE PERFORACIONES (m)
Tenaz (dura)	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable (blanda)	0,70 a 0,75

Nota. Fuente: EXSA, 2015

Tabla 8: Coeficiente de Roca

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz (dura)	2,00
Intermedia	1,50
Friable (blanda)	1,00

Nota. Fuente: EXSA S.A., 2015

2.2.10. Longitud de taladro

Determinada en parte por el ancho útil de la sección, el corte de arranque y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado se puede perforar hasta 2 y 3 m de profundidad, con corte en “V” se llega de 1 a 2 m de frentes de pequeña sección. Para la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se emplea la siguiente relación.

$$L = L_b \times E_p$$

Donde:

Lb: longitud de barra (m)

Ep: eficiencia de perforación %

2.2.11. Cantidad de carga

De acuerdo con la tenacidad de la roca y la dimensión del frente de voladura. el diámetro, profundidad de los taladros, el tipo de explosivo e iniciadores a emplear. Se tiene en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar es menor cuanto más grande sea la sección del frente, y también aumenta cuando es más dura sea la roca.

Se considera el factor de kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca. En voladura subterránea los consumos de dinamita varían entre 300 a 800 g/m³.

Tabla 9: Factor de Carga

Tipo de roca	Factor (kg/m³)
Muy difíciles (muy duras)	1,5 a 1,8
Difíciles (duras)	1,3 a 1,5
Fáciles (blandas)	1,1 a 1,3
Muy fáciles (muy blandas)	1,0 a 1,2

Nota. Fuente: EXSA S.A., 2015

Como tipo de roca se considera:

- ✓ Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- ✓ Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- ✓ Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- ✓ Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

2.2.12. Volumen de material roto

Se considera:

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde:

S: seccion del tunel, en m²

L: longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (t)} = V \times \delta r$$

Donde:

δr : densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.5.

2.2.13. Cantidad de carga

$$Q_t = V \times \text{Kg/m}^3$$

Donde:

V: volumen estimado, en m³

Kg/m³: carga por m³.

2.2.14. Carga promedio por taladro

$$Q_t / N^{\circ} \text{ tal}$$

Donde:

Q_t: carga total de explosivo, en Kg.

N.^o tal: número de taladros.

Tabla 10: Carga Promedio por Taladro

Diámetro de Taladro (mm)	Carga Especifica (Kg/m ³)
30	1.1
40	1.3
50	1.5

Nota. Fuente: EXSA S.A., 2015

2.2.15. Profundidad de taladros

Cuando el corte es de cuatro secciones, la profundidad de los taladros se estima con la siguiente relación:

$$L = 0.15 + (34.1 \times \emptyset_2) - (39.4 \times \emptyset_2^2)$$

Donde:

L: longitud de taladro, en m.

\emptyset_2 : diámetro del taladro de alivio, en mm.

2.2.16. Concentración lineal de carga del explosivo

Los próximos al taladro de expansión debe ser cargados de explosivo muy cuidadosa, si la concentración de carga es baja no puede llegar a provocar la rotura de la roca y una carga excesiva da lugar a un lanzamiento muy energético de la roca hacia el lado opuesto del taladro de expansión que esta se re compacta o congela y no se expulsa a través del taladro vacío.

La concentración lineal de carga se calcula con la siguiente relación:

$$q = 55 \times \emptyset_1 \left(\frac{B}{\emptyset_2}\right)^{1.5} \times \left(B - \frac{\emptyset_2}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right) \left(\frac{1}{PRP_{ANFO}}\right)$$

Donde:

q: concentración lineal de carga, en kg/m.

\emptyset_1 : diámetro de producción, en m.

\emptyset_2 : diámetro del taladro de alivio, en m.

B: dimensión del Burden, en m.

C: constante de la roca

PRP ANFO: potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

2.2.17. Potencia relativa en peso

Desde el punto de vista, una de las propiedades importantes que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, se obtiene de la siguiente relación:

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{d - V_d^2}{d_{ANFO} \times V_{ANFO}^2} \right)^{1/3}$$

Donde:

d: densidad de explosivo a emplear (g/cm³)

Vd: velocidad de detonación del explosivo a emplear (m/s)

d ANFO: densidad del ANFO (g/cm³)

V ANFO: velocidad de detonación del ANFO (m/s).

2.2.18. Presión de detonación

Presión del plano “CJ” detrás del frente en detonación, del recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de velocidad, su valor se expresa en kilo bares o en mega pascales, en los explosivos comerciales varía de 500 y 1 500 MPa.

$$PD = \frac{\rho_e \times VOD^2 \times 10^{-5}}{4}$$

La presión de detonación se calcula con cartuchos de 30 mm de diámetro, según la relación:

$$PD = 0.25 \times d \times VOD^2$$

Donde:

PD: presión de detonación, en Pa, kbar.

Pe: densidad de explosivos, en kg/m³, g/cm³

VOD: velocidad de detonación, con 30 mm de diámetro, en m/s

2.2.19. Factor de carga

Definido como el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = (W_e/V)$$

2.2.20. Distancia entre Taladros

Se calcula en función del número de taladros y del área del frente, varían entre 15 a 30 centímetros del arranque, de 60 a 90 cm. al de de ayuda, y de 50 a 70 cm. de los cuadradores.

Los taladros periféricos alzas y cuadradores se perforan a 20 a 30 cm. del límite de la pared del túnel para una mejor perforación y evitar la sobre rotura, se realiza esta perforación ligeramente divergente al eje del túnel para que los topes permitan mantener la misma dimensión de sección.

Tabla 11: Burden y Distancia entre Taladros del Arranque

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B1 = 1,5 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B4 \times \sqrt{2}$

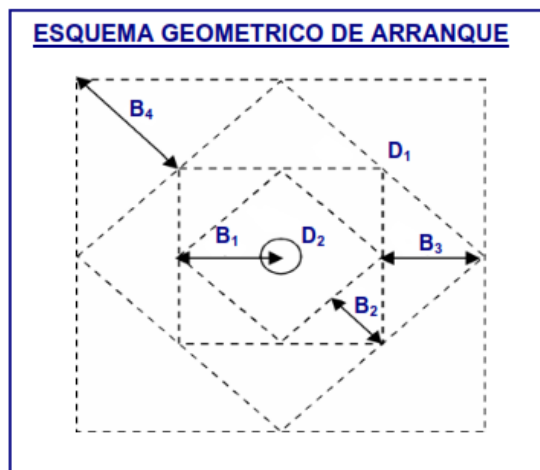
Fuente: EXSA S.A., 2015

2.2.21. Geometría del Arranque

Para un cálculo del arranque de perforación en paralelo con cuatro secciones se aplica la siguiente regla práctica.

La distancia entre el taladro central de cara libre y taladros de la primera sección no debe de sobrepasar en $1,7 \times D_2$ (D_2 es el diámetro del taladro de cara libre y D_1 de producción) para tener una fragmentación y salida eficiente de la roca. Las condiciones de fragmentación varían, dependen del tipo de explosivo, geología de la roca y distancia entre taladros cargados y vacíos.

Grafico 1: Esquema Geométrico de Arranque



Fuente: EXSA S.A., 2015

Para un cálculo rápido de las voladuras de cuatro secciones se puede aplicar, una regla práctica para determinar el número de secciones se considera la longitud del lado de la última sección B que sea igual o mayor a la raíz cuadrada del avance.

2.2.22. Cálculo de Taladros de Arranque

Burden y Espaciamiento

Para el cálculo del burden y espaciamiento de los taladros de la primera sección dependen del tipo de corte que se va a utilizar, el burden tiene una distancia más corta al taladro de alivio y el espaciamiento es la distancia de taladro

a taladro, para el calcular el burden se puede utilizar el modelo matemático de Holmberg o el principio de longitud de arco.

$$B = 1,5 \times D^2$$

Burden Practico

Es la distancia corregida a consecuencia del error de perforación.

$$E_p = B - \text{Error de perforación}$$

Error de Perforación

Es la desviación del taladro al momento de la perforación.

$$E_p = \alpha \times L + \beta$$

Donde:

α : desviación angular por lo general se toma el valor 10 mm/m.

β : error de emboquillado o error en el collar siendo este valor 20 mm/m.

Para las otras secciones se emplea la siguiente el modelo matemático de Langefors.

$$B1 = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{q1 \times Ah \times PRP_{ANFO}}{\emptyset1 \times C}}$$

Donde:

q1: concentración de carga lineal

Ah: es el espaciamiento de la nueva abertura Ah = a1

PRP anfo: potencia relativa en peso del ANFO

C: Constante de roca

Consumo Especifico de Explosivo

$$CE = \frac{0.56 \times \delta r \times tg \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

δr : densidad de la roca

RQD: índice de calidad de roca

GSI: índice de resistencia geológica

Constante de Roca

$$C = 0.8784 \times CE + 0.0052$$

Donde:

C: constante de roca (m).

Longitud de Carga

Para la longitud de carga se considera de acuerdo a la investigación en el campo de la voladura que consideran la longitud de carga debe ser los 2/3 de la longitud del taladro.

Longitud de Carga en el Fondo

$$L_{cf} = 1.3 \times B$$

Donde:

L_{cf}: longitud de carga en el fondo (m)

B: burden

Longitud de Carga en la Columna

$$L_{cc} = L - T - L_{cf}$$

Donde:

L: longitud de barra

T: taco

Taco

El objetivo del taco en el taladro es mantener un mayor tiempo posible la energía producida por la voladura para evitar la dispersión de la energía, se estima que a más tiempo permanezca la energía en el taladro es mejor la fragmentación de la roca, para el taco se considera 1/3 de la longitud del taladro.

$$T = 10 \times \varnothing 1$$

2.2.23. Cálculo de taladros de arrastre

Se calcula con el modelo matemático de tronadura en banco. Se cambia la altura del banco por el avance y se utiliza un factor de fijación

Burden

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times PRP_{ANFO}}{C2 \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Donde:

q1: concentración de carga lineal

C2: constante de roca corregida

f: factor de fijación, se toma el valor de 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B: relación de espaciamiento y burden se suele tomar el valor de 1.

PRP anfo: usaremos el peso relativo del anfo en función del Emulnor 1000.

Burden Práctico

$$B_p = B - L \text{ Sen } Y - E_p$$

Donde:

Y: ángulo del taladro de contorno

Constante de Roca Corregida

$$C2 = C + 0.05 \text{ para } B \geq 1.4$$

$$C2 = C + 0.07/B \quad \text{para } B < 1.4$$

Cálculo de Números de Taladros

$$NT = \frac{\text{Ancho tunel} + 2L \times \text{Sen } \gamma}{B} + 2$$

Espaciamiento de las perforaciones centrales

El espaciamiento se considera en los taladros centrales mas no en las laterales según la expresión siguiente:

$$Ah = \frac{\text{Ancho tunel} - 2 (Ah1)}{n - 1}$$

Donde:

Ah1: Es el espaciamiento de los taladros del rincón

n: número de taladros

Concentración de Carga Lineal

$$q = \frac{32.3 \phi_1 \times C2 \times Bp}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left(\frac{\arctg(\text{Ancho tunel})}{2 \times Bp} \right)^{1.5}}$$

Cálculo del Número de Cartuchos

$$NC = \frac{q \times \frac{3}{4} \times L}{We}$$

Donde:

We: Peso del explosivo empleado

2.2.24. Cálculo de taladros de la corona

Espaciamiento

Es igual a 15 veces el diámetro del barreno, pero debe existir una condición

$$(S/B) = 0.8$$

$$Ah = 15 \times \varnothing 1$$

Burden

$$B = \frac{Ah}{0.8}$$

Burden práctico

$$B_p = B - L \text{ Sen } Y - E_p$$

Número de taladros

$$NT = \left(\frac{\text{Ancho tunel}}{B \times \frac{S}{B}} + 2 \right)$$

Concentración de carga lineal del explosivo

$$q_4 = \frac{32.3 \varnothing_1 \times C_2 \times B_p}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left(\frac{\text{arctg}(\text{Ancho tunel})}{2 \times B_p} \right)^{1.5}}$$

Cálculo del número de cartuchos

$$NC = \frac{q \times \frac{3}{4} \times L}{W_e}$$

2.2.25. Cálculo de los taladros de contorno

Burden

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times PRP_{ANFO}}{C \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Burden práctico

$$B_p = B - \text{Sen } Y - E_p$$

Cálculo del número de taladros

$$NT = \frac{\text{Altura disponible}}{\frac{S}{B}} + 2$$

Concentración de carga lineal

$$q_5 = \frac{32.3 \phi_1 \times C_2 \times B_p}{PRP_{ANFO} \times \text{Sen} \left(\frac{\text{arctg}(\text{Alto disponible})}{2 \times B_p} \right)^{1.5}}$$

Caculo del número de cartuchos

$$NC = \frac{q_5 \times \frac{3}{4} \times L}{W_e}$$

2.2.26. Los explosivos

Son productos químicos que tienen un enorme potencial en energía que bajo la acción de un estímulo externo reaccionan instantáneamente con alto poder.

A. Anfo

Agente de voladura granular, compuesto por nitrato de amonio poroso y petróleo diésel. Una mezcla ideal se considera un 94.3% de nitrato de amonio (NH_4NO_3) y 5.7% de petróleo (CH_2) en peso, para tener un mejor balance de oxígeno en la detonación, la densidad influye en la velocidad de detonacion y los efectos de impacto, cuando la densidad del ANFO aumenta, entonces la velocidad de detonacion se incrementa pero es muy difícil conseguir una densidad mas de 1.2 gr/cm^3 , el ANFO se vuelve inerte y no puede detonar, la desidad promedio del ANFO es 0.8 gr/cm^3 .

B. Emulnor

Explosivo de mezcla agua en aceite, con fase dispersa constituida por insoluble y la fase continua de aceites, ceras y parafinas especiales, los que

unen por un emulsificante y es sensibilizada por microesferas de vidrio. Su presentación de la emulsión es a granel y encartuchada en una envoltura plástica con propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Tipos de emulnor

FAMESA puso al mercado las siguientes emulsiones:

Emulnor 500 - 1000: Aplicada para voladuras en rocas suaves e intermedias.

Emulnor 3000 - 5000: Aplicada para voladuras en rocas intermedias, duras y muy duras

Gráfico 2: Tipos de Emulnor Encartuchado



Nota. Fuente: (EACH CHUNGAR, 2014)

Ventajas

- ✓ Durante el cebado con Emulnor no se tiene dolor de cabeza.
- ✓ El Emulnor resiste muy bien al agua
- ✓ El Emulnor genera gases que son menos tóxicos, para labores mineras que presentan deficiencia de ventilación.

- ✓ Son los más baratos del mercado y tiene buena performance.

Tabla 12: Características Técnicas del Emulnor

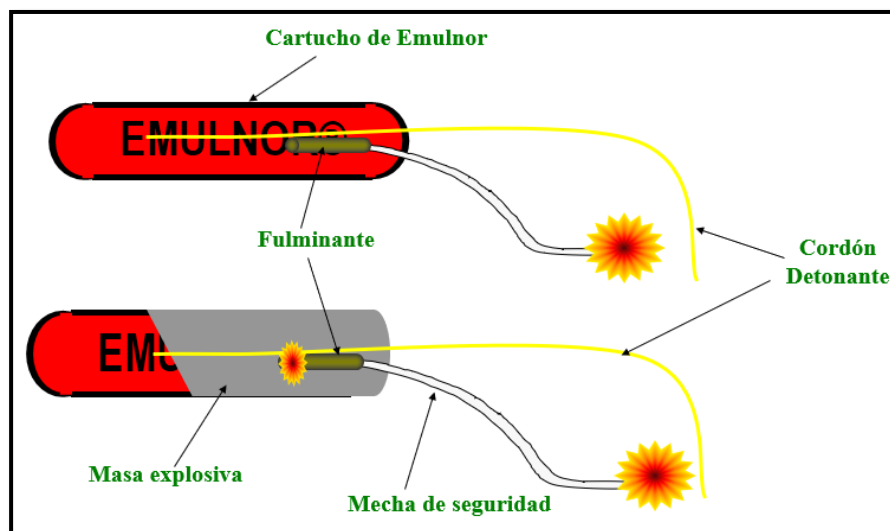
	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación (m/s) s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: Famesa Explosivos SAC., 2016

Aplicación de la emulsión

El emulnor se utiliza en trabajos minería como en túneles, explotación, canteras, tanto en taladros sin y con presencia de agua, considerando la dureza de la roca.

Gráfico 3: Cebado de Emulnor usando Cordón Detonante

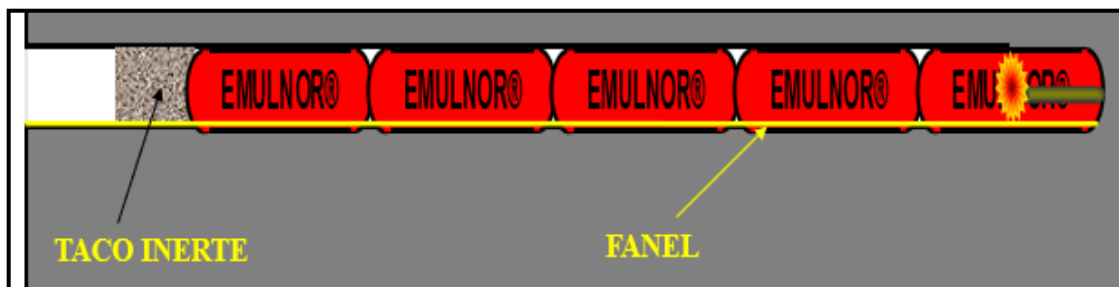


Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

El cebo es muy importante y requiere que este tenga la energía suficiente para garantizar el inicio completo de la carga explosiva a la mayor velocidad

debe tener una suficiente energía para garantizar el completo inicio de la carga explosiva a la mayor velocidad (VOD) además mantener esta en todo el taladro, Esto garantizara la eficiente sensibilidad y simpatía para lograr la detonación completa con rotura radial tener en cuenta que es importante la orientación del iniciador (fulminante).

Gráfico 4: Taladros Cargados con Emulnor



Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

Uso de tacos inertes

Se utilizan arcilla o los detritus como taco inerte se aprovecha su forma irregular, para distribuir las fuerzas horizontales provenientes de la detonación; en fuerzas verticales para producir y así producir presión dentro de las paredes del taladro, y genera resistencia y evita la salida de los gases del mismo modo aumenta la energía que impacta a la roca.

Sistema de iniciacion

Este sistema se encarga de transferir la fuerza de detonación de taladro a taladro en un tiempo determinado, controla la secuencia de disparo de los taladros y también afecta la cantidad de vibración generada por la voladura, la granulometría de la fragmentación y la fuerza de los gases.

Accesorios de voladura

Son elementos físicos que se utiliza para provocar la detonación inicial de una voladura, se dividen en 4 grupos:

- ✓ No eléctricos convencionales: fulminante simple, mecha de seguridad, mecha rápida y conectores.
- ✓ Cordón detonante y retardos: retardos convencionales de superficie milisegundos y retardos dentro del taladro medio segundo.
- ✓ Eléctricos: detonadores convencionales detonadores instantáneos y detonadores de retardo MS – LP.
- ✓ Tubos de choque no eléctricos: sistemas de mangueras de choque con detonadores de retardo y sistemas especiales.

Mecha rápida

Elimina el chispeo individual de las mechas de seguridad, evita la exposición del personal a la presencia de humos y permite una evacuación segura sin el riesgo de una iniciación prematura.

Tabla 13: Características Técnicas de la Mecha Rápida

	Mecha Rápida Z - 18	Mecha Rápida Z - 19
Color de la Mecha Rápida	Rojo	Verde
Material de la cobertura exterior	Plástico	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m (s/m)	35 ± 5	26 ± 5
Diámetro externo (mm)	2 ± 0,3	2 ± 0,3
Peso total (g/m)	Min. 6,0	Min. 6,5

Fuente: Famesa Explosivos SAC., 2016

Cordón detonante

Es un cordón explosivo y resistente con núcleo blanco de pentrita que detona instantáneamente en toda su longitud (7000 m/s), transmite la detonación a todos los taladros de una voladura.

Tabla 14: Características Técnicas del Cordón Detonante

	3P	3 PE	5P	5 PE	8P	8 PE	10 P	10 PE
Peso de carga (g/m)	Min. 4	Min. 4	Min. 5	Min. 6	Min. 8	Min. 8	Min. 10	Min. 10
Resistencia a la tracción (kg)*	Min. 60	Min. 70	Min. 60	Min. 70	Min. 60	Min. 70	Min. 60	Min. 70
Velocidad de detonación (m/s)	Min. 6800	Min. 6800	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000	Min. 7000

Nota. Fuente: Famesa Explosivos SAC., 2016

*Fuerza de rotura evaluado en equipo de tracción a una velocidad de 65mm/min.

Carmex

Es un accesorio seguro y eficiente como sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales, ensamblado por personal especializado con el uso de máquinas fijadoras neumáticas garantizando la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

Tabla 15: Características Técnicas del Carmex

Diámetro del fulminante (mm)	6,3	Resistencia a la humedad relativa del 100 % por 24 horas	Detona
Longitud del fulminante (mm)	45	Resistencia al impacto 2 kg/1m	No Detona
Prueba de esopo, diámetro de perforación (mm)	Min. 9.0	Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Buena
Volumen trauzl (cm ³)	Min. 23		

Nota. Fuente: Famesa Explosivos SAC., 2016

Famecorte P40

Es un explosivo lineal, diseñado para voladuras de contorno, que sustituye al explosivo de corte fabricado con dinamita en tubos de plástico. Se presenta en tramos de cordón detonante de alto gramaje de pentrita y alta resistencia a la

tracción, los extremos están sellados con tapones plásticos para evitar el ingreso de humedad y la caída del explosivo.

Tabla 16: Características Técnicas del Famecorte P40

	FAMECORTE P [®] - 40	FAMECORTE P [®] - 60
COLOR	Anaranjado	Amarillo
DIÁMETRO EXTERIOR (mm)	7,8	9,0
CARGA EXPLOSIVA (g/m)	40,0	60,0
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	7 000	6 900
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)	140	140
ENERGÍA (kcal/m)	77	116
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	N° 6	N° 6
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente

Nota. Fuente: (Famesa Explosivos SAC., 2016).

Periodo Largo

Desarrollado para la excavación de frentes, los intervalos de retardo en tiempo son más largos, para que la roca triturada se libere y se desplace apropiadamente para formar la cara libre y la salida de los demás taladros, los periodos de micro retardo se encuentran entre los 500 ms y 9000 ms.

Periodo Corto

Con intervalos de retardo en tiempo corto de 25 ms. hasta 750 ms., se utiliza en voladura superficial y en subterráneo para la voladura de tajos de amplia dimensión.

Tabla 17: Tiempos de Retardo de Periodo Corto y Largo

PERIODO CORTO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125

PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
1	0,5
2	1,0
3	1,5
4	2,0
5	2,5
6	3,0

6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Nota. Fuente: (Enaex S.A., 2001).

2.3 Definición de términos básicos

✓ Geometría de Perforación

Conjunto de taladros de un frente con una dirección, inclinación, profundidad y ubicación, tienen numerosas alternativas por el tipo de roca, equipo de perforación y la dimensión de la labor.

✓ Confinamiento

Es la cantidad de una carga explosiva en el interior del taladro.

✓ Consumo Especifico

Cantidad de explosivo empleado en toneladas o metros cúbicos de mineral roca fragmentada.

✓ Densidad

Es la relación entre la masa y el volumen del material de roca o explosivo.

✓ **Detonación**

Reacción explosiva de una onda de choque a través del explosivo juntamente con una reacción química que se libera un gran volumen de gases con alta presión y temperatura.

✓ **Velocidad de detonación**

Velocidad de la onda de detonación en metros por segundo que se propaga en una carga de explosivo.

✓ **Voladura**

Resultado de la fragmentación de la roca solidos mediante la detonación de los explosivos confinados en una cantidad de taladros.

2.4 Formulación de hipótesis

2.4.1 Hipótesis general

La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar la producción de las vetas en la unidad económica administrativa Chungar.

2.4.2 Hipótesis específicas

- a) La optimización de la malla de perforación y voladura permite segregar el mineral y el desmonte para mejorar la ley del mineral en la producción de vetas de la U.E.A. Chungar.
- b) La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar el volumen de desmonte para el relleno detrítico de la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar.

2.5 Identificación de variables

2.5.1 Variable Independiente

X: Optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar.

2.5.2 Variable Dependiente

Y: Mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar

2.6 Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2: Operacionalización de Variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar	La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar. Con un nuevo diseño de malla para la perforación y un cambio de carga explosiva y orden de salida se mejora la producción de las vetas en relación con la malla actual que se está utilizando.	Malla de Perforación	Densidad de roca	gr./cm ³
				Longitud de taladro	m.
				Burden	m.
				Espaciamiento	m.
			Carga explosiva	Densidad del explosivo	gr/cm ³
				Velocidad de detonación	m/s
				Energía del explosivo	Joules
				retardos	Sg.
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar	Cuando se optimizan nuevas mallas de perforación y voladura muchas veces se logra mejorar la ley de mineral asimismo aumentar el volumen de desmonte los cuales permiten mejorar la producción de las vetas.	Producción de mineral	Ley del mineral	%
				Toneladas de mineral	Tn.
			Producción de desmonte	Volumen	M3.
				Fragmentación	Pg.
					Pg.

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

MÉTODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de investigación

En el proceso del presente proyecto se utilizó el tipo de investigación aplicada ya que los datos recolectados se analizan para luego determinar un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, antes se utiliza la observación con el objetivo de encontrar soluciones. “El objetivo de el tipo de investigacion es dar soluciones a problemas concretos e identificados.

3.2 Nivel de investigación

La investigacion tiene un nivel explicativo, correlacional, de acuerdo a los resultados que se obtienen en el proyecto se explica y luego se relaciona los resultados de un proceso anterior y luego el actual.

3.3 Métodos de investigación

En el proceso del proyecto se utilizó el método de investigación cuantitativa, deductiva, ya que se realizó cálculos numéricos de la base de datos

para luego deducir las variables planteadas no comprobadas con el fin de demostrar el objetivo propuesto

3.4 Diseño de investigación

Para el proceso del proyecto se utilizó el diseño de investigación no experimental, transversal ya que para lograr el objetivo planteado no es necesario realizar experimentos si no mediante la observación y base de datos se demuestra para concluir resultados.

3.5 Población y muestra

3.5.1 Población

La población del proyecto está conformada por las vetas que se encuentran en explotación del nivel 4300 que está integrada por seis vetas; la veta María Rosa, Veta Lorena, Veta Carmen, Veta Karina, y Veta Gaby de la U.E.A. Chungar Unidad Animon.

3.5.2 Muestra

La optimización de la malla de perforación y voladura se realizó en la veta Gaby por ser la veta más representativa del nivel 4300 de la U.E.A. Chungar Unidad Animon.

3.6 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Se realizó las siguientes técnicas para la recolección de datos:

3.6.1 Técnicas

- ✓ La observación en labores de operación
- ✓ Recopilación de informes.
- ✓ Registros de datos

- ✓ Textos y tesis.

3.6.2 Instrumentos

- ✓ Informe de geología del subnivel
- ✓ Geomecánica del macizo rocoso
- ✓ Registro de información de la voladura
- ✓ Formatos de toma de datos
- ✓ libreta de campo.

3.7 Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

La selección de la información tomada fue en la labor de la muestra con el apoyo del personal técnico de la empresa, toda la base de datos de campo fue directa y en tiempo real en la veta Carmen del nivel 390.

3.8 Técnicas de procesamiento y análisis de datos

En el proceso de datos se inicia con la toma de información en las labores de la muestra, luego se clasifica, ordena, estructura, organiza toda la data de campo. Seguidamente se analiza toda la información estructurada apoyado en la aplicación Excel, para generar una base de datos, agrupando las variables y los resultados se presenta en tablas y gráficos dinámicos.

3.9 Tratamiento estadístico de datos

Se obtiene los datos de los reportes diarios de cada guardia y estos son procesados en el programa Microsoft Excel, del cálculo se obtiene el número de taladros perforados además la cantidad de explosivos de ello obtendremos el número de taladros perforados, cantidad de explosivo que se utiliza en cada taladro también se obtienen el tiempo de perforación del frente y los costos.

En el proceso del proyecto de investigación se utilizaron fórmulas para el análisis de datos descriptivos e inferenciales, así mismo para la inferencia se

utiliza la prueba de hipótesis. Como herramienta de apoyo estadístico se utilizó el módulo estadístico de la aplicación Excel, el cual nos permitió generar los resultados y demostrar las hipótesis formuladas en la investigación.

3.10 Orientación ética, filosófica y epistémica

En el proceso del proyecto se desarrolló con responsabilidad, conciencia y veracidad por lo cual tengo la plena satisfacción en el cumplimiento ético y valores en la presente investigación de esta manera plasmar mis conocimientos adquiridos en el trabajo dentro de la empresa.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1 Descripción del trabajo de Campo

Para el inicio y toma de información del trabajo de campo primeramente se realizó el reconocimiento de las vetas en explotación de la Empresa Administradora Chungar S.A.C., obteniendo que entre las vetas principales en producción son 12, generalmente estos yacimientos son poco conocidos desde la superficie hasta la profundidad 700m, además los anchos de veta (potencias) varían desde 0.80cm hasta 9m en la actualidad 2022 las potencias de las vetas varía desde 0.80 hasta 20 m, la veta principal en el nivel 200 tiene una potencia de 8.0 m , la veta ramal 085 tiene una potencia de 1.2m, la veta Gaby esta con 1m de potencia hay vetas como lourdes, Lorena, Carmen que han sido perturbadas por falla, redujeron el numero de tajos viendo necesario la exploración de nuevas vetas teniendo como resultado las siguientes vetas: Veta principal, que tiene una potencia de 5.5 m. Se observa que en la preparación de los subniveles la voladura se realiza en un solo tramo toda la sección del frente donde se encuentra en parte

de la sección la veta, la caja techo y caja piso; como producto de la voladura se tiene una alta dilución del mineral por mezclarse el mineral y el material estéril. Esto es un problema que genera un retraso en la producción por lo que este producto se tiene que cabecear con la voladura principal de los taladros largos para mejorar la ley, asimismo en la planta metalúrgica se tiene un alto volumen de tratamiento de desmonte lo que significa mayor tiempo en el tratamiento menorando la producción y aumentando los costos. Seguidamente se lleva a ejecución los objetivos planteados de la tesis para encontrar solución a dicho problema con la aplicación de un rediseño de la perforación y voladura de todo estos resultados se recolectaron los datos que proporcionaron cada guardia para luego organizar y analizar la información tomada cuyo objetivo es de mejorar la dilución del mineral y tener mayor volumen de desmonte para el relleno detrítico, para hacer efectivo se utilizó fichas y formatos; que finalmente se toma la decisión de emplear el nuevo diseño de perforación y voladura para optimizar la producción de las vetas.

4.2 Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados

4.2.1 Parámetros de la malla línea base

El diseño de la malla de perforación que se está utilizando en la voladura se tiene como datos los siguientes parámetros.

Tabla 19: Parámetros de la malla de perforación

GEOMETRIA DEL SUB-NIVEL	
Ancho Sección	3.8 m
Alto Sección	4.0 m
PARAMETROS DE PERFORACION	
Diámetro de taladro de producción	51 mm
Diámetro de alivio	102 mm
longitud de perforación	4 m.

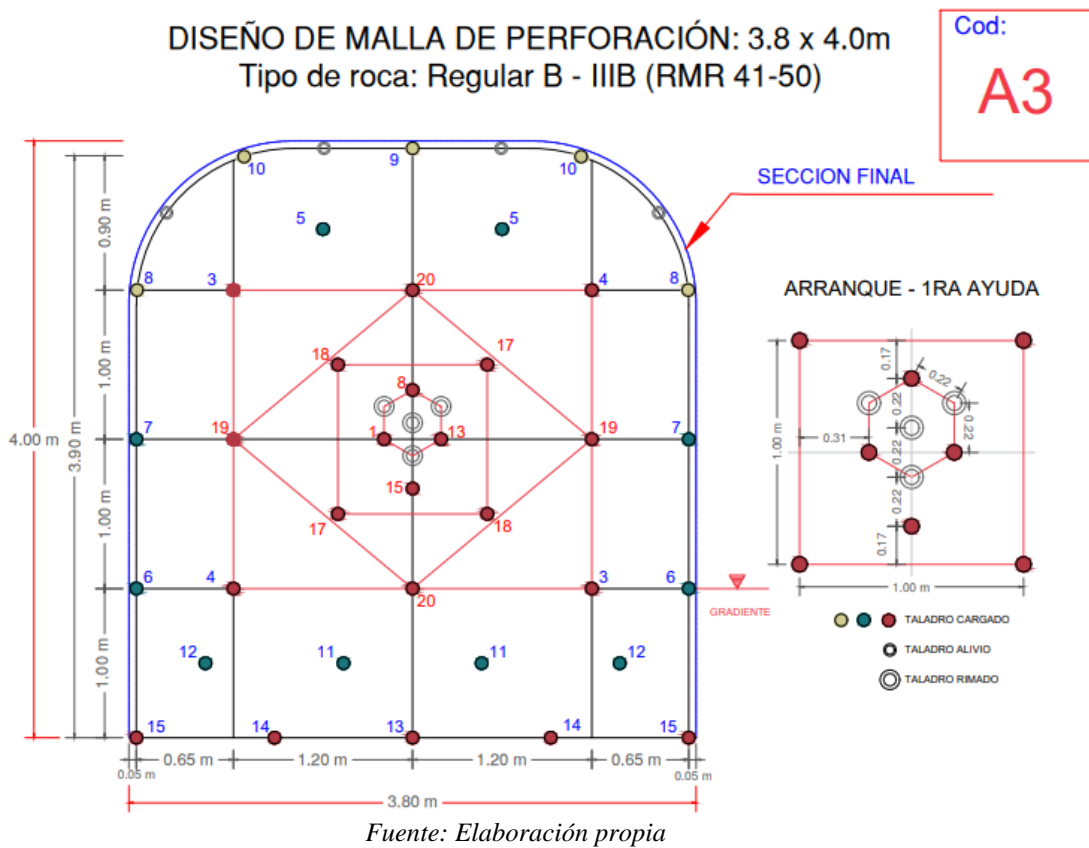
Eficiencia de perforación	97%
Eficiencia de voladura	95%
Taladros perforados	44
Taladros cargados	36
Taladros de alivio	4
Taladros rimados	4
PARAMETROS DE LA ROCA	
Clasificación de la Roca	B – IIIB Regular
Densidad de la Roca	2.70 – 3.5 gr/cm ³
RMR	41 - 50
RQD	35%
Resistencia a la Compresión	40 - 75 Mp.
PARAMETROS DE LOS EXPLOSIVOS	
Densidad del Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	1.15 gr/cm ³
Densidad del Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	1.11 gr/cm ³
Velocidad de Detonación Emulnor 3000	6000 m/seg
Velocidad de Detonación Emulnor 1000	5100 m/seg
Peso Emulnor 3000	0.1736 kg/cart.
Peso Emulnor 1000	0.167 kg/cart.

Nota. Fuente: Elaboración Propia.

4.2.2 Diseño de la malla línea base

En la figura 11 se puede observar el diseño de malla de la perforación actual del subnivel de preparación del tajo Gaby, con una sección de 3.8 m. por 4.0 m., el número de taladros es en total de 44 taladros, con 36 taladros cargados y 8 taladros entre alivio y rimado. Cabe resaltar que en el frente se encuentra en la parte central la veta conjuntamente con la caja techo y caja piso y que la voladura va salir en forma secuencial desde el arranque, ayudas, sobre ayudas, los hastiales, la corona y finalmente los taladros del arrastre, como resultados de la voladura se va tener la mezcla del mineral de la veta y el material estéril de las cajas, como consecuencia se tiene una dilución del mineral.

Figura 11: Diseño de la malla actual



4.2.3 Distribución del explosivo línea base

En la tabla 20 se presenta la distribución de los accesorios y explosivos de la voladura actual, del cual se observa que se utiliza 12 faneles de corto periodo y 24 faneles de periodo largo; Como explosivo se utiliza el emulnor la cantidad de 110 kg.; cordón detonante NP3 de 20 m. de longitud; detonador ensamblado 2 piezas. Como resultado se tiene un 95% de eficiencia de avance, con el avance efectivo de 3.65 m., con un factor de carga de 33 kg. /m.

Tabla 20: Distribución de accesorios y explosivo

FANEL MS	1	8	13	15	17	18	19	20	FANEL LP	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	TOTAL	
CANT.	1	1	1	1	2	2	2	2	CANT.	2	2	2	2	2	2	1	2	2	2	1	2	2	2	36

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO				
		14 pies		
TIPO	CANTIDAD	EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	EMULNOR 1000 1 1/8" x 12"	EMULNOR 500 1 1/8" x 12"
CEBO	36	1	0	0
ARRANQUE	4	14	0	0
1RA AYUDA	4	13	0	0
2DA AYUDA	4	13	0	0
3RA AYUDA	4	13	0	0
AY. CORONA	2	0	12	0
AY. ARRASTRE	4	0	12	0
HASTIALES	4	0	12	0
CORONA	5	0	0	11
ARRASTRE	5	14	0	0
TOTAL:	36	318	120	55

EXPLOSIVOS	UNIDAD	14 PIES
EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	cartuchos	318
EMULNOR 1000 1 1/8" x 12"	cartuchos	120
EMULNOR 500 1 1/8" x 12"	cartuchos	55
Kg Explosivos	Kg	119
Cordón det. NP3	m	20
DNE Fanel MS 4.8 m	piezas	12
DNE Fanel LP 4.8 m	piezas	24
Det. Ensamblado (7')	piezas	2
Mecha Rápida	m	0.20

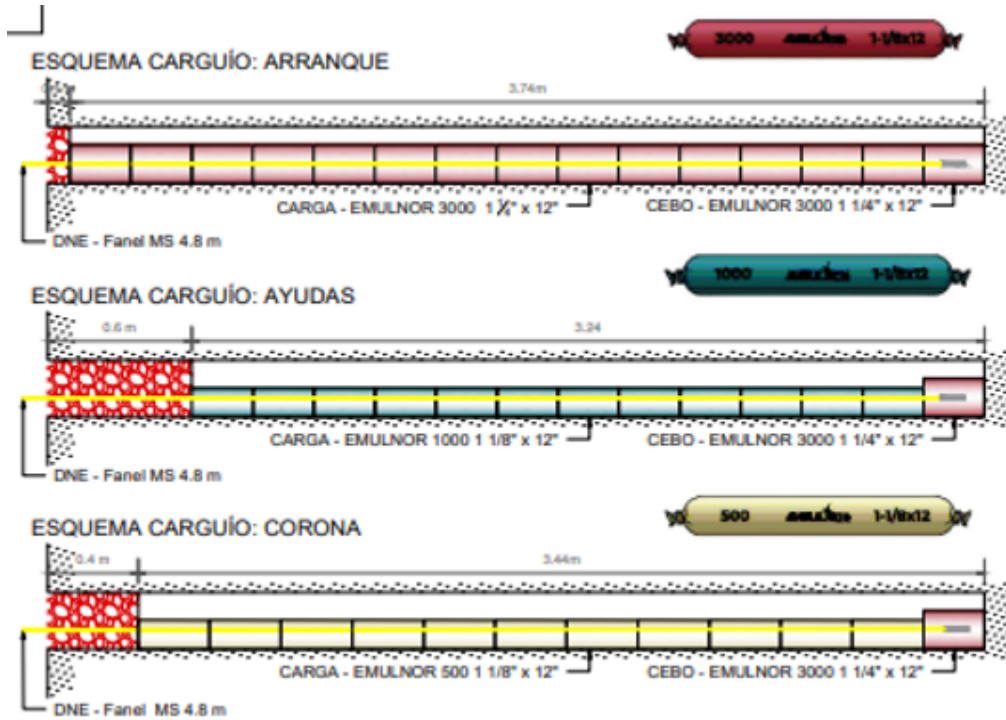
RESULTADOS	UNIDAD	14 PIES
Eficiencia de Avance	%	95
Avance	m	3.65
Factor de Carga	Kg/m	33

Fuente: Elaboración propia

En la figura 12 se puede notar como se realiza el carguio en los diferentes taladros del frente, en los taladros de arranque se utiliza el emulnor 3000 de 1 1/4" x 12" con el fanel de periodo corto, el explosivo se carga casi en toda la longitud del taladro; en las ayudas como cebo se utiliza el emulnor 3000 de 1 1/4" x 12" con el fanel de periodo corto y como carga el emulnor 1000 de 1 1/8" x 12", en los

taladros de corona se utiliza como cebo se utiliza el emulnor 3000 de 1 ¼” x 12” con el fanel de periodo largo y como carga el emulnor 500 de 1 1/8” x 12”, tambien se puede notar que el taco de mayor longitud se tiene en las ayudas.

Figura 12: Distribución de carguío de taladros



Fuente: Elaboración propia

4.2.4 Resultados de la voladura línea base

Tabla 21: Leyes del producto de la voladura

INFORMACION			POTENCIA DE LA VETA	TON MIN	MUESTREO EN PILAS POS VOLADURA			
PRUEBA	FECHA	VETA			% Zn	% Cu	% Pb	Ag oz/t
1	10/01/2023	GABY	0.7	138.80	2.20	0.25	2.40	0.84
2	11/01/2023	GABY	0.9	140.90	3.00	0.30	3.15	0.91
3	12/01/2023	GABY	1.2	138.90	3.85	0.33	3.33	0.86
4	13/01/2023	GABY	0.8	140.50	3.80	0.31	3.30	0.87
5	14/01/2023	GABY	0.9	145.60	4.20	0.35	3.00	0.84
6	15/01/2023	GABY	1	150.00	3.60	0.34	3.10	0.89
7	16/01/2023	GABY	0.9	145.60	3.10	0.32	3.31	0.85
PROMEDIO					3.39	0.31	3.08	0.87

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 21 se presenta las siete pruebas realizadas en nivel 4300, en la veta Gaby con fechas del 10 al 16 de enero, la potencia de las vetas varía de 0.7 a 1.2 m., las toneladas obtenidas varia de 138.80 a 150 toneladas de mineral y desmonte, con leyes de zinc que varía de 2.20 a 4.20 %, cobre de 0.25 a 0.35 %, plomo de 2.40 a 3.33 % y de plata de 0.84 a 0.91 onzas / tonelada; finalmente tenemos los promedios de las leyes de cada mineral de las siete pruebas realizadas de 3.39, 0.31, 3.08 y 0.87 respectivamente.

4.2.5 Parámetros de la malla propuesta

Para el nuevo diseño de malla de perforación propuesto con el objetivo de segregar el mineral del desmonte se tiene como datos los siguientes parámetros.

Tabla 22: Parámetros de la malla propuesta

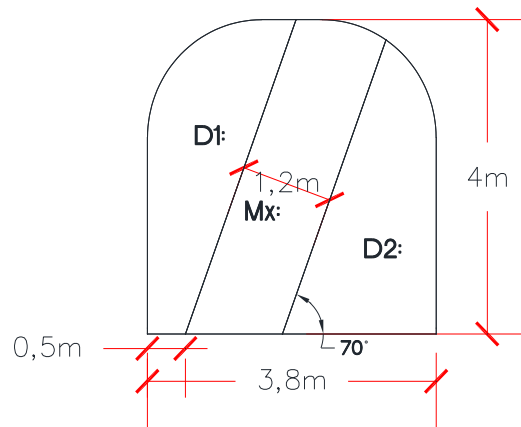
GEOMETRIA DEL SUB-NIVEL	
Ancho Sección	3.8 m
Alto Sección	4.0 m
PARAMETROS DE PERFORACION	
Diámetro de taladro de producción	51 mm
Diámetro de alivio	102 mm
longitud de perforación	3.8 m.
Eficiencia de perforación	97%
Eficiencia de voladura	95%
Taladros perforados	44
Taladros cargados	36
Taladros de alivio	4
Taladros rimados	4
PARAMETROS DE LA ROCA	
Clasificación de la Roca	B – IIIB Regular
Densidad de la Roca	2.70 – 3.5 gr/cm ³
RMR	41 - 50
RQD	35%
Resistencia a la Compresión	40 - 75 Mp.
PARAMETROS DE LOS EXPLOSIVOS	
Densidad del Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	1.15 gr/cm ³
Densidad del Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	1.11 gr/cm ³
Velocidad de Detonación Emulnor 3000	6000 m/seg
Velocidad de Detonación Emulnor 1000	5100 m/seg
Peso Emulnor 3000	0.1736 kg/cart.
Peso Emulnor 1000	0.167 kg/cart.

Fuente: Elaboración propia

4.2.6 Diseño de la malla propuesta

En la figura 13 se puede notar la veta en la parte central del frente con una potencia de 1.2 m., con una inclinación de 70° a 0.5 m. del hastial izquierdo y la caja techo, la sección del frente de 3.8 m. x 4.0 m.

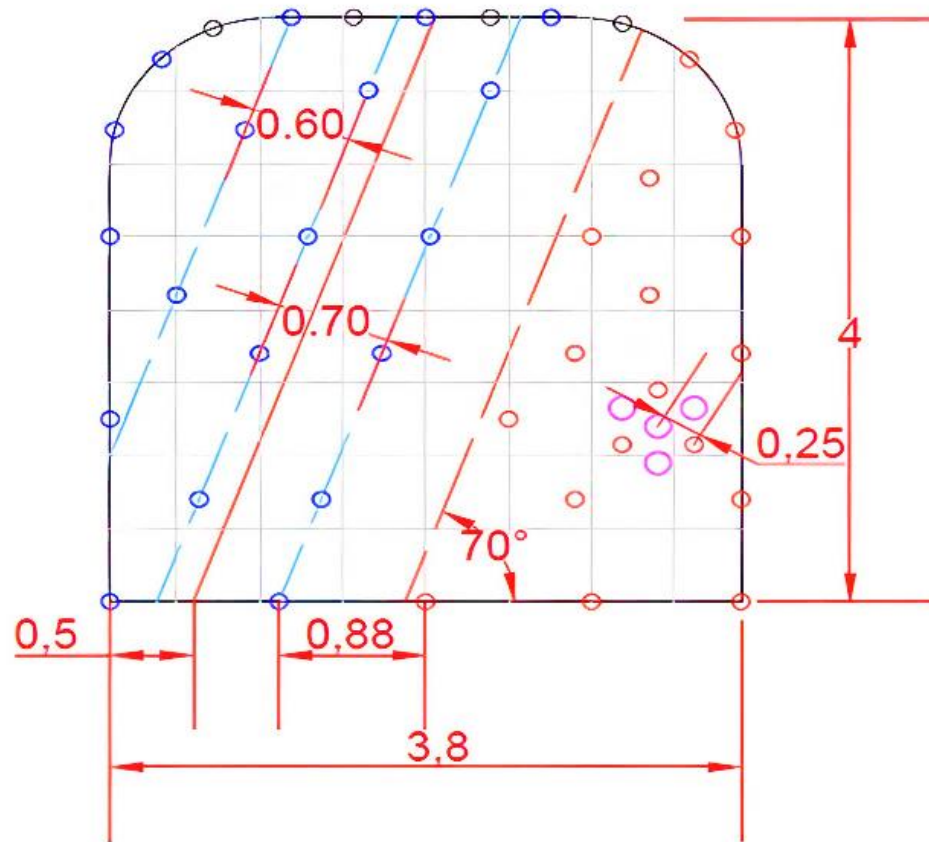
Figura 13: Características de la veta



Fuente: Elaboración propia

En la figura 14 se presenta el diseño de malla propuesta se nota primeramente que el arranque del frente se encuentra ubicado a lado derecho en la caja piso que es la zona estéril, el producto de esta parte de la voladura sale en primera instancia a mayor distancia del frente, secuencialmente se realiza la voladura de la veta que se fragmenta como un desquinche y se queda el producto mineral en el seno del subnivel, este cambio del diseño permite mejorar la dilución del mineral y aumentar el volumen del desmonte para el relleno detrítico.

Figura 14: Diseño de la malla propuesta

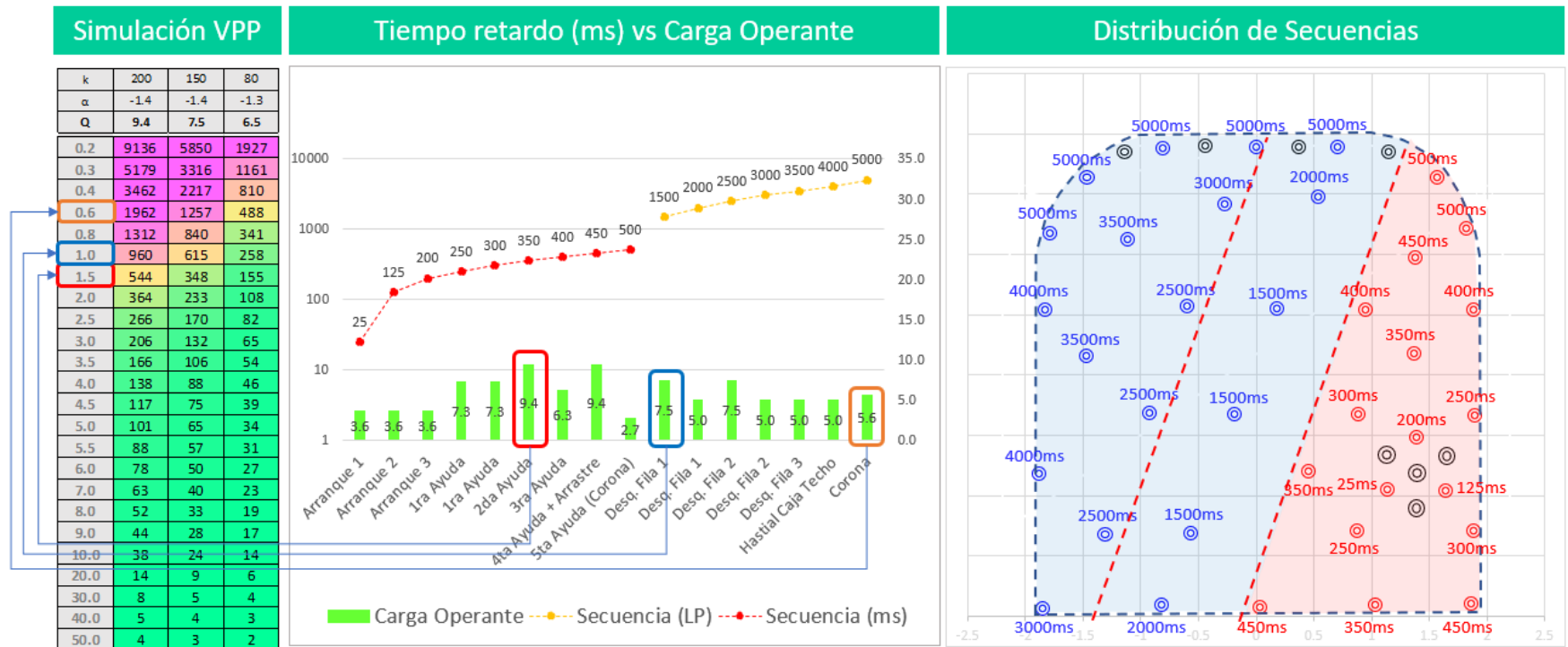


Fuente: Elaboración propia

4.2.7 Secuencia de salidas de la malla propuesta

En la figura 15 se puede notar la secuencia de salida de la voladura, del número de retardos de los detonadores en corto periodo y largo
 Periodo para lograr el objetivo de la segregación del mineral con el desmonte.

Figura 15: Secuencia de salidas de la malla propuesta

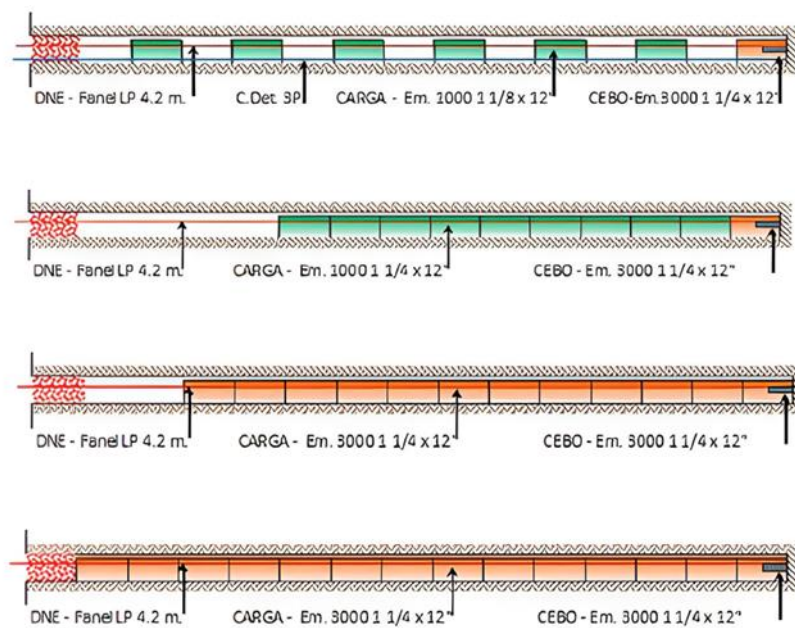


Fuente: Elaboración propia

4.2.8 Distribución del explosivo en los taladros

En la figura 16 se puede notar como se realiza la distribución de los explosivos en los taladros del frente, en todos se utiliza como cebo el emulnor de 11/4" x 12" en los taladros de arranque y ayudas como carga se utiliza el emulnor de 11/4" x 12" con una mínima longitud de taco, en todos se utiliza faneles de periodo largo; en los siguientes taladros se utiliza emulnor 1000 de 11/4" x 12 y en los taladros de la veta se utiliza emulnor 1000 de 11/8 x 12" y con mayor longitud de taco para obtener una voladura como desquinche y lograr el objetivo de la segregación, para la voladura se utiliza 98 kilogramos de explosivo para un avance de 3.65 m., teniendo como factor de carga de 29 kg. / m.

Figura 16: Distribución de carga explosiva



Fuente: Elaboración propia

4.2.9 Resultados de la voladura propuesta de segregación

En la tabla 23 tenemos la información de las siete pruebas que se realizó en nivel 4300, en la veta Gaby, con fecha del cinco de febrero al 10 de febrero

del 2023, las potencias de las vetas varia de 0.7 m. a 1.2 m. asimismo las toneladas obtenidas por voladura varia de 135 a 150 toneladas.

Tabla 23: Características de las vetas

INFORMACIÓN DE LABOR Y UBICACIÓN			POTENCIA DE LA VETA	TONELADAS DEL DISPARO
FECHA	N° DE P.	VETA		
05/02/2023	1	GABY	0.7	140.0
06/02/2023	2	GABY	0.9	145.0
06/02/2023	3	GABY	1.2	135.0
07/02/2023	4	GABY	1	145.0
08/02/2023	5	GABY	0.9	150.0
09/02/2023	6	GABY	1	150.0
10/02/2023	7	GABY	1	145.0

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 24 tenemos los resultados de la voladura de segregación las leyes de mineral de zinc varia de 5.00 a 6.70 %, de cobre de 0.37 a 0.63, de plomo de 3.06 a 8.98 % y de la plata de 1.23 a 1.82 onzas / tonelada teniendo como promedios de estas leyes de 5.9, 0.54, 6.88, 1.4 respectivamente. Asimismo podemos notar que con este diseño de la voladura se obtiene un volumen de desmonte para el relleno detrítico que varía de 16.7 a 20.7 metros cúbicos con un promedio de 18.4 metros cúbicos de las pruebas realizadas.

Tabla 24: Leyes del producto de la voladura propuesta

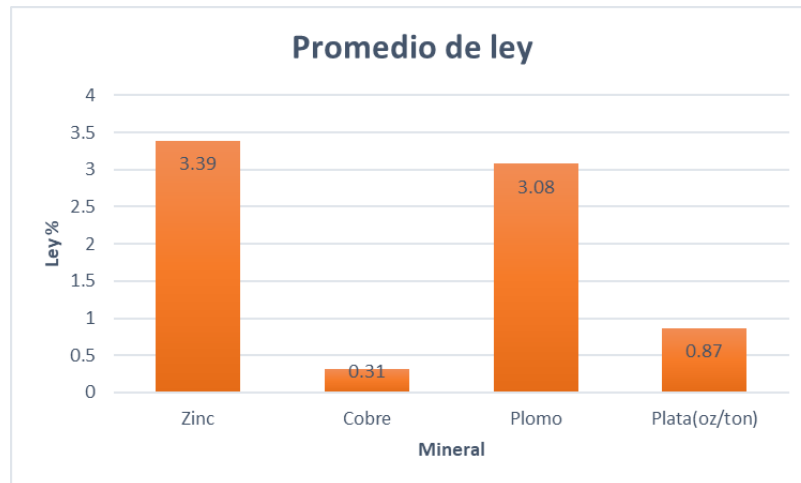
MUESTREO DE PILAS MINERAL					DEL MUESTREO DE PILAS DESMONTE					
TN MINERAL	% Zn	% Cu	% Pb	Ag oz/t	m3. DESM	TON DESM	% Zn	% Cu	% Pb	Ag oz/t
93.0	5.56	0.37	3.06	1.24	17.4	47	1	0.01	1.1	0.05
97.0	6.03	0.61	5.64	1.44	17.8	48	0.9	0.01	1.25	0.02
90.0	6.49	0.54	8.75	1.82	16.7	45	0.9	0.03	1.3	0.03
95.0	5.3	0.6	8.98	1.23	18.5	50	0.8	0.03	1.1	0.03
103.0	6.2	0.54	7.5	1.45	17.4	47	0.9	0.03	0.9	0.02
94.0	5	0.63	7.2	1.25	20.7	56	1	0.02	1	0.032
90.0	6.7	0.52	7	1.36	20.4	55	1.1	0.01	0.8	0.021
PROMEDIO	5.9	0.54	6.88	1.4	18.4	49.71	0.94	0.02	1.06	0.03

Fuente: Elaboración propia

4.2.10 Promedio de leyes de mineral de línea base

En el gráfico estadístico 17 se observa las leyes de los minerales en promedio de cada mineral producto de las voladuras en las pruebas realizadas.

Figura 17: Promedio de leyes del mineral

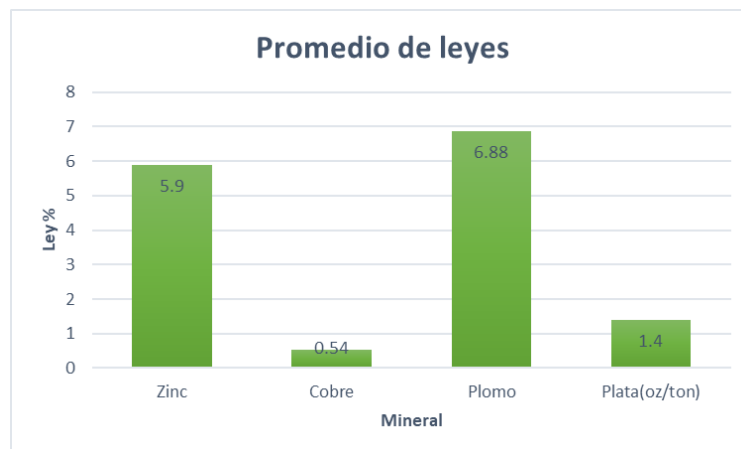


Fuente: Elaboración propia

4.2.11 Promedio de leyes de mineral de segregación

En el gráfico estadístico 18 se observa las leyes de los minerales en promedio de cada mineral segregado, producto de las voladuras realizadas en las pruebas de campo.

Figura 3: Promedio de leyes del mineral segregado

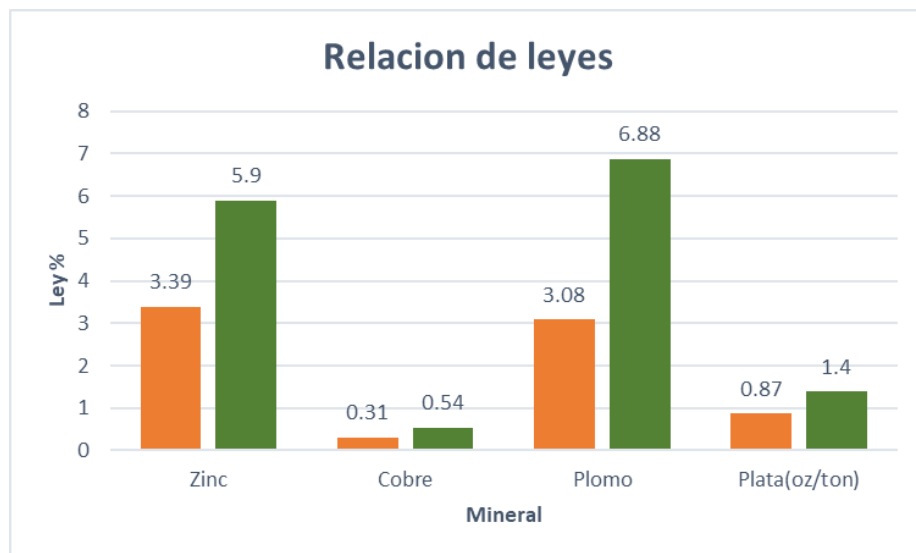


Fuente: Elaboración propia

4.2.11 Relación de leyes del mineral

En la figura 19 se puede observar la relación de las leyes de mineral de la línea base con el diseño de la malla de perforación propuesta. Para el zinc la ley en dilución es de 3.39 %, en relación con el zinc segregado es de 5.9 %; Para el cobre en dilución es de 0.31 % en relación con el cobre segregado es de 0.54 %; Para el plomo en dilución es de 3.08 % en relación con el plomo segregado es de 6.88% y para la plata en dilución es de 0.87 oz. / Tn. en relación con la plata segregada es de 1.4 oz. /Tn.

Figura 19 Relación de leyes del mineral

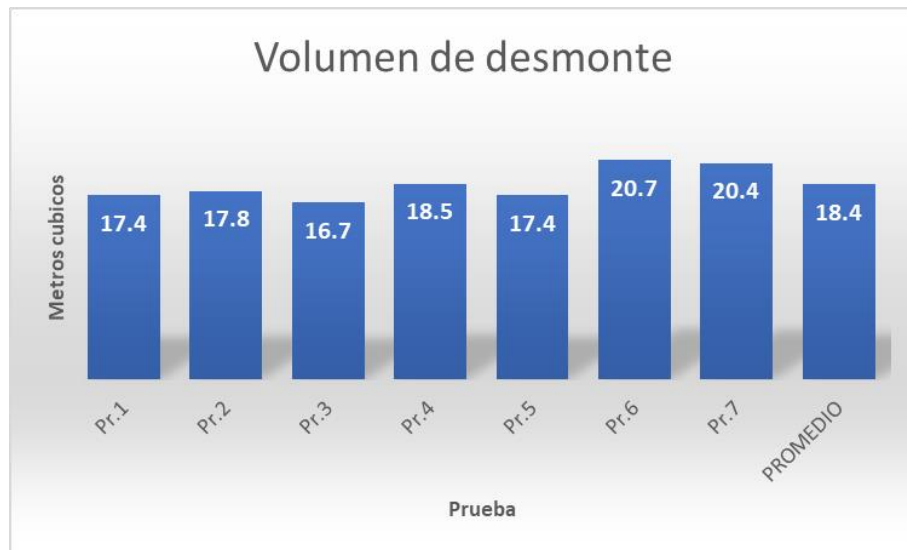


Fuente: Elaboración propia

4.2.12 Volumen del material estéril de la malla propuesta

En la figura 20 se puede observar el volumen de desmante que se obtiene por cada voladura segregada que varía de 16.7 metros cúbicos a 20.7 metros cúbicos de desmante, este material es utilizado para el relleno detrítico de los tajos y como promedio de volumen de desmante tenemos 18.4 metros cúbicos.

Figura 20: Volumen de desmonte



Fuente: Elaboración propia

4.3 Prueba de hipótesis

4.3.1 Prueba de hipótesis general

Planteamos la siguiente hipótesis “La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar”. Tal como se puede observar en la tabla 21 y 24 en los promedios existe una mejora muy significativa en la producción del mineral en cuanto a leyes, por lo que anteriormente realizando la voladura de todo el frente se tenía alta dilución del mineral y para enviar a la planta metalúrgica se tenía que cabecear con la voladura de los taladros largos para mejorar la ley de mineral. como también con la malla propuesta se tiene la producción de desmonte que se utiliza para el relleno detrítico de los tajos, anteriormente la producción de desmonte era cero m³. Por lo que queda demostrado la hipótesis planteada.

4.3.2 Prueba de hipótesis específicas

a) Prueba de la primera hipótesis específica

La primera hipótesis específica plantea: “La optimización de la malla de perforación y voladura permite segregar el mineral y el desmote para mejorar la ley del mineral en la producción de vetas de la U.E.A. Chungar.”. De acuerdo con los resultados de las pruebas realizadas en línea base las leyes de mineral, en la tabla 21 se puede observar que se encuentran con alta dilución y luego del diseño de doble banco y que luego de efectuar las pruebas y análisis correspondiente se demuestra en la tabla 24 que, con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se obtiene leyes de mineral mayores muy significativas en relación con la línea base, se mejora de 87, 345.18 toneladas mensuales a 114, 163.92 toneladas mensuales; por lo que concluimos que se tiene una mejora en cuanto al tonelaje. Para el zinc la ley en dilución es de 3.39 %, en relación con el zinc segregado es de 5.9 %; Para el cobre en dilución es de 0.31 % en relación con el cobre segregado es de 0.54 %; Para el plomo en dilución es de 3.08 % en relación con el plomo segregado es de 6.88% y para la plata en dilución es de 0.87 oz. / Tn. en relación con la plata segregada es de 1.4 oz. /Tn. Por lo que queda demostrado la segunda hipótesis específica.

b) Prueba de la segunda hipótesis específica

La segunda hipótesis específica plantea: “La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar el volumen de desmote para el relleno detrítico de la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar”. De acuerdo con las pruebas realizadas en línea base y luego con las pruebas realizadas con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se concluye el producto de desmote en línea base no se tiene, con el nuevo diseño se obtiene una producción de

desmante con un promedio de 18.4 metros cúbicos, quedando demostrada la hipótesis.

4.4 Discusión de resultados

En relación con el título de la investigación “Optimización de la Malla de Perforación y Voladura para Mejorar la Producción de las Vetas en la U.E.A. Chungar” existen resultados bastante significativos, desde el punto de vista al mejorar las leyes del mineral y la producción de desmante, estos resultados se pueden observar claramente en la tabla 25.

Tabla 25: Relación de Resultados

Ley de mineral	Línea base	Malla propuesta
Zinc	3.39 %	5.90 %
Cobre	0.31 %	0.54 %
Plomo	3.08 %	6.88 %
Plata	0.87 oz. / tn.	1.40 oz. / tn.
Desmante	0.00 m3.	18.40 m3.

Fuente: Elaboración propia

A partir de los resultados obtenidos en la investigación, de la tabla 25 podemos concluir que, con la aplicación del diseño de la malla de perforación y voladura en los frentes de preparación de los tajos, se mejora la ley del zinc de 3.39 % a 5.90 %.

En cuanto al cobre la ley se mejora de 0.31 % a 0.54 %.

La ley del plomo mejora significativamente de 3.08 % a 6.88 %

En la ley de la plata se logra una mejora muy significativa de 0.87 onzas por tonelada a 1.40 onzas por tonelada en promedio por cada voladura.

Con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en cuanto a la ley del zinc se incrementa en un 74% con relación a la malla de perforación anterior, la ley del cobre también se incrementa en un 74 %, la ley del plomo se incrementa en más del 100% y la ley de la plata se incrementa en 60.91 % por cada voladura en promedio.

Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la producción de desmonte se incrementa en un 100%, ya que con la malla de perforación anterior no se tiene nada de desmonte, ya que todo el producto de la voladura se va a la planta metalúrgica; con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura se segrega el mineral con el desmonte logrando una significativa producción de desmonte en la producción de los tajos. Este producto es utilizado en el relleno detrítico de los mismos.

Por lo que se concluye que con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se incrementa las leyes de los minerales menorando muy significativamente la dilución, asimismo se produce desmonte para el relleno detrítico, todo ello significa mayor producción y mejora de costos en el proceso de preparación de los subniveles de los tajos para la explotación de taladros largos.

CONCLUSIONES

- Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura se logra mejorar las leyes del mineral en la preparación de los subniveles de explotación de tajos del método de taladros largos de la minera Chungar.
- Se concluye que las leyes se incrementan muy significativamente, el zinc en un 74%, el cobre en un 74 %, el plomo en más del 100% y la ley de la plata en 60.91 % en promedio.
- Con la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura se obtiene la producción de desmonte en un promedio de 18.40 metros cúbicos por voladura, esto permite incrementar el material estéril para el uso del relleno detrítico de los tajos.
- Se concluye que el desmonte obtenido se va al relleno del tajo y el mineral segregado se transporta directamente a la planta metalúrgica, ya que anteriormente el mineral en dilución se transportaba al producto de la voladura de los taladros largos para cabecear y así mejorar la ley de mineral y luego transportar a la planta metalúrgica. Esto implica mayor tiempo y costo.
- Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura se mejora el factor de carga de 33 kg. / m. a 29 Kg. / m., se concluye que se tiene menor costo en el uso de explosivo.

RECOMENDACIONES

- Para mejorar más aún la ley del mineral con la segregación en la voladura es muy recomendable desplazar la veta al límite de la caja techo y más la malla de perforación y voladura se tiene que considerar el informe del área de geomecánica.
- Se debe tener mayor control en la distribución de la carga explosiva en el área de los taladros de la veta para obtener una mayor segregación del mineral asimismo reducir los costos de voladura.
- Se recomienda realizar capacitaciones sobre este método de diseño de malla de perforación y voladura a todo personal involucrado en el área, a fin de que el personal tenga pleno conocimiento del método tal que brinde mayor productividad i minimizar tiempos y costos.
- Se recomienda que el área de geología después de cada voladura realice el pintado del material fragmentado diferenciando el mineral del desmonte o tener presente un supervisor durante la limpieza.
- Durante la investigación se ha notado que muchas veces el desmonte se deposita en zonas no planeadas causando zonas inseguras, por lo que se recomienda ejecutar cámaras de depósito.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Alvarez Carhuaricra, J. A. (20 de Mayo de 2019). *Tesis Analisis de Estabilidad Geomecanica en Tajeos Veta Sur Nv-320 al 280 Unidad Minera Islay*. Cerro de Pasco, Pasco, Peru: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.
- Ayamamani, C. (16 de abril de 2016). *Tesis Diseño de Perforacion y Voladura y su Incidencia en los Costos Unitarios en el Balcon III de la Compañia Minera Ananeas S.A.* Puno, Peru: Tesis.
- Burge, M. (13 de Mayo de 2015). *Ciencia basica Ciencia Aplicada y Tecnica*. (W. Tapia, Editor) Obtenido de SlideShare : <https://es.slideshare.net/filosofico/ciencia-basica-ciencia-aplicada-y-tnica>
- Cajaleon Ambrosio, M. (15 de Octubre de 2018). *Tesis Analisis Geomecanico del Tunel Integracion Animon - Islay*. Cerro de Pasco, Pasco, Peru: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.
- Chipana, M. (12 de Mayo de 2015). *Tesis Diseño de Perforacion y Voladura para Reduccion de Costos en el Frente de la Galeria Progreso de la Contrata Minera Cavilquis Corporacion MInera Ananeas S.A.* Puno, Peru: Universidad del Altiplano .
- Dias Valdiveiza , A., & Ramirez Carrion, J. (2009). *Compendio de Rocas y Minerales Industriales en el Perú*. Lima: Direccion de Recursos Mineros y Energeticos .
- EACH CHUNGAR, E. (12 de Octubre de 2014). *Cartilla de Perforacion y Voladura*. Lima, Peru.
- Falconi Royes, A. (10 de 05 de 2012). *Tablas Geomecanicas*. Obtenido de Academia: https://www.academia.edu/7733010/TABLAS_GEOMECHANICAS_1
- FAMESA, E. (13 de Agosto de 2019). *Manual de Perforacion y Voladura*. Lima, Peru: Editorial COSAS.

- Ferrer, M., & Gonzales de Vallejo, L. (2007). *Manula de campo para la descripcion y caracterizacion de los macizos rocosos en afloramientos*. España: Instituto Geológico y Minero de España.
- López Jimeno, C. (2005). *Ingenieria de Tuneles*. Madrid, España: Universidad Politecnica de Madrid.
- Lopez Jimeno, C., Lopez Jimeno, E., & Garcia Bermudez, P. (2012). *Manula de Perforacion y Voladura de Rocas*. Madrid: Primera Edicion.
- Rios Valdivia, D., & Ayala Espinoza, J. (2015). *Informe Geologico de Huaron - Alpamarca - Carhuacayan*. Cerro de Pasco: Emp. Minera Chungar.
- Silvestre Gallardo, F. F. (25 de Abril de 2018). *Aplicacion del Metodo de Explotacion por Subniveles en la Unidad Minera Chungar - Compañia Minera Volcan*. Huancayo, Junin, Peru: Universidad Continental.
- Volcan Compañia Minera, V. (2019). *Memoria Anual Volcan 2019*. Lima - Peru: Volcan Compañia Minera S.A.A.

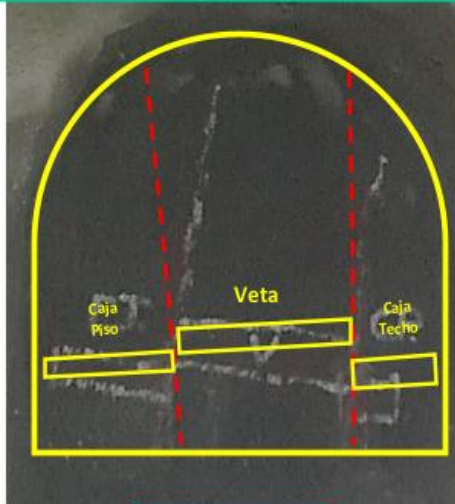
ANEXOS

INFORME DE GEOLOGIA

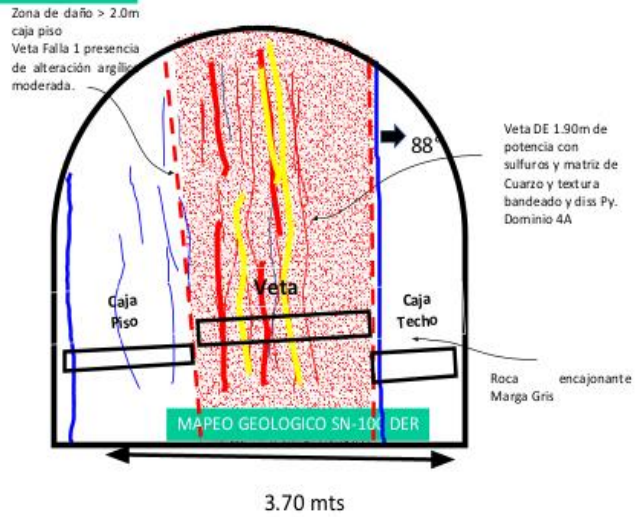
Características de la veta

Geología

1.8 Levantamiento topográfico y dimensiones exactas de la veta



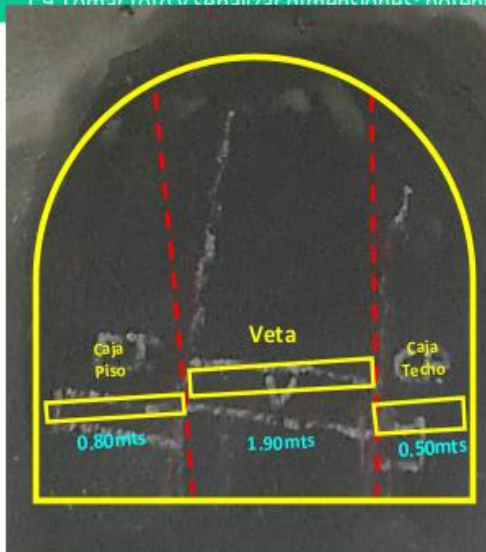
CONTORNEO Y MARCADO DE VETA GABY NV 4275 SN-100 DERECHO



Dimensiones de la veta y cajas en el frente

Geología

1.9 Tomar foto y señalar dimensiones: potencia de veta, buzamiento, área de desmonte,

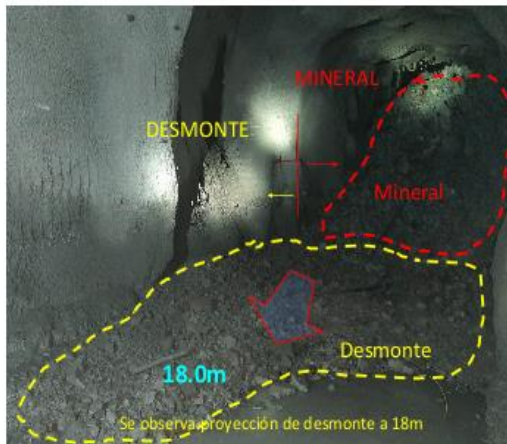


ID	VOL	TN MINERAL	TN DESMONTE
Caja Techo	6.77		69.39
Estructura	25.70	88.74	
Caja Piso	10.82	29.21	

117.95 69.39 ≡ 187.34 TM

Evaluación del mineral y desmonte

1.8 Evaluación de cargas acumuladas en mineral y desmonte



EVALUACION DE CARGAS COMUNES

Evaluación de las cargas comunes

CARGAS COMUNES MINERAL

Cancha	Material	Ruma / Pila	Referencia	Nro Muestra	Cu%	Pb%	Zn%	Agost	Sb%	As%	Mn%	VPT \$	
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	SWITZ DAE NV 270 V	10336202643	0.12	1.54	1.91	0.82			0.62	192.96	
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	SWITZ DAE NV 270 V	10336202644	0.13	1.53	1.91	0.82			0.62	192.18	
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	SWITZ DAE NV 270 V	10336202645	0.13	1.35	1.80	0.81	0.04	0.05	2.16	187.82	
					0.94	0.75	0.41	0.23				0.64	210.27

CARGAS COMUN DESMONTE

Cancha	Material	Ruma / Pila	Referencia	Nro Muestra	Cu%	Pb%	Zn%	Agost	Sb%	As%	Mn%	VPT \$
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	DAE NV 270 P-V2	10336202646	0.03	0.03	0.04	0.13			0.46	1.92
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	DAE NV 270 P-V2	10336202647	0.03	0.03	0.03	0.13			0.25	1.92

El VPT de la carga segregada (veta + caja techo) es \$ 310.27
 El VPT de la carga expulsada Desmonte \$ 1.92

Información del subnivel tajo Gaby Nivel 4300

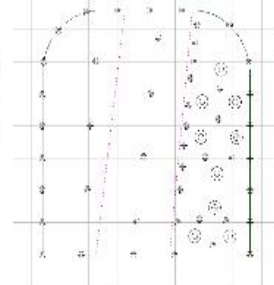
COMUN MINA

Cancha	Material	Ruma / Pila	Referencia	Nro Muestra	Cu%	Pb%	Zn%	Agost	Sb%	As%	Mn%	VPT \$
COMUN MINA	MINERAL	RUMA	CA MINERAL NV 175 V3	10336202643	0.10	1.01	1.87	0.55			0.62	0.00
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	AND-120-NV 270	10336202644	0.13	2.29	1.91	1.18	0.04	0.05	1.79	0.00
COMUN MINA	MINERAL	CAMARA	AND-120 NV 270	10336202645	0.13	1.35	1.80	0.81	0.04	0.05	2.16	0.00
					0.12	1.55	1.86	0.84	0.04	0.05	1.52	0.00



Se inicia la perforación del frente de acuerdo a nuestro diseño de malla de segregación, se realiza un arranque no convencional en la zona a proyectar (caja piso).

La perforación que se realizara por recomendación geomecánica RMR (21-30) es de 10 pies o su equivalente 3.0 m



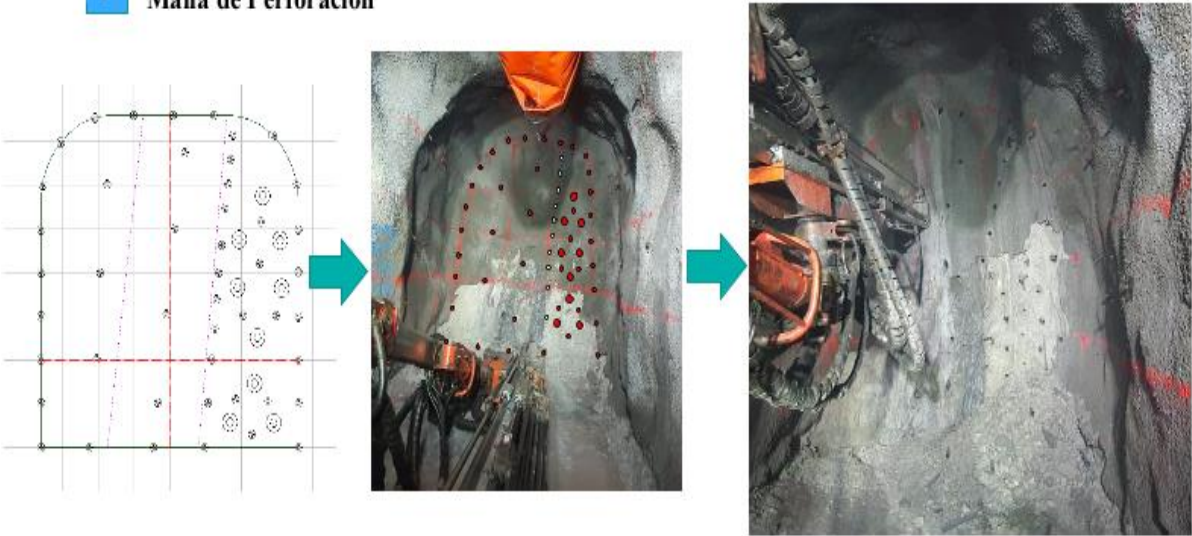
Contorneo del subnivel del tajo Gaby nivel 4300

2 Contorneo



Pintado de la malla de perforación

3 Malla de Perforación



Evaluación de la voladura



Se observa la proyección (lado derecho mineral segregado) de la veta y la caja techo de acuerdo a diseño de voladura

Se observa la proyección de la caja piso zona del arranque que según medida se proyecta 21.6 m



Control del producto de la voladura

- LIMPIEZA POST VOLADURA

DESMONTE : 4 Cucharas

MINERAL : 12 CUCHARAS

TOTAL LIMPIEZA DE FRENTE : 16 cucharas scoop de 6 Yard

- CALCULO APROXIMADO DEL TONELAJE

DESMONTE : $4 \times 8 = 24$ Tn

MINERAL : $12 \times 8.5 = 102$ Tn

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Optimización de la Malla de Perforación y Voladura para Mejorar la Producción de las Vetas en la U.E.A. Chungar”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
<p>General</p> <p>¿Es posible mejorar la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>a) ¿La optimización de la malla de perforación y voladura permitirá segregar el mineral y desmonte para incrementar la ley del mineral en la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar?</p> <p>b) ¿La optimización de la malla de perforación y voladura permitirá mejorar el volumen de desmonte para el relleno en la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar?</p>	<p>General</p> <p>Mejorar la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a) Segregar el mineral y desmonte para incrementar la ley del mineral en la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar</p> <p>b) Mejorar el volumen de desmonte para el relleno de la producción de las vetas con la optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>a) La optimización de la malla de perforación y voladura permite segregar el mineral y el desmonte para mejorar la ley del mineral en la producción de vetas de la U.E.A. Chungar</p> <p>b) La optimización de la malla de perforación y voladura permite mejorar el volumen de desmonte para el relleno detrítico de la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar</p>	<p>Variable independiente</p> <p>X: Optimización de la malla de perforación y voladura en la U.E.A. Chungar</p> <p>Variable Dependiente</p> <p>Y: Mejorar la producción de las vetas en la U.E.A. Chungar</p>	<p>Tipo de Investigación</p> <p>El estudio que considerando los objetivos es un tipo de investigación de carácter experimental-aplicativo, esta investigación se zonifica en el nivel descriptivo, correlacional y explicativo.</p> <p>Métodos de Investigación</p> <p>El estudio se encuentra dentro del método de investigación lógico donde se procesa el análisis, la deducción y la síntesis, como también de la información que se maneja se obtiene resultados mediante la observación que influyen al objeto del estudio.</p>	<p>Población</p> <p>La población del estudio está conformada por las vetas que se encuentran en explotación del nivel 390 que está integrada por seis vetas y ellas son; la veta María Rosa, Veta Lorena, Veta Carmen, Veta Karina, y veta ramal 85 de la U.E.A. Chungar</p> <p>Muestra</p> <p>La optimización de la malla de perforación y voladura se realizó en la veta Carmen por ser la veta más representativa del nivel 390 de la U.E.A. Chungar.</p>