

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“REDUCCIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA CON NUEVO DISEÑO DE LA MALLA EN EL
FRENTE CRUCERO 340 NW DE LA EMPRESA MINERA
YANSUR S.A.C. - RINCONADA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HERNÁN TORIBIO QUISPE CÁCERES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN 2010-II

PUNO - PERÚ

2018



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“REDUCCIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON NUEVO
DISEÑO DE LA MALLA EN EL FRENTE CRUCERO 340 NW DE LA EMPRESA
MINERA YANSUR S.A.C. - RINCONADA”**

PRESENTADA POR:

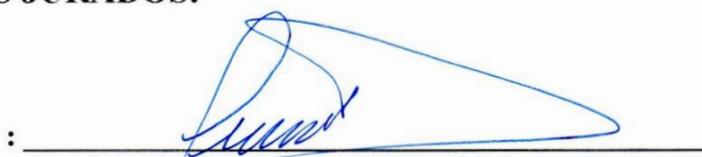
Bach. HERNÁN TORIBIO QUISPE CÁCERES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

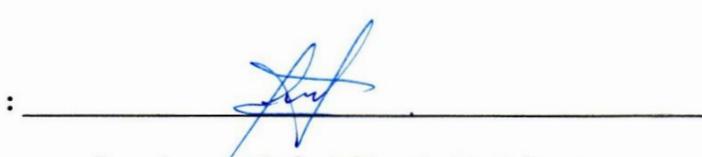
FECHA DE SUSTENTACIÓN: 26-10-2017

APROBADA POR LOS JURADOS:

PRESIDENTE : 
Dr. Jorge Gabriel Durant Broden

PRIMER MIEMBRO : 
Ing. David Velásquez Medina

SEGUNDO MIEMBRO : 
Ing. Amilcar Giovanni Teran Dianderas

DIRECTOR/ASESOR : 
Ing. Arturo Rafael Chayña Rodríguez

AREA : Ingeniería de Minas
TEMA : Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

DEDICATORIA

El presente trabajo de investigación es dedicado primordialmente a Dios.

A mis padres Lucas y Alicia, quienes con su esfuerzo y dedicación lograron verme un profesional.

A mis hermanos por su gran apoyo incondicional en cada etapa de mi vida.

Con amor y cariño a: mi esposa Amalia y a mis hijos: Miguel Ángel y Gelyn Analía quienes me motivaron para lograr mi objetivo de ser un Ingeniero de Minas.

AGRADECIMIENTO

Agradecer a mi alma mater “Universidad Nacional del Altiplano – Puno”. Por haber compartido las vivencias con mis compañeros durante los 5 años de estudio. Y a los Ingenieros y Docentes por haberme transmitido sus conocimientos teóricos, prácticos y orientación vocacional para lograr los objetivos en mi vida profesional.

Mi agradecimiento a mis hermanos, amigos y familia, quienes contribuyeron en mi formación ya sea directa o indirectamente para hacer realidad mi formación profesional.

Agradezco a la Empresa Minera Yansur S.A.C. por darme la oportunidad de realizar el presente trabajo de investigación. Para realizar las pruebas de perforación y voladura sin ninguna restricción en su labor de trabajo y agradecer a los trabajadores de la empresa por compartir sus experiencias en el trabajo.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xi
RESUMEN	12
ABSTRACT.....	13

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema.....	14
1.2. Formulación del problema	15
1.2.1. Problema general	15
1.2.2. Problemas específicos.....	15
1.3. Objetivos de la investigación	15
1.3.1. Objetivo general	15
1.3.2. Objetivos específicos	15
1.4. Justificación de la investigación.....	16
1.5. Limitaciones de estudio	16
1.6. Viabilidad del estudio	16
1.7. Caracterización del área de estudio	17
1.7.1. Ubicación del proyecto	17
1.7.2. Accesibilidad.....	17
1.7.3. Fisiografía y recursos naturales	18
1.7.4. Clima.....	18
1.7.5. Flora y fauna.....	18
1.8. Aspectos geológicos	19
1.8.1. Geología regional	19
1.8.1.1. Formación Sandia	19
1.8.1.2. Formación Ananea.....	20
1.8.1.3. Formación Arco Aja	21
1.8.2. Geología local.....	22

1.8.3.	Geología económica	23
1.8.3.1.	Afloramiento	23
1.8.3.2.	Mineralogía	24
1.8.4.	Controles de mineralización.....	26

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	Antecedentes de la investigación.....	28
2.2.	Caracterización del macizo rocoso	29
2.3.	Perforación rotopercutiva.....	31
2.3.1.	Fundamentos de la perforación rotopercutiva	31
2.3.2.	Perforación con martillo en cabeza	32
2.3.3.	Accesorios de perforación rotopercutiva	33
2.3.3.1.	Varillajes	34
2.3.3.2.	Brocas	35
2.3.4.	Condiciones de perforación.....	36
2.3.5.	Errores y defectos en la perforación	37
2.4.	Voladura de túneles y galerías.....	40
2.4.1.	Sistema de avance.....	40
2.4.2.	Esquemas de voladura en túneles	40
2.4.3.	Distribución y denominación de los taladros	41
2.4.4.	Tipos de cortes en paralelo.....	42
2.5.	Acoplamiento y confinamiento	44
2.5.1.	Grado de acoplamiento	44
2.5.2.	Confinamiento	44
2.6.	Criterios para determinar la cantidad de explosivos.....	44
2.7.	Explosivos y accesorios	45
2.7.1.	Propiedades y características de los explosivos	45
2.7.1.1.	Tipos de reacción en función de la cinética química	45
2.7.1.2.	Mecanismo de la detonación	46
2.7.1.3.	Propiedades de los explosivos	48
2.7.2.	Explosivo semexsa	51
2.7.3.	Accesorios	53
2.7.3.1.	Fulminante # 8.....	53
2.7.3.2.	Mecha de seguridad	54

2.8.	Cálculo del diseño de malla de perforación	55
2.8.1.	Número de taladros.....	58
2.9.	Características volumétricas de las rocas.....	59
2.10.	Método de explotación.....	61
2.10.1.	Cámaras y pilares con circado	61
2.10.2.	Frentes de tajeo.....	61
2.10.3.	Circado de mineral y quiebra del mineral.....	62
2.11.	Instalaciones de servicios auxiliares en el frente.....	62
2.12.	Costos de perforación y voladura	63
2.12.1.	Estimación de los costos de operación	63
2.12.1.1.	Costos directos	63
2.12.1.2	Costos indirectos	64
2.12.1.3.	Costos generales	65
2.12.2.	Rendimientos de costos de perforación convencional.....	66
2.12.2.1.	Cálculo de costo de perforación	66
2.13.	Marco conceptual	70
2.14.	Formulación de hipótesis	72
2.14.1.	Hipótesis general	72
2.14.2.	Hipótesis específicos.....	72

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.....	73
3.2.	Diseño metodológico	74
3.3.	Población y muestra.....	74
3.3.1.	Población.....	74
3.3.2.	Muestra	75
3.4.	Variables e indicadores	75
3.4.1.	Variable independiente	75
3.4.2.	Variable dependiente	75
3.5.	Técnicas de recolección de datos	76
3.5.1.	Instrumentos de recolección de datos	76

CAPÍTULO IV**RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1.	Reducción de costos de perforación y voladura	77
4.1.1.	Perforación y voladura no optimizada en el frente del Crucero 340 NW	77
4.1.1.1.	Control de tiempos de perforación anterior	80
4.1.1.2.	Voladura anterior en el frente del Crucero 340 NW	81
4.1.1.3.	Costo de perforación y voladura anterior.....	84
4.1.2.	Diseño de la nueva malla de perforación	88
4.1.2.1.	Control de tiempo de perforación optimizado.....	90
4.1.2.2.	Voladura optimizada en el frente del Crucero 340 NW	90
4.1.2.3.	Costo de perforación y voladura optimizada	94
4.2.	Resultados de mallas de perforación	98
4.2.1.	Malla de perforación anterior	98
4.2.2.	Malla de perforación optimizada.....	99
4.3.	Resultados comparativos de voladura.....	100
4.3.1.	Carga explosiva anterior	100
4.3.2.	Carga explosiva seleccionado	100
4.4.	Resultados comparativos de costos de perforación y voladura.....	101
4.4.1.	Costos de perforación y voladura anterior	101
4.4.2.	Costos de perforación y voladura optimizada	101
4.5.	Discusión de resultados de perforación y voladura	103
4.6.	Comparación de resultados con antecedentes de investigación	105
	CONCLUSIONES	106
	RECOMENDACIONES	107
	BIBLIOGRAFÍA.....	108
	ANEXOS	111

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. 1 Corte geológico del yacimiento Ana María.	22
Figura 2. 1 Acciones básicas en la perforación rotopercutiva	32
Figura 2. 2 Partes de una perforadora neumático.....	33
Figura 2. 3 Tipos de varillas	34
Figura 2. 4 Perforación de voladura de rocas	35
Figura 2. 5 Hueco de alivio	38
Figura 2. 6 Desviación en el paralelismo	38
Figura 2. 7 Espaciamiento irregular entre taladros	38
Figura 2. 8 Irregular longitud entre taladros	39
Figura 2. 9 Intersección de taladros	39
Figura 2. 10 Sobrecarga excesiva densidad de carga.....	39
Figura 2. 11 Zonas de una voladura en túnel.....	41
Figura 2. 12 Distribución de los taladros.....	42
Figura 2. 13 Formas de corte quemado	43
Figura 2. 14 Forma de un corte cilíndrico	43
Figura 2. 15 Acoplamiento y confinamiento	44
Figura 2. 16 Confinamiento de las dinamitas	45
Figura 2. 17 Tipo de reacción en función de la cinética química	46
Figura 2. 18 Zonas del proceso de detonación.....	47
Figura 2. 19 Medición de velocidad método D´Autriche.....	48
Figura 4. 1 Malla de perforación anterior en el frente del Crucero 340 NW	79
Figura 4. 2 Diseño de la nueva malla de perforación optimizado.....	89
Figura 4. 3 Resultados comparativos de costos	102
Figura 4. 4 Resultados comparativos de voladura	103
Figura 4. 5 Resultados comparativos de perforación	104

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. 1 Ruta de acceso a la unidad minera.....	17
Tabla 1. 2 Temperaturas medias anuales.....	18
Tabla 2. 1 Las gamas de diámetro más comunes	31
Tabla 2. 2 Características técnicas del explosivo semexsa.....	51
Tabla 2. 3 Características del explosivo semexsa 65%	52
Tabla 2. 4 Características técnicas de fulminante	53
Tabla 2. 5 Especificaciones técnicas de mecha de seguridad	54
Tabla 2. 6 Resumen de ecuaciones de cálculo de la malla	58
Tabla 2. 7 Tipo de roca.....	59
Tabla 2. 8 Datos y rendimiento de equipos de perforación rotopercutiva.....	67
Tabla 2. 9 Factor de reparación.....	69
Tabla 3. 1 Operacionalización de variables	75
Tabla 4. 1 Control de tiempos de perforación anterior.....	80
Tabla 4. 2 Resultados obtenidos en la perforación anterior.....	80
Tabla 4. 3 Consumo de explosivo semexsa 65% en voladura anterior	81
Tabla 4. 4 Resumen del consumo del explosivo y accesorios por disparo.....	81
Tabla 4. 5 Resumen de resultados en la voladura anterior	83
Tabla 4. 6 Costo de personal.....	84
Tabla 4. 7 Costo de máquina de perforación y compresora de aire	84
Tabla 4. 8 Costo de aceros de perforación.....	85
Tabla 4. 9 Costo de mangueras y accesorios de perforación	85
Tabla 4. 10 Insumos de voladura	86
Tabla 4. 11 Herramientas y otros materiales	86
Tabla 4. 12 Equipos de perforación personal	87
Tabla 4. 13 Resumen de costo por disparo anterior	87
Tabla 4. 14 Tipo de roca.....	88
Tabla 4. 15 Distribución de taladros en la optimización	89
Tabla 4. 16 Control de tiempos de perforación optimizado	90
Tabla 4. 17 Resultados obtenidos en la perforación optimizada	90
Tabla 4. 18 Consumo de explosivo en la voladura optimizado	91
Tabla 4. 19 Resumen de consumo del explosivo y accesorios de disparo optimizado ..	91
Tabla 4. 20 Resumen de resultados en la voladura optimizado	93

Tabla 4. 21 Costo de personal.....	94
Tabla 4. 22 Costo de perforación	94
Tabla 4. 23 Costo de mangueras y accesorios	95
Tabla 4. 24 Costo de aceros de perforación.....	95
Tabla 4. 25 Costos de insumos de voladura	96
Tabla 4. 26 Costos de herramientas y otros materiales	96
Tabla 4. 27 Costo de equipo de protección personal.....	97
Tabla 4. 28 Costo por disparo optimizado.....	97
Tabla 4. 29 Distribución de taladros anterior	99
Tabla 4. 30 Distribución de taladros optimizados.....	99
Tabla 4. 31 Datos de la carga explosiva anterior	100
Tabla 4. 32 Datos de la carga explosiva optimizada	101
Tabla 4. 33 Resumen de costos de perforación y voladura	102
Tabla 4. 34 Resumen de resultados comparativos de perforación y voladura.....	103

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Bz	: Buzamiento
C _M	: Costo de mantenimiento
°C	: Grados celsius
cm	: Centímetro
cc	: Centímetro cubico
E.P.P	: Equipo de protección personal
FR	: Factor de reparación
kg/m ³	: Kilogramos por metro cubico
HP	: Horsepower
INGEMMET	: Instituto geológico, minero y metalúrgico
IPERC	: Identificación de peligros, evaluación y control de riesgos
mm	: Milímetros
Mpa	: Megapascal
mg	: Miligramos
m ²	: Metro cuadrado
m/h	: Metros por hora
NW	: Nor-Oeste
N° Tal	: Número de taladro
RQD	: Rock quality designation
TM/disparo	: Tonelada métrica por disparo
US\$/ml	: Dólares por metro lineal
VOD	: Velocidad de detonación

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Reducción de Costos de Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de la Malla en el Frente Crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada”, en el frente Crucero se tenía deficiencias en perforación y voladura obteniéndose mayor tiempo de perforación, una longitud de carga inadecuada y mayor consumo de explosivos, generando un costo elevado de voladura en el frente Crucero. Para ello nos obliga a calcular un nuevo diseño de malla de perforación, para reducir los costos de perforación y voladura. El objetivo principal es aplicar el nuevo diseño de mallas de perforación, determinar la distribución de los taladros y mejorar el avance lineal para reducir los costos de perforación y voladura de rocas en el frente del Crucero 340 NW del nivel 4,965.00 m.s.n.m. de la Empresa Minera Yansur S.A.C. Para realizar el presente trabajo de investigación se ha considerado las bases teóricas y prácticas siguiendo una metodología de la investigación para su ejecución. En su etapa inicial se ha analizado los costos de perforación y voladura. El trabajo de investigación se divide en cuatro capítulos, en el Capítulo II, se desarrolla el marco teórico y definiciones conceptuales apoyándose para determinar los objetivos trazados durante la ejecución del proyecto, en el Capítulo III, se describe la metodología de la investigación y la operacionalización de variables, en el Capítulo IV, se determina la distribución adecuada de los 41 taladros, obteniéndose 13.44 kg/ml con un factor de potencia 0.42 kg-explosivo/TM; que anteriormente se tenía 0.52 kg-explosivo/TM y obteniéndose un costo total de perforación y voladura de 464.82 US\$/ml, anteriormente se tenía 491.80 US\$/ml, con una diferencia de 26.98 US\$/ml, en la Empresa Minera Yansur S.A.C.

Palabras Claves: malla de perforación, burden, espaciamiento, carguío de taladros, explosivos, reducción de costos.

ABSTRACT

The present research work titled "Drilling and Blasting Costs Reduction with New Design of the Drill Pattern in the crosscut 340 NW of the Mining Company Yansur S.A.C.- Rinconada ", in the crosscut had deficiencies in drilling and blasting obtaining a longer drilling time, an inadequate charge length and higher explosives consumption, generating high blasting cost in the crosscut. This requires us to calculate a new drill pattern design in order to reduce drilling and blasting costs. The main objective is to apply new drills pattern design, determine holes distribution and improve linear advance to reduce the costs drilling and blasting costs of rocks on the crosscut 340 NW on level 4,965.00 meters above sea level of Yansur Mining Company S.A.C. In order to carry out present research work has been considered theoretical and practical bases following a research methodology for its execution. In its initial stage has been analyzed drilling and blasting costs. Research work is divided into four chapters, in Chapter II, it develops theoretical framework and conceptual definitions supporting to determine planted objectives during project execution, in Chapter III, describe investigation methodology and operationalization of variables, in Chapter IV, determine appropriate distribution of 41 drills, obtaining 13.44 kg /ml with a power factor 0.42 kg-explosive /MT, that previously had 0.52 kg-explosive/MT and obtaining total drilling and blasting costs of 464.82 US\$/ml, previously had 491.80 US\$/ml, with a difference of 26.98 US\$/ml, in the Yansur Mining Company S.A.C.

Keywords: Drill pattern, burden, spacing, boreholes loading, explosives, costs reduction.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema

En la actualidad se viene desarrollando el frente Crucero 340NW, con una sección de 3.50 x 2.50 m, en la concesión de Ana María IV. Para extraer el oro que está depositado en mantos de cuarzo con buzamiento de 30°, con cajas predominantes de roca pizarra. Los frentes de exploración, preparación, producción y explotación, se realiza de manera convencional, debido a la potencia de los mantos menores a 15 cm, aplicando el método de explotación de cámaras y pilares.

Durante la ejecución del Crucero, se presentan problemas por el diseño inadecuado de mallas de perforación y como consecuencia se presentan: tiros sopladados, deficiente avance lineal de “1.35 m/disparo” de 5 pies de barreo, sobre rotura del contorno del Crucero, mayor tiempo de perforación en 46 taladros el cual es de 3h 04min 43s, desgaste anticipado de aceros de perforación “barrenos y brocas”, mayor consumo de explosivo por disparo es de 1,35 kg/m³, para explotar 30.71 TM de material, todo esto implica a un incremento del costo final que bordea entre el 15% a 20% de lo presupuestado, perjudicando a la larga la utilidad de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

La reducción de costos en tiempos de operación en la perforación y voladura en Crucero, según las características del macizo rocoso que se encuentra en el campo será el punto de partida para llevar un nuevo diseño de la malla; toda la malla de perforación está en función de cálculos matemáticos y la determinación adecuada de la sustancia explosiva a utilizarse en la voladura del crucero.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo debe ser el nuevo diseño de malla de perforación, para obtener una longitud de carga adecuada y reducir los costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C.?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál será la distribución adecuada de los taladros, para obtener la reducción del costo de perforación y voladura en el frente del Crucero 340 NW?
- ¿Cómo aplicaremos el nuevo diseño de perforación y voladura, para mejorar el avance lineal del Crucero 340 NW, donde permitirá disminuir las estadísticas de voladura deficientes?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Aplicar el nuevo diseño de malla de perforación, para obtener una longitud de carga adecuada y reducir los costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la distribución integral de los taladros, para obtener la reducción del costo de perforación y voladura en el frente del Crucero 340 NW.
- Seleccionar el nuevo diseño de perforación y voladura, para mejorar el avance lineal del Crucero 340 NW, donde permitirá disminuir las estadísticas de voladura deficientes.

1.4. Justificación de la investigación

La minería es una actividad que requiere de gran inversión inicial, aplicando un adecuado diseño de malla de perforación nos optimizará los costos de voladura y nos brindará una mejora en su desarrollo del Crucero 340 NW. El objetivo planteado es aplicar con un nuevo modelo matemático cuyo resultado será la distribución adecuada de los taladros de perforación y ajustada a las características físico-mecánica del macizo rocoso, consiguiendo óptimos tiempos de perforación, número adecuado de barrenos y cantidad exacta de las dinamitas Semexsa 65, para obtener un avance lineal óptimo del proyecto Crucero 340 NW, en el tiempo planeado, con esto se minimizarán costos de operación.

Donde es necesario realizar un cálculo de numero de taladros en el frente crucero, para evitar los problemas que se presenta al momento de realizar la voladura, por lo cual justifica económicamente el desarrollo del frente Crucero 340 NW, con la finalidad de aplicar un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, obteniendo un mayor beneficio económico en las actividades de explotación dentro de la empresa minera Yansur S.A.C. – Rinconada.

1.5. Limitaciones de estudio

En la Contrata Minera Yansur carece de datos geomecánicas de sus labores, en donde no se puede obtener las clasificaciones y las características del macizo rocoso, por lo tanto el nuevo diseño de malla de perforación, se calculara con teorías de exsa y otros, teniendo en cuenta los datos reales de los frentes de avance de la contrata minera.

En donde la propiedad de RQD y las propiedades del Robert Holmerg ayudarán a evaluar y obtener. Los resultados de la voladura en el frente crucero 340 NW.

1.6. Viabilidad del estudio

El presente proyecto de investigación es viable, porque busca reducir los costos de perforación y voladura aplicando un nuevo diseño de malla en la Contrata Minera Yansur S.A.C. Donde las características del macizo rocoso es determinante en el frente

Crucero 340 NW, para realizar un cálculo más aproximado a la realidad con el modelo matemático de Holmberg, para finalmente ejecutarlo y optimizar el proceso de minado del Crucero 340 NW. Y luego calcular con los datos exactos para programar los trabajos de operación mina.

1.7. Caracterización del área de estudio

1.7.1. Ubicación del proyecto

La Empresa Minera Yansur S.A.C. de la Cooperativa Minera Lunar de Oro de la Corporación Minera Ananea S.A., se encuentra ubicada en el flanco Occidental de la Cordillera Oriental de los Andes. Dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Región Puno, República del Perú. Ver en Anexo 1.

1.7.2. Accesibilidad

Desde la capital de la República - Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la capital de la Región Puno. Siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 1. 1 Ruta de acceso a la unidad minera

Origen	Destino	Distancia	Tipo de carretera	Tiempo de viaje
Puno	Juliaca	45	asfaltada	50 Minutos
Juliaca	Huatasani	71.6	asfaltada	48 Minutos
Huatasani	Putina	20.2	asfaltada	17 Minutos
Putina	Quilcapuncu	15.2	asfaltada	15 Minutos
Quilcapuncu	Pampilla	39.1	asfaltada	40 Minutos
Pampilla	Ananea	10.9	Trocha	07 Minutos
Ananea	Rinconada	7	Trocha	33 Minutos
Distancia Total Puno-Mina Rinconada= 209 Kilómetros				
Tiempo aproximado de viaje = 3 Horas 30 Minutos				

Fuente: Elaboración propia

El tiempo de viaje dura 3 horas y 40 Minutos en promedio, de acuerdo a las condiciones de la ruta, del vehículo y del clima.

1.7.3. Fisiografía y recursos naturales

La mina presenta un relieve accidentado, con predominancia de estructuras de pizarra de los cerros San Francisco, Lunar y de los nevados Ananea; sobre el relieve de pizarra hay depósitos menores cuaternarios de grava y morrenas producto del deshielo glacial, también por toda la zona son predominantes la acumulación de desmontes y cantos de pizarra producto de la erosión natural y gran cantidad de desmontes producto de la intensa actividad minera de más de 450 labores artesanales y convencional trabajadas desde años atrás y del presente. (Cenzano, 2010)

1.7.4. Clima

El clima es muy frío y seco propio de la región Janca o Cordillera, caracterizado por tres temporadas definidas las cuales son: temporada de heladas de Mayo a Julio, temporada de vientos de Agosto a Octubre y temporada de nevadas de Noviembre hasta Abril; la temperatura media anual es de 8°C, registrando máximas de 20°C y mínimas de -27°C. (Cenzano, 2010)

Tabla 1. 2 Temperaturas medias anuales

Cuadro de Temperaturas						
Temperatura	Temporada de heladas		Temporada de vientos		Temporada de nevadas	
	Mayo	Julio	Agosto	Octubre	Noviembre	Abril
Promedio	7°C			8°C		10°C
Máxima	20°C			18°C		17°C
Mínima	-27°C			-16°C		-12°C

Fuente: Estación meteorológica de Ananea.

1.7.5. Flora y fauna

La mina presenta flora escasa, en las faldas de los cerros crece el Ichu, y algunos musgos y líquenes, en la zona de desarrollo de la presente tesis prácticamente no hay

flora alguna; en fauna llegan a la zona algunas aves estacionales como las gaviotas, ratones, y gorrión andino, pero en poblaciones ínfimas. (Cenzano, 2010)

1.8. Aspectos geológicos

1.8.1. Geología regional

Dentro de la concesión Ana María, se encuentran los siguientes grupos geológicos:

- Formación Sandía.
- Formación Ananea.
- Formación Arco Aja.

La zona de San Ignacio, se encuentra las operaciones de la Empresa Minera Yansur S.A.C., pertenece a la edad geológica de la formación Sandía. Ver Anexo 2.

La ubicación geológica del yacimiento aurífero Ana María, se presenta de la siguiente manera:

Era	: Paleozoica, Inferior.
Sistema	: Ordoviciano Superior.
Serie	: Caradociano.
Unidad Litoestratigráfica	: Formación Sandía. (Chávez <i>et al.</i> 1996)

1.8.1.1. Formación Sandía

La formación Sandía está definida como una secuencia detrítica de cuarcitas con pizarras negras en capas gruesas a medianas, con un espesor aproximado de 1500 metros.

La formación Sandía presenta un conjunto de sílices finas y pizarras negras, con una foliación paralela predominante, las estructuras sedimentarias internas son variadas formando dunas de varios kilómetros de longitud de onda, presentando laminaciones

paralelas y con niveles de reactivación arcillosa dentro de las juntas y fallas del tectonismo.

Esta formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura, por tratarse de una sedimentación impuesta por Sílices y Lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a “Flaser Bedding”, “Lenticular Bedding”, “Wave Bedding” y otras, que posteriormente fue afectada por el proceso herciniano hace 400 - 450 millones de años.

Esta unidad geológica aflora ampliamente desde la zona sub-central hacia el norte de todo el yacimiento, formando los cerros y nevados de Ananea, con una continuación hacia las zonas posteriores de: Cuyo Cuyo, Rosas Pata, Ñacaria, Vilacota, Sorapata, Huancasayane y Untuca, las cuales también presentan mantos auríferos.

No se observa el contacto estratigráfico con la unidad infrayacente, mientras que el contacto con la formación Ananea es anormal a través de un sobre escurrimiento o fallamiento inverso que muestra a la formación Sandía cabalgando sobre la formación Ananea. (Chávez *et al.* 1996)

1.8.1.2. Formación Ananea

De edad silúrica, la formación Ananea constituye el basamento de la región y la roca base de los yacimientos auríferos actuales de la Rinconada y de la planta de beneficio. La formación aflora en franja de la Cordillera Oriental que se extiende de la frontera con Bolivia hasta aproximadamente 110 km al noreste. La secuencia sedimentaria está conformada por un paquete de pizarras con intercalaciones de cuarcitas en algunos niveles de carácter rítmico. El espesor de la formación es de aproximadamente de 2500 metros en el sector de Ananea y los afloramientos van desde los 4600 m.s.n.m. hasta la línea de cumbres. (Chávez *et al.* 1996)

Metalogenética y económicamente la característica más importante de la formación Ananea, es presencia de filones de cuarzo aurífero con sulfuros, los cuales son en gran mayoría concordantes y se encuentran interestratificadas con la pizarra.

En el nevado Ananea, existen ya exploradas de 40 a 50 filones, entre los 4500-6000 m.s.n.m., son yacimientos de origen mesotermal debido a inyecciones magmáticas. Las pizarras de Ananea se caracterizan por ser rocas negras con una estratificación fina y esquistosidad paralela a la estratificación. En microscopio se observa además una esquistosidad secundaria coincidente con los planos axiales de un micro plegamiento la mineralogía de rocas está constituida de cuarzo de 40%, biotitas, moscovitas 20%, cloritas 10% como esenciales; como accesorios están presentes plagioclasas, arsenopirita, pirita, turmalina y circón.

Para su génesis la pizarra corresponde a las fases de esquistos verdes, producto de un metamorfismo regional de meta sedimentos de grano fino.

Las cuarcitas se caracterizan por ser rocas de color gris oscuro, de grano muy fino y constituido en su totalidad por cuarzo. La erosión glacial de la formación Ananea ocasiono la formación de la mayor parte de los sedimentos existentes en todo el flanco norte del valle de Carabaya. (Chávez *et al.* 1996)

1.8.1.3. Formación Arco Aja

Es la unidad que se encuentra restringida a la depresión de Carabaya, alcanzando un grosor aproximado de 120 m, constituida por horizontes de arcillas, gravas, y conglomerados con niveles lenticulares de areniscas, la composición de los rodados es predominantemente cuarcitas, pizarras y algunos intrusivos de la edad del Mioceno; en esta unidad se incluyen acumulaciones de sedimentos detríticos de origen aluvial, coluvial, eólico y glacial. (Chávez *et al.* 1996)

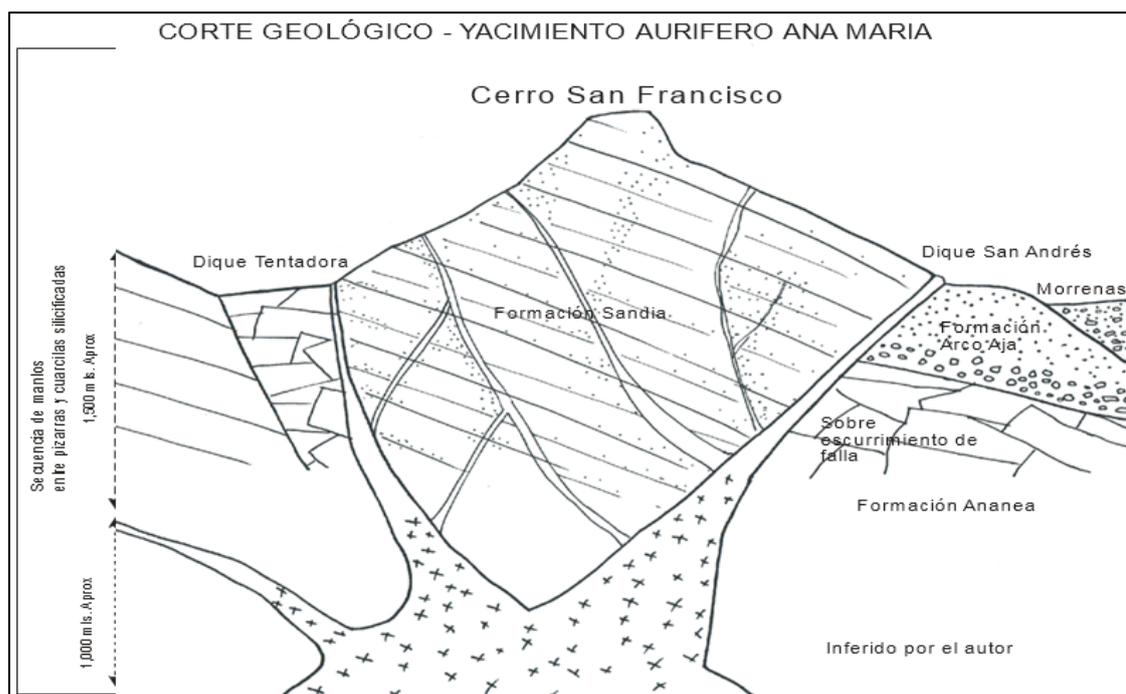


Figura 1. 1 Corte geológico del yacimiento Ana María.

Fuente: INGEMMET

1.8.2. Geología local

Las operaciones mineras de la Empresa Minera Yansur S.A.C., están emplazadas en estructuras de vetas de cuarzo mineralizadas en forma de mantos, los mantos son de cuarzo ahumado grisáceo con presencia de pirita, arsenopirita, pirrotita, galena, sulfuros y fundamentalmente oro en diferentes tamaños (microscópicos y en forma de “charpas”). Estos mantos están encajados en pizarras intercaladas con cuarcitas silisificadas, la potencia promedio de los mantos es de 4 centímetros.

Los mantos son de origen hidrotermal, habiendo sido guía las cuarcitas durante el ascenso de los flujos mineralizantes, siendo por lo tanto contemporáneos con las sedimentaciones del paleozoico inferior, los cuales han sido afectados por la orogenia.

Localmente las estructuras geológicas en la zona de trabajo se ven influenciadas por el Dique Tentadora, en adelante simplemente “el dique”, el cual tiene una influencia de sub-fallamiento de hasta 200 metros en su caja techo y piso.

El Dique es una falla inversa con relleno, pero todos los mineros de la zona lo conocen con este nombre y atribuyen la mineralización y formación de placeres y clavos auríferos a su cercanía e influencia en los mantos que están contiguos al mismo.

El Dique tiene un rumbo promedio de 125° , un buzamiento promedio de 35° , y su potencia es variable desde la cota 5300 hasta 5100, mantiene una potencia de 1,5 metros, en la cota 5000 tiene 25 centímetros y en profundidad llega a 2 centímetros de potencia (cota 4950), y en algunas zonas la estructura se muerde, quedando entre sus rocas encajonantes solo un lado de calcita, el material de relleno del “dique”, es cuarzo blanco lechoso, con sus rocas encajonantes muy falladas y afectadas por el sobre-escurrimiento de agua, por lo que “el dique” en su conjunto es una estructura oxidada, y deleznable, incluso el cuarzo lechoso en algunas zonas se torna de color anaranjado.

El dique es responsable de un intenso fallamiento a sus cajas contiguas manifestado por pequeñas fallas y juntas agrupadas en tres familias, las de $Rb 70^\circ$, $Rb 190^\circ$ y $Rb 140^\circ$. La primera familia es la más importante y sirve de control mineralógico ya que interseca la estructura del dique, y se asocia a la aglomeración de altas leyes de mineral. (Chávez *et al.* 1996)

1.8.3. Geología económica

1.8.3.1. Afloramiento

En la sección San Francisco principalmente en Ana María I, Ana María IV y en la sección Ana María III. Afloran diferentes mantos de cuarzo aurífero con espesores que varían de 0.01 m hasta 0.04 m., inter estratificados entre los paquetes de pizarras de la formación Ananea.

El rumbo general de los mantos es EW y el buzamiento varia de 10° a 20° al SW los mantos reconocidos están separados unos de otros desde los 2 m. hasta los 70 m. El aspecto de los mantos es sensiblemente lenticular; la roca encajonante esta débilmente alterada, generalmente una coloración de las pizarras, a veces la pizarra esta finamente piritizada.

En la sección de San Francisco ocurren hasta 23 mantos reconocidos, mientras que en la sección de lunar de oro se observan 5 mantos. (Chávez *et al.* 1996)

1.8.3.2. Mineralogía

La ocurrencia en partículas libres de 3 micras a más y como inclusiones principalmente dentro del cuarzo. También ocurren esporádicas inclusiones de oro en la arsenopirita con dimensiones de 1 a 20 micras. Los sulfuros blendas y galenas ocurren en granos muy finos y erráticamente asociados a chalcopirita, arsenopirita y pirita, la molibdenita ocurre en granos libres, la pirita, primero ocurre en finas dimensiones en el cuarzo, la marcasita es supergénica resultante de la descomposición de la pirrotita muestra textura fina, la arsenopirita también se presenta en dimensiones y venillas llevando algo de oro asociado; la tetraedrita es mineral portador de los valores de plata; otros elementos menores son la limonita, hematita y titanita:

- Elemento Nativo : Oro.
- Sulfuros : Blenda rubia, galena, pirrotita, pirita I y II (P y I hipogénica P y II supergena), calcopirita, molibdenita, marcacita.
- Sulfosales : Arsenopirita y tetraedrita
- Óxidos : Limonita y hematita
- Silicatos : Titanita
- No-Metálicos : Cuarzo. (Chávez *et al.* 1996)

a) Mineralización

La mineralización en Ana María se encuentra en mantos, relleno de fracturas y microfracturas, se conoce con el nombre de “capa filón capa”, siendo los primeros de mayor ocurrencia en el NW y SW (San Francisco y Lunar).

Estas fracturas y microfracturas con contenido de cuarzo y oro libre, se cruzan y forman un enrejado, lo que en conjunto forman la zona de “stock work”, esta zona importante enriquecida con oro libre se ubica entre “el Dique” Tentadora y la veta Carmen.

El stock work, se orienta con un eje NW-SE, a manera de una franja con un ancho promedio de 80 m. y una longitud no determinada en el extremo NW, por la presencia de nevados perpetuos, pero si determinado en el extremo SE, que partirá del “stock work” intrusivo conspicuo que estaría enclavo en el lado este del cerro San Francisco.

Otra zona de menor importancia económica, es la comprendida entre el dique San Pedro y Dique Tentadora, donde la presencia de fracturas y microfracturas con contenido de cuarzo y oro libre es muy limitado y poco influyente en el enriquecimiento de los mantos más en cada zona se presentan lentes mineralizados de oro libre y estos se repiten a distancias irregulares.

Estos resultados indicaran la existencia de dos fuentes diferentes de soluciones mineralizantes, con probable removilización de la mineralización Pre-Camblica.

b) Fracturamiento

El esquema de fracturamiento está íntimamente vinculado con la historia ígnea local. El 80% de la mineralización está en la intersección de los mantos con las fracturas y microfracturas conteniendo cuarzo y oro libre. Generalmente se puede decir que hay dos etapas de fracturamiento.

- Un fracturamiento central o principal representado por fracturas y microfracturas con rumbos promedio NE-SE y NW-SW, originando un enrejado denominado “Stock Work” ligado a la segunda fase de mineralización.
- Otra etapa de fracturamiento es compleja y se presenta como ramificaciones o estructura cola de caballo constituido por microfracturas con cambio de rumbo y buzamiento ya sea en una vista vertical y horizontal.

c) Alteración hidrotermal

Del manto hacia afuera la alteración hidrotermal está representada por la clarificación, que es abundante en el sector de Lunar y San Francisco.

d) Estructura de los mantos

La estructura externa importante es la lenticular o rosario, que son originales por fuerzas de compresión horizontal.

Las principales estructuras internas son: bandeamiento, coincide con los planos de estratificación, está configurada por una disposición irregular de granos. (Chávez *et al.* 1996)

1.8.4. Controles de mineralización

a) Influencia de los diques

El dique tentadora es considerado post-mineral en relación con los mantos singenéticos estratoligados, en la zona de “stock worck” el dique Tentadora juega un papel muy importante e indica continuidad de mineralización con oro libre al sector este del dique. La proximidad al dique con el manto, tal vez al bajo ángulo de buzamiento del dique.

b) Intersecciones

Las intersecciones entre las vetillas y el manto constituyen el control fundamental, estas intersecciones han originado bolsonadas de gran riqueza como aquellos de los mantos principales.

c) Cambio de buzamiento de los mantos

Los cambios de buzamientos a manera de microsinclinales, con buzamientos que oscilan entre 20° y 30°, en el laboreo minero se manifiestan con rumbos variables con respecto a los rumbos de las fracturas y microfracturas, permitiendo el enriquecimiento en el eje del microsinclinal, estas manifestaciones pueden favorecer o desfavorecer la ley del mineral.

d) Plegamiento

El plegamiento se presenta en forma de microsinclinales y microanticlinales formándose antes de mineralización con oro libre.

e) Fallamiento

Las dislocaciones se presentan como controles pre - minerales a la depositación del oro libre, en todo distrito minero, localmente se manifiesta como fallas normales e invertidas de poco ángulo y arrastre.

Estas locaciones originan el enriquecimiento de oro en los mantos, generalmente en el estrato manto. Este control junto con las intersecciones conforma en este yacimiento minero, los controles importantes que ayudan para la búsqueda y explotación subterránea.

f) Control mineralógico

La presencia de cuarzo ahumado perlado (gris oscuro y café oscuro), indican un aumento en la ley de oro. La presencia de antimonio indica también la presencia de oro libre, las leyes son altamente erráticas, desde el punto de vista económico los trabajos de exploración se deben concentrar en las zonas donde los mantos tienen leyes constantes, como la zona de riticucho y cuatro amigos. (Chávez *et al.* 1996)

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Carreón, J. (2001), en su Tesis: "*Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 sistema mecanizado mina - San Rafael*", como resultado establece que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final optimizado) y taladros cargados de 56 a 44 respectivamente. En consecuencia, el consumo de explosivos también bajo de 132.72 a 103.70 kg. /disparo.

Cuanta, E. T. (2002), en su tesis titulado: "*Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N3 sección III Mina Yauliyacu*", para optar el título profesional de Ingeniero Minas, Presentada a la dirección de investigación a la Universidad Nacional del Altiplano -Puno, en su conclusiones indica: conclusión 4: el proceso de explotación de la veta "N3" implica un planeamiento de detalle en cuanto a laboreo con evaluaciones geológicas constante de calidad y cantidad de mineral. Conclusión 5: para la explotación de la veta se requiere de equipos de menores capacidades, para todas las etapas (desarrollos, preparaciones, explotaciones) ya que el incremento en el ancho de la labor implica dilución y por consiguiente una devaluación del valor del mineral.

Lupaca, J. P. (2009), En su tesis: "*Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas*". Concluye que los costos directos totales (perforación, voladura y limpieza) por disparo del corte vertical son mayores que las del corte horizontal. Y la existencia de diversos métodos para estimar los costos de acuerdo a la necesidad, hacen

que se puedan llevar un buen control de todos los costos unitarios que se emplean en minería.

Chambi, A. (2011), en su tesis: *"Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A. Cerro de Pasco"*. Concluye que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad Vinchos del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8.0 Kg de explosivo por disparo.

Chahuares, F. C. (2012), en su tesis: *"Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina el Cofre"*. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg/disparo a 1.51 kg/disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57.89 \$/disparo a 50.1 \$/disparo.

2.2. Caracterización del macizo rocoso

Esta es una tarea de observación, mediciones y ensayos para obtener parámetros cuantitativos útiles al diseño ingenieril. Este proceso además se desarrolla a lo largo de todas las etapas del desarrollo del proyecto, desde el diseño hasta su construcción y operación. Según la fase de diseño se requiere establecer un nivel mínimo de caracterización. El primero es con base en observaciones geológicas, el segundo nivel exige prospecciones geofísicas y el nivel final perforaciones exploratorias, medidas y ensayos geotécnicos.

Los parámetros geotécnicos fundamentales son la resistencia al corte, la deformabilidad, la permeabilidad y el estado original de esfuerzos, tanto para macizos en rocas duras como en rocas blandas. En las segundas la durabilidad de las rocas y su potencial de expansión y fluencia deben ser propiedades de primer orden.

Las obras más difíciles de caracterizar y modelar, son las excavaciones subterráneas. A diferencia de una estructura de concreto, el escenario estructural es

aleatorio e incierto y queda escondido bajo una cubierta de suelo y material rocoso. Entre los problemas a resolver en el diseño de túneles, que han de conducir agua a presión están el de la estabilidad de las paredes sin agua y con ella, el grosor del refuerzo, la permeabilidad del macizo y la estabilidad de las laderas exteriores vecinas en caso de presiones hidrostáticas inducidas y de fuga de agua hacia los taludes y laderas, en consideraciones se toman los siguientes elementos: (Duque, 2016).

- **Resistencia a la compresión simple de la roca.** Se realiza una serie de ensayos (laboratorio o campo) de la roca matriz (roca sana e inalterada) para determinar su resistencia.
- **RQD (Rock Quality Designation: índice de la calidad de la roca).** Es una recuperación modificada del testigo o núcleos obtenidos en un barrenado a diamante, se basa en el porcentaje de núcleo recuperado en el que la roca se encuentra relativamente intacta.

$$RQD(\%) = \left(\frac{\text{Longitud de los núcleos} \geq 0.10 \text{ m}}{\text{Longitud de barrenación en m}} \right) * 100 \quad (\text{Ecuación 1})$$

- **Espaciamiento de las discontinuidades.** Es una valoración del espaciamiento o separación entre las discontinuidades (juntas, diaclasas, fisuras); regularmente se consulta el estado de las discontinuidades.
- **Estado de las discontinuidades.** Este parámetro es fundamental se puede usar con la tabla general aunque para mayor precisión se recomienda la tabla guía especial: “guía para valorar el estado de las discontinuidades”.
- **Presencia de agua.** El agua en las discontinuidades es un factor que genera una gran inestabilidad no solo por la presión hidrostática que puede ejercer sino también por las alteraciones que puede provocar en las discontinuidades (dilución, deslizamiento).
- **Orientación de la discontinuidad principal vs dirección de la obra.** Orientación de las discontinuidades principales (rumbo, inclinación y echado) respecto a la dirección del eje longitudinal de desarrollo de la obra, que puede acrecentar el riesgo de deslizamiento o por el contrario disminuirlo. (Bieniawski, 1989).

2.3. Perforación rotopercutiva

La perforación a rotopercución es el sistema más clásico de perforación el principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (boca), los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentre colocado el martillo como indica en la tabla 2.1. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

Tabla 2. 1 Las gamas de diámetro más comunes

Tipo de perforación	Diámetro de perforación (mm)	
	Cielo abierto	Subterráneo
Martillo en cabeza	50 - 127	38 – 65
Martillo en fondo	75 - 127	100 - 165

Fuente: Manual de perforación de rocas

2.3.1. Fundamentos de la perforación rotopercutiva

La perforación a rotopercusion se muestra en la figura 2.1 y se basa en la combinación de las siguientes acciones:

- **Percusión.** Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (en el martillo en cabeza).
- **Rotación.** Con este movimiento se hace girar la boca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.
- **Empuje.** Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.
- **Barrido.** El fluido de barrido permite extraer el detrito del fondo del barreno. (Tecnología y seguridad minera, 1994).

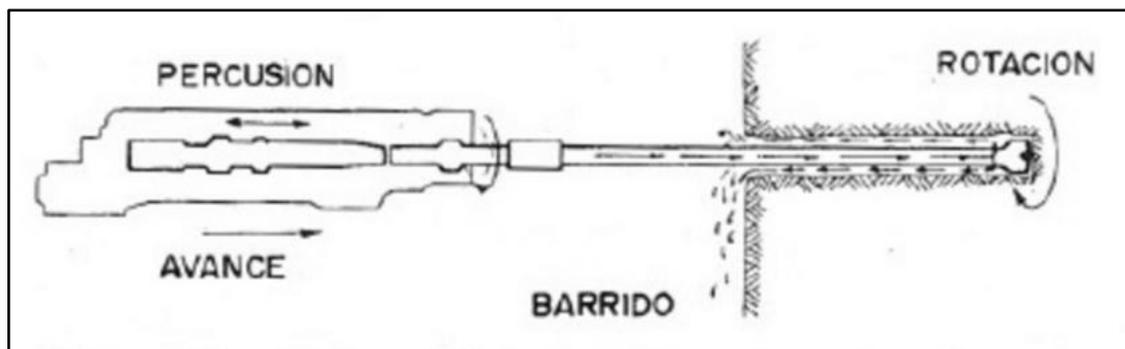


Figura 2. 1 Acciones básicas en la perforación rotopercutiva

Fuente: Tecnología y seguridad minera, 1994

2.3.2. Perforación con martillo en cabeza

Este sistema de perforación se puede calificar como el más clásico o convencional, y aunque su empleo por accionamiento neumático se vio limitado por los martillos en fondo y equipos rotativos, la aparición de los martillos hidráulicos en la década de los setenta ha hecho resurgir de nuevo este método complementándolo ampliándolo en su campo de aplicación. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

a) Perforadora neumático

En la figura 2.2, se muestra un martillo accionado por aire comprimido consta básicamente de:

- Un cilindro cerrado con una tapa delantera que dispone de una abertura axial donde va colocado el elemento porta barrenos, así como un dispositivo retenedor de las varillas de perforación.
- El pistón que con su movimiento alternativo golpea el vástago o culata a través de la cual se transmite la onda de choque a la varilla.
- La válvula que regula el paso de aire comprimido en volumen fijado y de forma alternativa a la parte anterior y posterior del pistón.
- Un mecanismo de rotación, bien de barra estriada o de rotación independiente.
- El sistema de barrido que consiste en un tubo que permite el paso del aire hasta el interior del varillaje. (Tecnología y seguridad minera, 1994)



Figura 2. 2 Partes de una perforadora neumático

Fuente: Perforación con Jack Leg Ingeniero

2.3.3. Accesorios de perforación rotopercutiva

Para realizar un trabajo de perforación específico pueden elegirse diversas combinaciones de accesorios. Los factores que hay que considerar en la selección de sus componentes son: diámetro de los barrenos y longitudes, estructura, resistencia y abrasividad de las rocas, tamaño y potencia de la perforadora, experiencias anteriores y facilidades de suministro.

Lo ideal es usar aceros con un núcleo no muy duro y una superficie endurecida y resistente al desgaste. Esta estructura se consigue en la práctica de dos formas:

- Aceros con alto contenido en carbono. Como el empleado en las barrenas integrales. La dureza deseada se consigue controlando la temperatura en el proceso de fabricación. La parte de la culata se trata por separado para conseguir una alta resistencia a los impactos.
- Aceros de bajo contenido en carbono. Usados en varillas, adaptadores, manquitos y bocas. Son aceros que contienen pequeñas cantidades de Cromo o Niquel, Manganeso y Molibdeno. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

2.3.3.1. Varillajes

Los elementos de prolongación de la sarta son generalmente:

- Varillas o barras
- Tubos.

Las primeras son las que se utilizan cuando se perfora con martillo en cabeza y pueden tener sección hexagonal o redonda. Las varillas tienen roscas externas macho y son acopladas por manguitos, como se ve en la figura 2.3. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

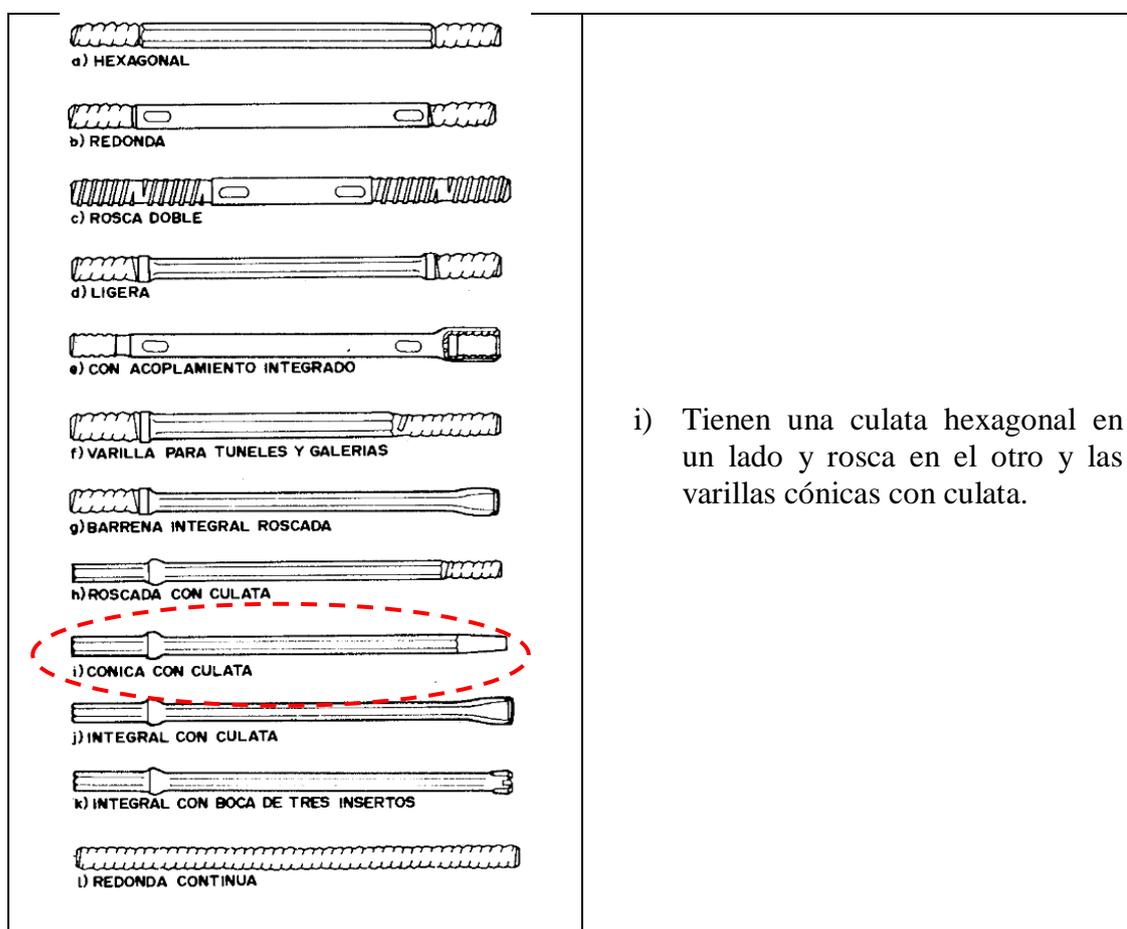


Figura 2. 3 Tipos de varillas

Fuente: Manual de perforación de rocas

2.3.3.2. Brocas

Las brocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos como se muestra en la figura 2.4.

- Brocas de pastillas o plaquitas.
- Brocas de botones (Tecnología y seguridad minera, 1994)

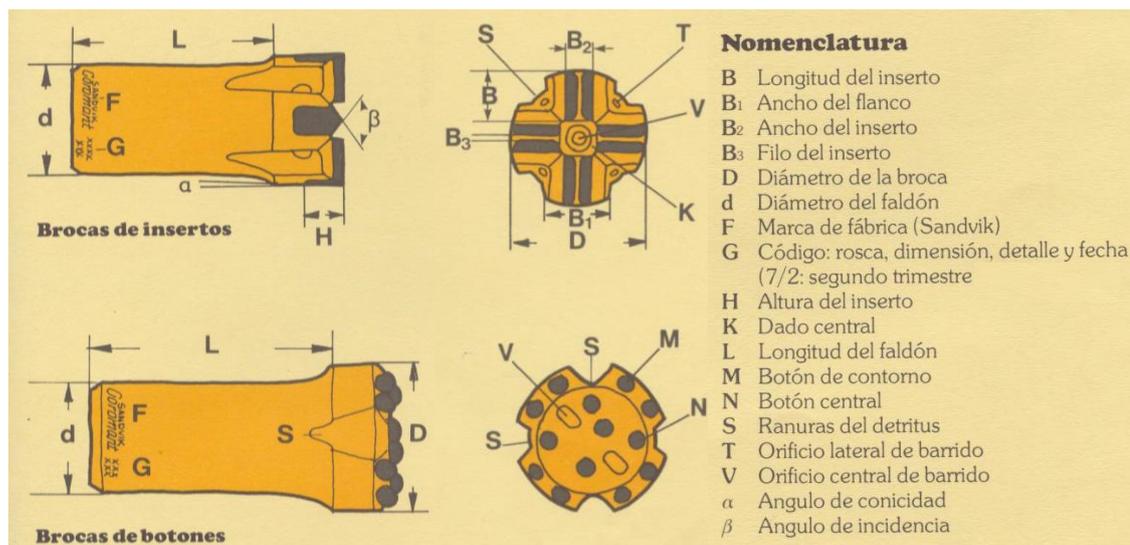


Figura 2. 4 Perforación de voladura de rocas

Fuente: Dr. Alfredo Cámac Torres

Algunas características de diseño, son comunes para ambos tipos de broca son las siguientes:

- Las varillas se atornillan hasta el fondo de la rosca de la broca con el fin de que la transmisión de la energía de impacto sea lo más directa posible sobre la roca.
- Las brocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales por los que se inyecta el fluido de barrido para remover el detritus y poseen de unas hendiduras por las que pasan y ascienden las partículas de roca producidas.
- Las brocas se diseñan con una pequeña conicidad, siendo la parte más ancha la que está en contacto con la roca, con el fin de contrarrestar el desgaste que sufre este accesorio y evitar un ajuste excesivo con las paredes del barreno. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

a) Brocas de botones

Estas brocas disponen de unos botones o insertos cilíndricos de carburo de tungsteno distribuidos sobre la superficie de la misma. Se fabrican en diámetros que van desde 50 mm hasta 125 mm.

Las brocas de botones se adaptan mejor a la perforación con rotación, obteniéndose velocidades de avance superiores que con brocas de pastillas. También presentan una mayor resistencia al desgaste debido no solo a la forma de los botones sino incluso a la sujeción más efectiva del acero, por contracción o presión en frío, sobre todo el contorno de los insertos. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

2.3.4. Condiciones de perforación

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular, etc.) que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

El diámetro depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general el de menor diámetro factible será el más adecuado y económico de realizar.

La longitud influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

La rectitud varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de los arranques de perforación el

paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

En la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

2.3.5. Errores y defectos en la perforación

La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente.

Los conocimientos necesarios que le faltan para mejorar su trabajo, el perforista debe ser consciente en su capacitación buscando ser multi habiloso, flexible al cambio permanente, participando en grupos de mejoramiento continuo.

Finalmente, el perforista debe cumplir satisfactoriamente las órdenes de sus jefes, tener un conocimiento perfecto de los procedimientos escritos de trabajo seguro (pets), estándares de trabajo, realizando su identificación de peligros evaluación y control de riesgos (IPERC) y trabajar con ellas.

A continuación, se muestra los errores en la perforación, de los cuales son causantes de trabajo de mala calidad en avance como se menciona: (Exsa, 2013)

- a) **Hueco de alivio de diámetro muy pequeño:** Los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo como muestra en la figura 2.5.

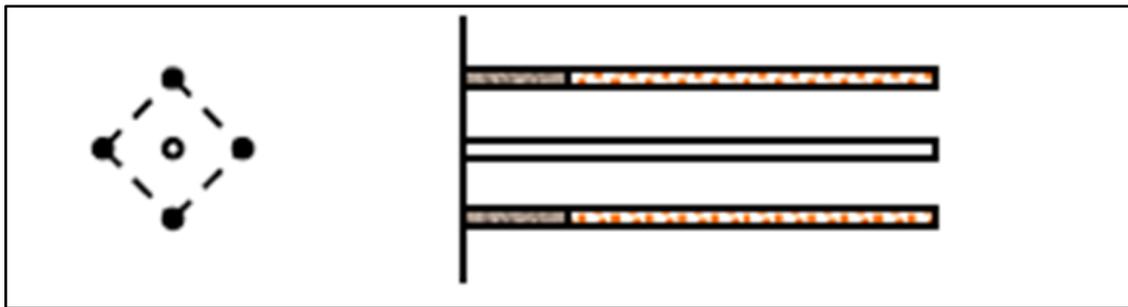


Figura 2. 5 Hueco de alivio

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

- b) **Desviación en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema se ve en la figura 2.6, que es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

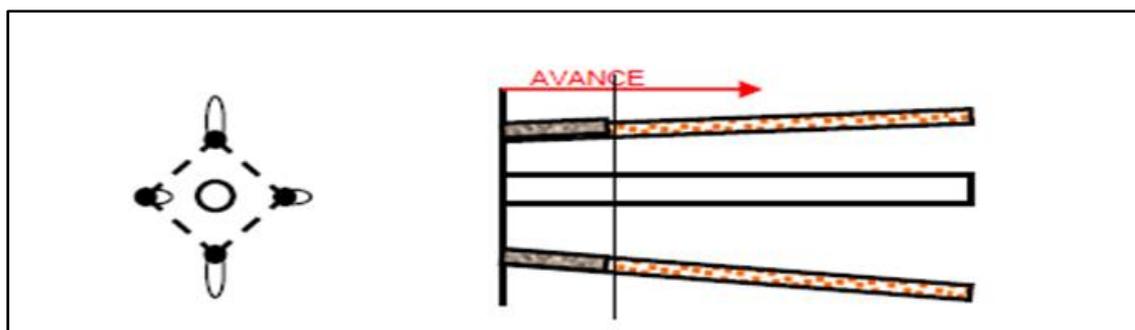


Figura 2. 6 Desviación en el paralelismo

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

- c) **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa como se observa en la figura 2.7.

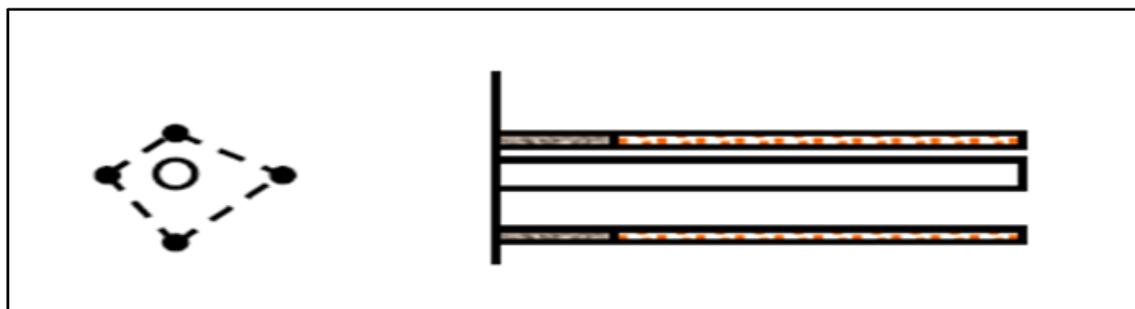


Figura 2. 7 Espaciamiento irregular entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

- d) **Irregular longitud de los taladros:** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular como se ve en la figura 2.8.



Figura 2. 8 Irregular longitud entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

- e) **Intersección entre taladros:** Afecta la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper, se puede observar en la figura 2.9.

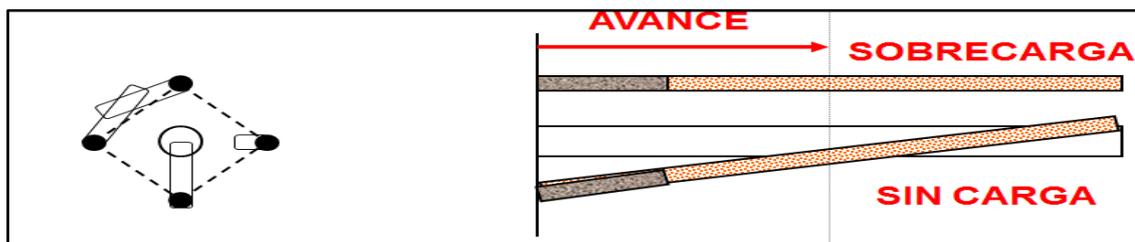


Figura 2. 9 Intersección de taladros

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

- f) **Sobre carga (excesiva densidad de carga):** Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante como se ve en la figura 2.10. (Exsa , 2013)

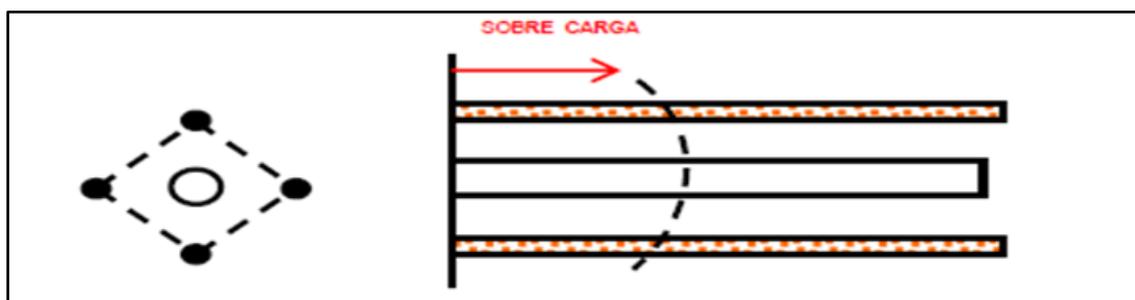


Figura 2. 10 Sobrecarga excesiva densidad de carga

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

2.4. Voladura de túneles y galerías

El arranque con perforación y voladura palia en gran parte esos inconvenientes, pues en cuanto a las secciones, aunque estas sean grandes, las excavaciones pueden realizarse por fases con galerías de avance, destrozas laterales y/o banqueo al piso. La roca residual puede dejarse en buen estado ejecutando las voladuras de contorno con las técnicas de recorte y precorte, el sistema se adapta mejor a los cambios litológicos de los terrenos atravesados y la inversión en maquinaria es menor, pues una vez efectuadas las obras los equipos pueden destinarse a la realización de otras labores. (Pernia *et al.* 1987)

2.4.1. Sistema de avance

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de los túneles y galerías dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado
- Tiempo disponible para la ejecución
- Tipo de roca
- Tipo de sostenimiento
- Sistema de ventilación

El sistema usual consiste en dividir el túnel en dos partes, una superior o bóveda y la otra inferior en bancos o de destroza, la bóveda se excava como si se tratara de una galería y la destroza, que irá retrasada con respecto al avance de la bóveda, se lleva a cabo por banqueo. (Pernía *et al.* 1987)

2.4.2. Esquemas de voladura en túneles

En la figura 2.11 se muestra, el principio de ejecución se basa en crear hueco libre con los barrenos del cuele y contra cuele hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m², aunque con diámetros de perforación grandes se alcanza hasta 4 m², en los cuales el abanico los

barrenos de cuele y contra cuele lleguen a cubrir la mayor parte de la sección. (Pernía *et al.* 1987)

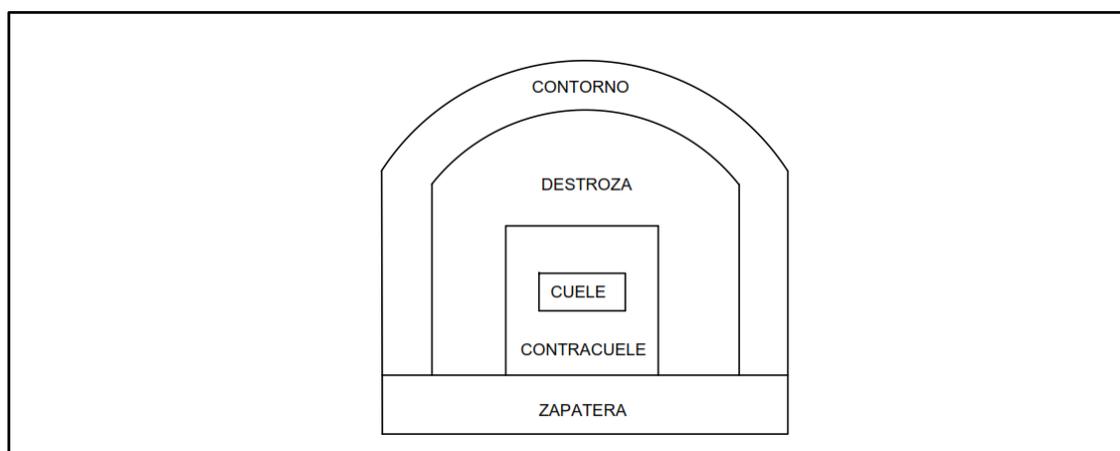


Figura 2. 11 Zonas de una voladura en túnel

Fuente: López Jimeno, Carlos

2.4.3. Distribución y denominación de los taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, se ve en la figura 2.12, la denominación como sigue:

- **Arranque o cueles.** Son los taladros del centro que se disparan primero para formar cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.
- **Ayudas.** Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contra cueles), segunda y tercera ayudas (taladros de destrozo o franqueo), salen en segundo término.
- **Cuadradores.** Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.
- **Alzas o techos.** Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona, en voladura de recorte o smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.
- **Arrastre o pisos.** Son los que corresponden al piso del túnel o galería se disparan al final de toda la ronda. (Pernía *et al.* 1987)

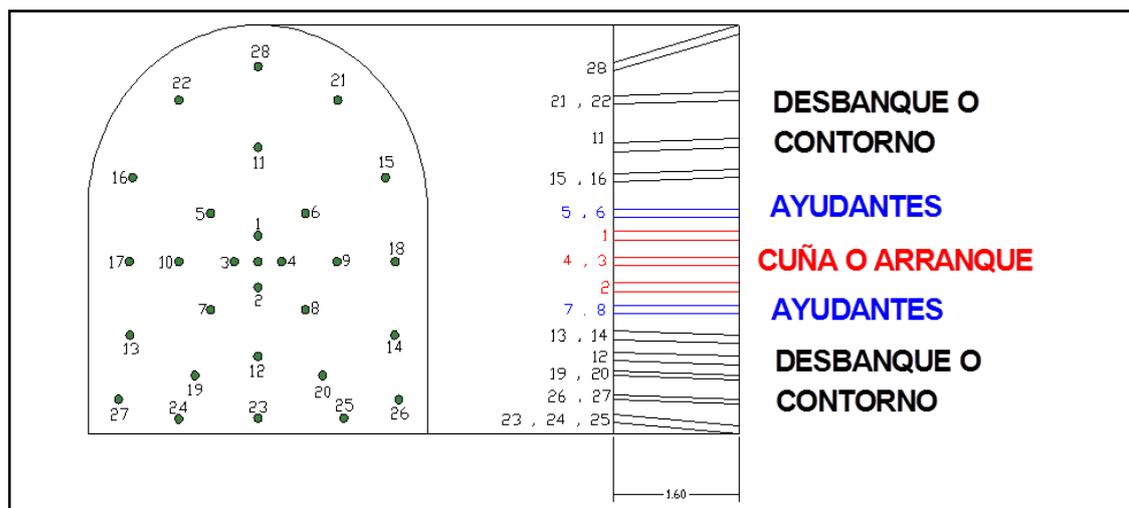


Figura 2. 12 Distribución de los taladros

Fuente: Elección del sistema de explotación del bloque R-Norte de la veta santa ana del distrito minero Zaruma.

2.4.4. Tipos de cortes en paralelo

Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contra parte no siempre dan el resultado esperado, ya que cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo en el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes. Si la carga explosiva es demasiado baja el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca puede desmenuzarse y compactar malogrando el corte lo que afectara todo el disparo; Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado
- Corte cilíndrico con taladros de alivio

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones. (Exsa, 2013)

a) Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución como se muestra en la figura 2.13, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan. (Exsa, 2013)

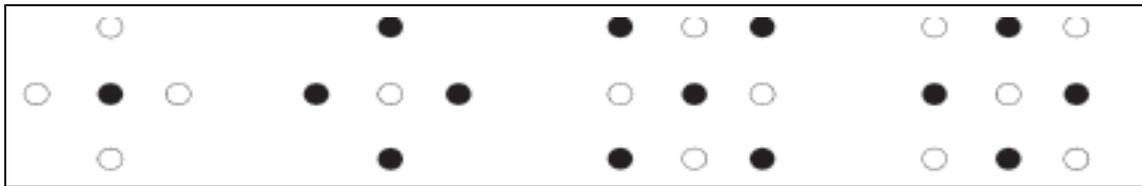


Figura 2. 13 Formas de corte quemado

Fuente: Exsa

b) Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado. En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$ (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada). En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0,7 \times 2 \text{ diámetro central}$. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros como se ve en la figura 2.14. (Pernia *et al.* 1987)

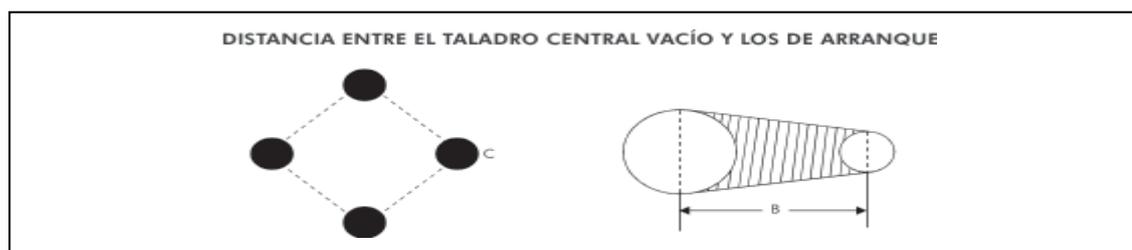


Figura 2. 14 Forma de un corte cilíndrico

Fuente: Exsa

2.5. Acoplamiento y confinamiento

2.5.1. Grado de acoplamiento

Radio entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “Zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura como se muestra en la figura 2.15. (Cámac, 2011).

$$\text{Acoplamiento} = \frac{\phi \text{ carga explosiva}}{\phi \text{ taladro} \times 100} \quad (\text{Ecuación 2})$$

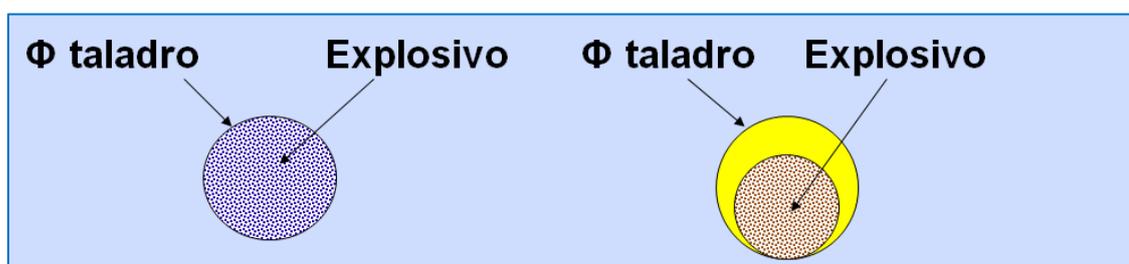


Figura 2. 15 Acoplamiento y confinamiento

Fuente: Dr. Alfredo Cámac Torres

2.5.2. Confinamiento

Es el proceso de atacado de los explosivos dentro del taladro, especialmente de los explosivos empacados, hace con la finalidad de obtener mejor acoplamiento. (Cámac, 2011).

2.6. Criterios para determinar la cantidad de explosivos

En la figura 2.16 se muestra, el momento de cargar las dinamitas a los taladros, se debe carga los 2/3 partes del taladro. Y para ello tenemos que tener las siguientes consideraciones:

- Características del terreno
- El número de taladros

- Profundidad de los taladros
- El tipo de trazo empleado
- Potencia del explosivo usado. (Cámac, 2011).



Figura 2. 16 Confinamiento de las dinamitas

Fuente: Dr. Alfredo Cámac Torres

2.7. Explosivos y accesorios

2.7.1. Propiedades y características de los explosivos

2.7.1.1. Tipos de reacción en función de la cinética química

El impulso energético aplicado a las moléculas de un explosivo genera fuerzas que, superando las de atracción entre los átomos, hace que las moléculas se disocien y a continuación se reagrupen en formas más estables. La energía liberada en esta reacción exotérmica, en forma de onda de presión y alta temperatura, provoca la sucesiva disociación de las moléculas adyacentes, de forma que la reacción se propaga a todas las partículas.

De esta forma, la reacción de oxidación se puede dividir en tres tipos de reacción en función de la velocidad a la que se produce:

- Combustión.
- Deflagración.
- Detonación. (Exsa , 2013)

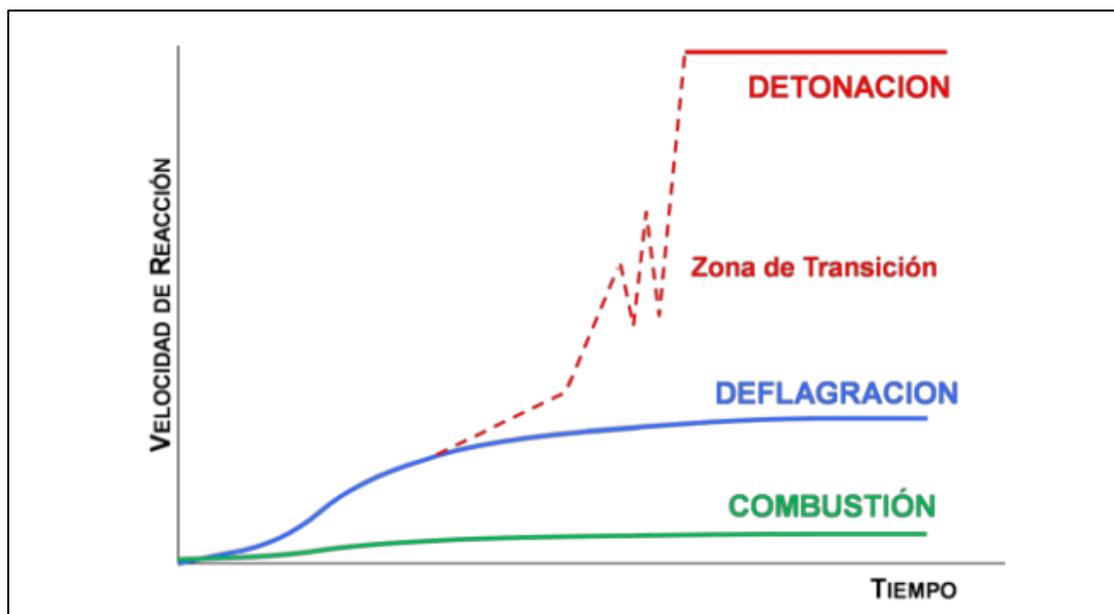


Figura 2. 17 Tipo de reacción en función de la cinética química

Fuente: Exsa

- **Combustión.** La combustión es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama.
- **Deflagración.** Una deflagración es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. Se suele asociar erróneamente con las explosiones, usándose a menudo como sinónimo.
- **Detonación.** La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente. La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 105 atmósferas. (Exsa , 2013)

2.7.1.2. Mecanismo de la detonación

Para entender el funcionamiento del fenómeno de la detonación, conviene conocer cómo son las diferentes zonas de reacción que se producen durante la misma. Si se considera una carga cilíndrica que se detona por uno de sus extremos, como se observa en la figura 2.18, se pueden distinguir las zonas siguientes:

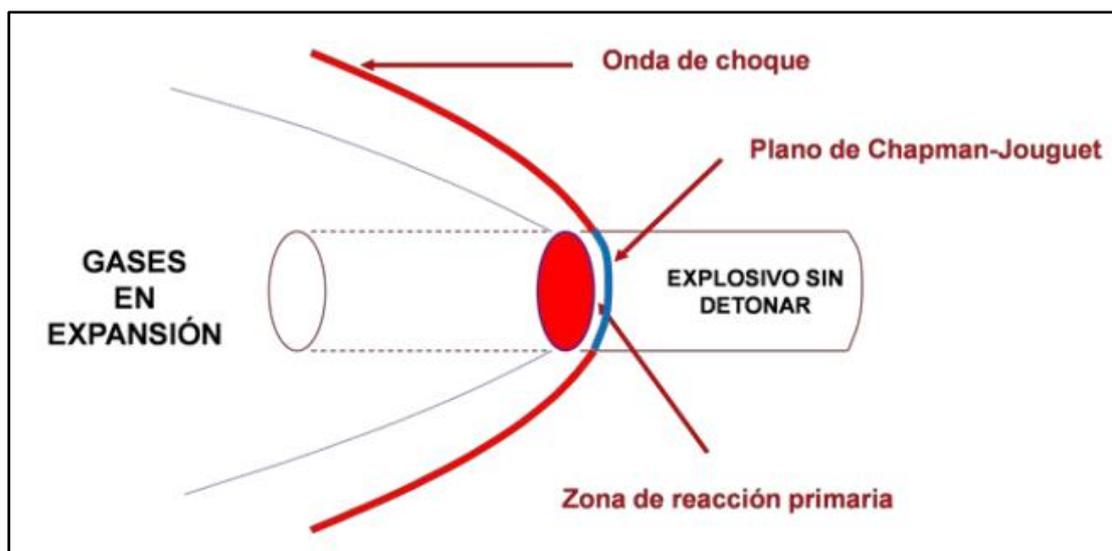


Figura 2. 18 Zonas del proceso de detonación

Fuente: Exsa

- Una zona de explosivo que todavía no ha detonado.
- Una zona de reacción primaria, que se propaga a una velocidad de varios miles de metros por segundo (velocidad de detonación), en la cual tienen lugar las reacciones más rápidas y violentas, que producen un movimiento enérgico de las partículas próximas. Este movimiento se propaga en forma de onda de choque de muy alta presión a todo el medio circundante. Dicha presión se denomina presión de detonación.
- Una zona de reacción secundaria, donde se acumulan los productos de explosión, más lentos en su desplazamiento que la onda de choque, y se producen una serie de reacciones complementarias que se piensa dan lugar a gran parte de los gases producidos en la reacción. Se caracteriza por una presión inferior a la anterior, que se denomina presión de explosión o presión de burbuja, originada por la expansión de todos estos productos gaseosos.
- La superficie de separación entre las zonas primaria y secundaria, aunque no es exactamente plana, se conoce con el nombre de “Plano de Chapman-Jouguet” (Exsa , 2013).

2.7.1.3. Propiedades de los explosivos

a) velocidad de detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura.

Los factores que la afectan son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento.

b) Prueba D'Autrache

Se basa en la determinación de la velocidad de detonación de un explosivo mediante la medición del espacio entre dos marcas, una de ellas fija que deja el punto medio de un cordón detonante sobre una plancha de plomo, traduciendo en espacio la diferencia de tiempo de iniciación de ambos extremos del cordón, cuyas ondas de choque convergen en un punto no coincidente con el punto medio de longitud del cordón (marca fija).

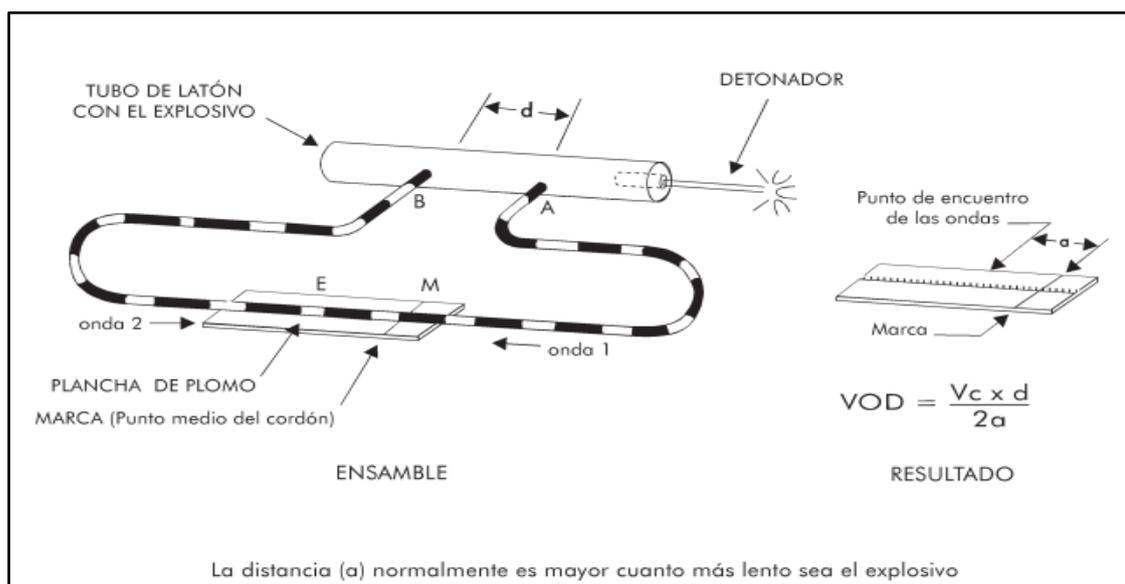


Figura 2. 19 Medición de velocidad método D'Autrache

Fuente: Exsa

c) Simpatía – transmisión de la detonación o factor de autoexcitación

Al ser detonado un cartucho, éste puede inducir la detonación de otro cartucho vecino por “simpatía”. En las dinamitas sensibles esta transmisión de la detonación puede representar una distancia de muchos centímetros. Una buena transmisión es la garantía para la completa detonación de una columna explosiva.

El método para medir esta capacidad de detonación por simpatía consiste en colocar alineados axialmente varios cartuchos del mismo tipo y diámetro sobre una capa de arena, espaciados entre sí a diferentes distancias. Detonando al primero se busca determinar la máxima distancia hasta la cual es transmitida la detonación de un cartucho a otro, lo que se denomina “grado de simpatía”, que en la mayoría de los explosivos industriales está entre 2 a 8 veces su diámetro, según el tipo.

d) Sensitividad (sensibilidad al encendido o de acción controlada)

Es la capacidad o aptitud que presenta todo explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina “mínimo primer”. En la práctica es el peso del más pequeño detonador (convencional, mini-booster, primer reforzador, cordón detonante o carga de explosivo primario) capaz de llevar a cabo la detonación completa de un cartucho o carga de explosivo rompedor. Los explosivos deben ser suficientemente sensitivos para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto. Así, por ejemplo los fulminantes o detonadores se emplean para la mayoría de dinamitas mientras que los agentes de voladura usualmente no arrancan con ellos, requiriendo de un booster o multiplicador de mayor presión y velocidad. La pólvora, puede arrancar con una simple chispa o llama, que provocará un régimen de deflagración, razón por la que se califica como “altamente sensitiva”.

e) Diámetro crítico

Las cargas explosivas cilíndricas tienen un diámetro particular por debajo del cual la onda de detonación no se propaga, o sólo lo hace con una velocidad muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina “diámetro crítico”, la que por ejemplo

en algunos hidrogeles sensibles es del orden de 1" (2,54 cm) y en slurries de 3" (7,5 cm) lo que es necesario conocer previamente.

Los principales factores que influyen en la determinación del diámetro crítico son:

- Tamaño de las partículas.
- Reactividad de sus componentes.
- Densidad.
- Confinamiento.

f) Resistencia al agua

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua. La unidad de medida empleada es la de "horas".

La presión hidrostática es puntual, no interesa el diámetro del taladro. En la práctica, para obtener el valor de la presión en kg/m^2 se multiplica el factor 25,3993 por cada pulgada de agua de columna del taladro.

g) Categoría de humos

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H_2O), óxidos de nitrógeno (NO-NO_2) óxidos de carbono (CO-CO_2) y eventualmente gases sulfurosos (H_2S , SO_3 y AlO_2) si contenía azufre o aluminio. Entre los gases inocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto "humos", como el CO y el bióxido de nitrógeno.

h) Densidad

Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm^3 . Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cc. En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y

la sensibilidad. La densidad propia o “de masa” de los explosivos varía entre 0,8 a 1,6 g/cc en relación con la unidad (agua a 4°C y 1 atm). (Exsa , 2013)

2.7.2. Explosivo semexsa

Dinamita desarrollada para minimizar los costos de chancado así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo, se observa todas las características en la tabla 2.2. (Semexa, 2015)

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca semidura
- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

Tabla 2. 2 Características técnicas del explosivo semexsa

Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa	Semexsa	Semexsa
		45%	65%	80%
Densidad	g/cc	1.08±3%	1.12±3%	1.18±3%
Velocidad de detonación	m/s	3,800±200	4,200±200	4,500±200
Presión de detonación	Kbar	87	94	125
Energía	KJ/kg	3,060	3,130	3,230
RWS	%	83	85	87
RBS	%	109	116	126
Resistencia al agua		Buena	Buena	Excelente
Categoría de humos		1era	1era	1era

Fuente: Exsa soluciones

Nota:

- Sin confirmar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.
- Calculadas con programa de simulación TERMODET (Semexa, 2015)

a) Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraf, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado se muestra todo los detalles en la tabla 2.3.

Tabla 2. 3 Características del explosivo semexsa 65%

Peso neto	25 kg			
Peso bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto		Pulg	Unid/caja	Masa g/unid
Semexsa 45	1 ¹ / ₈	12	122	205
Semexsa 45	7/8	7	316	79
Semexsa 65	1 ¹ / ₂	12	68	368
Semexsa 65	7/8	7	308	81
Semexsa 80	1 ¹ / ₈	8	164	152
Semexsa 80	7/8	7	292	86

Fuente: Exsa soluciones

b) Almacenamiento y garantía

Conservando en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de fecha de fabricación. (Semexa, 2015)

2.7.3. Accesorios

2.7.3.1. Fulminante # 8

El fulminante simple n° 8 es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible a la chispa y otra carga secundaria de alto poder explosivo.

Este producto tiene todas las garantías para un buen funcionamiento, siempre y cuando, se cumplan con las recomendaciones de un adecuado fijado a la mecha de seguridad, controlando principalmente la impermeabilidad en el lugar donde se encuentra el referido fijado. (Fulminante simple Nro 8, 2015)

Tabla 2. 4 Características técnicas de fulminante

Especificaciones técnicas	Unidades	Fulminante simple N° 8
Material		Aluminio
Longitud	mm	0.47 ± 0.5
Diámetro externo	mm	6.5
Diámetro interno	mm	5.8 – 5.9
Volumen trauzl	cc	23 - 33
Resistencia al impacto	2 kg en 90 cm	Si cumple
Carga explosiva total	mg	80
Altura de carga explosiva	mm	20 - 21
Sensibilidad a la chispa		Buena

Fuente: Exsa soluciones

a) Presentación y embalaje

- Este producto se dispone en cajas de 100 unidades
- Para otros formatos de presentación preguntar a exsa

b) Almacenamiento y garantía

Conservando en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normas vigentes, el producto está garantizado por 24 meses, después de su fecha de fabricación. (Fulminante simple n° 8, 2015)

2.7.3.2. Mecha de seguridad

La Mecha de Seguridad es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura.

Su estructura está compuesta por capas de diferentes materiales; las cuales protegen al núcleo de pólvora. Un recubrimiento final de material plástico asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión.

La alta potencia de su chispa activa sin restricciones de ninguna naturaleza al fulminante, siempre y cuando se cumplan las recomendaciones de fijar correctamente el fulminante a la mecha de seguridad. (Mecha de seguridad, 2015)

Tabla 2. 5 Especificaciones técnicas de mecha de seguridad

Especificaciones técnicas	Unidades	Especificaciones
Núcleo de pólvora	g/m	6.00 ± 0.20
Tiempo de combustión a nivel del mar	s	160 ± 10
Diámetro externo	mm	5.00 ± 0.15
Recubrimiento externo		Plástico
Resistencia a la impermeabilidad		Buena
Resistencia a la abrasión		Buena

Fuente: exsa soluciones

a) Presentación y embalaje

- Este producto es dispuesto en cajas de cartón (2 rollos de 500 m).
- Para otros formatos preguntar a Exsa.

b) Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 9 meses, después de su fecha de fabricación. (Mecha de seguridad, 2015)

2.8. Cálculo del diseño de malla de perforación

En primera instancia se determina la longitud de perforación en función del diámetro de perforación según Holmberg: (Ayamamani, 2016)

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi_v - 39.4 * \phi_v^2 \quad (\text{Ecuación 3})$$

Dónde:

L : profundidad del taladro en m.

ϕ_v : diámetro del taladro vacío en m

Avance efectivo de la voladura:

$$H = 0.95 * L \quad (\text{Ecuación 4})$$

Dónde:

H : Avance de la voladura en m.

L : Profundidad de los taladros a perforarse en m.

Rimadora equivalente:

$$\phi_v = \phi \sqrt{n} \quad (\text{Ecuación 5})$$

Primer cuadrante:

$$B_1 = 2.5 * \phi_e \quad (\text{Ecuación 6})$$

Primer espaciamiento:

$$X_1 = \sqrt{2} * B_1 \quad (\text{Ecuación 7})$$

Segundo cuadrante:

$$B_2 = \frac{\sqrt{2} * B_1 + 2 * X_1}{2} \quad (\text{Ecuación 8})$$

Segundo espaciamiento:

$$X_2 = \sqrt{2} * B_2 * 1.5 \quad (\text{Ecuación 9})$$

Burden de los cuadradores:

$$B_c = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 0.5 \right] \phi_c - E \quad (\text{Ecuación 10})$$

Espaciamiento de los cuadrantes:

$$E_c = 2.9 * B_c \quad (\text{Ecuación 11})$$

Burden en el techo:

$$B_t = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.25 \right] \phi_c - E \quad (\text{Ecuación 12})$$

Espaciamiento en el techo:

$$E_t = 1 * B_t \quad (\text{Ecuación 13})$$

Burden en las paredes:

$$B_p = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.13 \right] \phi_c - E \quad (\text{Ecuación 14})$$

Espaciamiento en las paredes:

$$E_p = 1 * B_p \quad (\text{Ecuación 15})$$

Burden en el piso:

$$B_s = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 0.85 \right] \phi_c - E \quad (\text{Ecuación 16})$$

Espaciamiento en el piso:

$$E_s = 1 * B_p \quad (\text{Ecuación 17})$$

Tabla 2. 6 Resumen de ecuaciones de cálculo de la malla

Sección	Burden (b)	Espaciamiento(s)
Primer cuadrante	$B_1 = 2.5 * \phi_e$	$X_1 = \sqrt{2} * B_1$
Segundo cuadrante	$B_2 = \frac{\sqrt{2} * B_1 + 2 * x_1}{2}$	$X_2 = \sqrt{2} * B_2 * 1.5$
Cuadradores	$B_c = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{P_r} + 0.5 \right] \phi_c - e$	$E_c = 2.9 * b_c$
Techo	$B_t = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{P_r} + 1.25 \right] \phi_c - e$	$E_t = 1.25 * b_t$
Paredes	$B_p = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{P_r} + 1.13 \right] \phi_c - e$	$E_p = 1 * b_p$
Piso	$B_s = 0.012 \left[\frac{2\rho_c}{P_r} + 0.85 \right] \phi_c - e$	$E_s = 1.1 * b_s$

Fuente: Exsa soluciones

2.8.1. Número de taladros

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponible; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliarla malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivos y el método de iniciación a emplear. (Exsa, 2014)

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica:

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{P}{dt} \right) + (k * s) \quad (\text{Ecuación 18})$$

$$P = 4\sqrt{s} \quad (\text{Ecuación 19})$$

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{4\sqrt{s}}{dt} \right) + (k * s) \quad (\text{Ecuación 20})$$

Dónde:

- N° Tal : Número de taladros
 P : Perímetro de la sección de la galería, en m.
 dt : Distancia entre los taladros
 k : Coeficiente o factor de la roca
 s : Sección de la galería, en m² (Exsa, 2014)

Tabla 2. 7 Tipo de roca

Tipo de roca	dt	k
Blanda	0.7	1
Semi dura	0.6	1.5
Dura	0.5	2

Fuente: Exsa soluciones

2.9. Características volumétricas de las rocas

a) Densidad

$$D = \frac{m}{V} \quad (\text{Ecuación 21})$$

Dónde:

- m : Masa, en g
 V : Volumen, en cc

b) Movimiento de roca

$$Volumen (V) = S * L \quad (\text{Ecuación 22})$$

Dónde:

- V : Volumen de la roca
S : Dimensión de la sección, en m²
L : Longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (T)} = V * \rho$$

Dónde:

- ρ : Densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5

c) Cantidad de carga

$$Q_T = V * \frac{kg}{m^2} \quad (\text{Ecuación 23})$$

Dónde:

- V : Volumen estimado, en m³
kg/m² : Carga por m²

d) Carga promedio por taladro

$$Q_t = N^\circ \text{ Tal} \quad (\text{Ecuación 24})$$

Dónde:

- Q_T : Carga total de explosivo, en kg
N° Tal : Número de taladros (Exsa, 2014)

2.10. Método de explotación

El método de explotación adecuado es el de cámaras y pilares con circado, método que consiste en llevar el manto de mineral en el techo cubierto con un pequeño grosor de material de roca “llamado circa” para que después del disparo del frente de la galería de sección 3 m*2,30 m la cual mediante taladros paralelos al manto son disparados para obtener los minerales de cuarzo y oro.

Este método de explotación esta adecuado para los trabajos de la zona, y se aplican en las zonas donde las labores de exploración confirmen leyes altas de mineral.

2.10.1. Cámaras y pilares con circado

Este método se caracteriza por realizar el arranque del mineral de una manera parcial, dejando abandonada parte del mismo en forma de pilares o columnas que sirven para sostener el techo.

Posteriormente se puede optar por rellenar el vacío que dejan las cámaras con desmonte de otras cámaras en explotación, lo que le otorga una mejor resistencia ante un colapso o derrumbes, y un mejor factor de seguridad, ya que también se evita el tránsito de personal por esa zona ante un siniestro.

Este método de explotación se aplica en yacimientos en los cuales el buzamiento de las vetas o mantos estén entre los 0° y 25°, es decir se aplica para desarrollos mineros de forma horizontal con poca inclinación, los tamaños de los pilares son de forma cuadradas de dimensiones 3m x 2m x 3m, la principal desventaja de este método es que se dejan reservas de mineral en los pilares.

2.10.2. Frentes de tajeo

Una vez que tengamos definido las leyes del mineral que puedan cubrir sus gastos de inversión en perforación y voladura se apertura frentes de tajeo con la finalidad de perforar y explotar al máximo la mayor cantidad de mineral y al menor costo posible, la explotación mediante tajeos nos resulta más económico que ejecutar

frentes de galerías, debido a la menor cantidad de taladros perforados y esto incurre a utilizar menor accesorios de voladura y menor uso de explosivos con una mayor cantidad de mineral para hacer el quiebre.

2.10.3. Circado de mineral y quiebra del mineral

La circa del frente de galería o circa del tajeo, se obtiene después que se haya hecho el desbroce del material estéril y dejar el manto o filón en el techo con una capa de pocos centímetros de roca que lo cubra al manto de mineral.

Luego de obtener la circa se pasa a hacer la limpieza de todo el material estéril para realizar el quiebre, consiste en recoger los minerales de cuarzo de los mantos que han sido circados, cuando la gerencia dispone los quiebres de mineral, se perforan taladros paralelos a los buzamientos de las circas, los cuales son disparados con cargas controladas para proceder acopiar los minerales para su almacenamiento y posterior beneficio en la planta de amalgamación.

2.11. Instalaciones de servicios auxiliares en el frente

- **Aire:** El aire comprimido en la mina se usa para realizar los trabajos de perforación y voladura y recorre toda la galería de desarrollo, desde el estacionamiento de la compresora hasta llegar al frente de avance del frente Crucero 340NW. La prolongación de la tubería de aire es de 2 pulg. De diámetro hasta el tope de la galería para perforar los taladros con equipos tipo Jack-leg Modelo seco 250S.
- **Agua:** El agua es utilizado para perforación de taladros con Jack-leg en el frente de la galería, y también es utilizado para el regado de material roto después de realizar la voladura en cada turno.
- **Ventilación:** La ventilación es mediante un ventilador tipo Axial, donde el aire ingresa mediante mangas de ventilación de 40 pulg. y de 30 pulg. de diámetro y es colocado según el avance de la galería. Los ventiladores son de 25 HP que suministra el aire atmosférico desde la superficie, 15 HP, que se suministra desde las cámaras de ventilación.

- **Sistema eléctrico:** La instalación del sistema eléctrico es mediante cables de alta tensión, desde una sub estación hacia el interior de la galería llegando a los frentes de operación a una caja Breaker desde allí se alimenta a toda labor la energía es de 440 V.

2.12. Costos de perforación y voladura

2.12.1. Estimación de los costos de operación

En la mayoría de los costos de proyectos mineros la estimación de los costos de operación presenta más problemas que la de los costos de capital, debido a la gran variabilidad de los siguientes factores: geología del yacimiento, tipo y número de equipos utilizados, personal involucrado, condiciones ambientales, localización geográfica, organización empresarial, etc.

Esas dificultades se cuentan en la búsqueda de correlación aceptable entre costos y métodos de explotación, lo cual se acentúa más en los proyectos subterráneos que en los de cielo abierto.

Los costos de operación se definen como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de una operación, pudiendo subdividir en dos categorías.

- Costos directos
- Costos indirectos (Arteaga *et al.* 1991).

2.12.1.1. Costos directos

Los costos directos o variables pueden considerarse como los costos primarios de una operación y consisten, básicamente, en las aportaciones del personal y de materiales: (Arteaga *et al.* 1991).

a) Personal

- De operación
- De supervisión de la operación
- De mantenimiento
- De supervisión de mantenimiento
- Otras cargas salariales (Arteaga *et al.* 1991).

b) Materiales

- Repuestos y materiales de reparación
- Materiales para el tratamiento
- Materias primas
- Consumibles: gasolina, electricidad, agua, etc. (Arteaga *et al.* 1991).

c) Impuestos**d) Preparación y desarrollo (Área de producción) (Arteaga *et al.* 1991).****2.12.1.2 Costos indirectos**

Los costos indirectos o fijos son los gastos que se consideran independientes de la producción. Este tipo de costos puede variar con el nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida. Los componentes principales son: (Arteaga *et al.* 1991).

a) Personal

- Administrativo
- Seguridad
- Técnico
- Servicios
- Almacén y talleres

- Otras cargas salariales (Arteaga *et al.* 1991).

b) Seguros y otros

- De propiedad y de responsabilidad (Arteaga *et al.* 1991).

2.12.1.3. Costos generales

Los costos generales pueden considerarse o no como parte de los costos de operación, y aunque algunos corresponden a un determinado proceso o unidad se contemplan a un nivel corporativo del ciclo completo de producción. Los costos generales incluyen: (Arteaga *et al.* 1991).

a) Comercialización

- Vendedores
- Estudios de mercado
- Supervisión
- Viajes, gastos de representación
- Otras cargas salariales. (Arteaga *et al.* 1991).

b) Administrativos

- Gerencia y dirección general
- Contabilidad y auditoría
- Departamento central de planificación y geología
- Departamento de investigación y desarrollo
- Departamento jurídico y financiero
- Relaciones públicas, etc. (Arteaga *et al.* 1991).

2.12.2. Rendimientos de costos de perforación convencional

El cálculo de costos de perforación convencional es un tanto distinto a los costos de perforación mecanizada pues si bien las máquinas de perforación convencional no tienen un costo muy alto en comparación a la perforación mecanizada se podría utilizar otras formas para calcular el costo por metro perforado, pero siempre teniendo en cuenta los materiales e insumos a utilizarse y a vida útil de los aceros de perforación pues estos son de costos muy significativos en los costos de perforación. (Mamani, 2016)

2.12.2.1. Cálculo de costo de perforación

- a) **El costo de perforación.** expresada por metro perforado utilizando la siguiente fórmula de cálculo: (Tecnología y seguridad minera, 1994)

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L + C_B}{VM} + C_B \quad (\text{Ecuación 25})$$

Dónde:

- **Costos indirectos**

C_A : Amortiguación (PTA/h)
 C_I : Interés y seguros (PTA/h)

- **Costos directos**

C_M : Mantenimiento y reparaciones (PTA/h)
 C_O : Mano de obra (PTA/h)
 C_E : Combustible o energía (PTA/h)
 C_L : Aceites, grasas y filtros (PTA/h)
 C_B : Brocas, varillas, manguitos y adaptadores (PTA/m)
 VM : Velocidad media de perforación (m/h) (Tecnología y seguridad minera, 1994)

b) Amortización. La amortización depende básicamente de dos factores: de la pérdida de valor y deterioro producido por el uso de la pérdida debida al paso del tiempo.

El costo horario de amortización, si se considera que es lineal, se calcula de la siguiente forma: (Tecnología y seguridad minera, 1994)

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Horas de vida}} \quad \text{(Ecuación 26)}$$

Tabla 2. 8 Datos y rendimiento de equipos de perforación rotopercutiva

	Rango normal Profundidad			Número de operadores	Velocidad de penetración (cm/min)	Velocidad media de perforación (m/hr)	Compresor		
	Diametro (mm)	Maxima (m)	Media (m)				Caudal de aire (PSI)	Presion (MPa)	
Neumáticos	Martillo de mano 20 kg.	32-38	1,5	1,0	1	25	4	30	0,7
	Martillo de mano 30 kg.	30-45	3,0	2,0	1	35	6	60	07
	Vagon perforador sobre ruedas (pequeño)	38-48	8,0	5,0	1-2	45	13	80	0,7
	Vagón perforador sobre ruedas	48-64	12,0	7,0	1-2	55	16	200	0,7
	Carro perforador sobre orugas (martillo en cabeza)	64-100	20,0	10,0	1-2	60	19	300-350	0,7
	Carro perforador sobre orugas (martillo en fondo)	85-150	30,0	15,0	1-2	40	13	200	0,7
Hidráulicos	Carro sobre orugas pequeño	50-70	20,0	10,0	1-2	80	25	70	0,7
	Carro sobre orugas grande	64-125	30,0	15,0	1-2	100	35	80	0,7

Fuente: manual de perforación y voladuras de rocas

c) Intereses, seguros e impuestos. En el cálculo de este costo se aplica la siguiente expresión:

$$C_I = \frac{\frac{N + 1}{2N} * \text{precio de adquisición} * \%(\text{interes} + \text{seguros} + \text{impuestos})}{\text{Horas de trabajo al año}} \quad \text{(Ecuación 27)}$$

Siendo:

N : Número de años de vida (Tecnología y seguridad minera, 1994)

- d) **Mantenimiento y reparaciones.** Incluye los costos de mantenimiento preventivo y averías. Se estima con la siguiente expresión:

$$C_M = \frac{\text{Precio del equipo}}{1,000} * FR(\%) \quad (\text{Ecuación 28})$$

Dónde:

FR : Factor de Reparación.

Unas cifras orientativas del Factor de Reparación para los equipos neumáticos son las que se recogen en tabla 2.8, donde se consideran, por una lado, solo los repuestos y por otro, los repuestos más la mano de obra de mantenimiento. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

- e) **Mano de obra.** Corresponde al costo horario del perforista, incluyendo gastos sociales, vacaciones, etc., y del ayudante cuando se precise. (Tecnología y seguridad minera, 1994)
- f) **Combustible o energía.** Este costo se calcula a partir de las especificaciones de los motores que monte la máquina y el compresor. (Tecnología y seguridad minera, 1994)

Tabla 2. 9 Factor de reparación

Equipos neumáticos	Factor de reparación	
	Repuesto	Repuesto + M. O.
Carro sin perforadora		
Para martillo en cabeza	4 – 6 %	8 – 12 %
Para martillo en fondo	3 – 5 %	6 – 10 %
Perforadora		
Martillo en cabeza	6 – 10 %	12 – 20 %
Martillo en fondo	8 – 12 %	16 – 24 %
Martillo manual	6 – 10 %	12 – 20 %
Compresor portátil	2 – 3 %	4 – 6 %

Fuente: manual de perforación y voladura de rocas

Que pueden ser de tipo diésel o eléctrico. Para los primeros se aplica la siguiente expresión:

$$C_E = 0,3 * Potencia (kw) * FC * Precio Combustible$$

$$Ó C_E = 0,22 * Potencia (kw) * FC * Precio Combustible$$

Siendo:

FC : Factor de combustible que varía entre 0,65 y 0,85 (Tecnología y seguridad minera, 1994)

- g) **Aceite, grasas y filtros.** Se estima como un porcentaje del consumo de energía, y oscila generalmente entre el 10 y el 20 %, según las maquinas. (Tecnología y seguridad minera, 1994)
- h) **Bocas, varillas, manguitos y adaptadores.** Es una de las partidas más importantes que se puede calcularse a partir de los datos indicadores en el capítulo siguiente de accesorios de perforación y rotopercutiva.
- Otros (manguera, abrazaderas, válvula) (Tecnología y seguridad minera, 1994)

2.13. Marco conceptual

a) Perforación

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.

El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca. (Exsa. 2014)

b) Voladura

Es la acción de fracturar un trozo de roca o mineral mediante el empleo de explosivos (Exsa. 2014)

c) Riesgos vinculado a la detonación de los explosivos

- **Explosión fortuita:** detonación sorpresiva fuera del taladro
- **Tiro prematuro:** detonación adelantada de uno o más taladros
- **Tiro retardado:** no sale junto con el resto, sino después
- **Tiro fallado o cortado:** no salió total o parcialmente por falla del iniciador, guía o explosivo, deja restos que deben eliminarse posteriormente.
- **Tiro soplado:** salió sin romper la roca ni dejar restos. (Cámac, 2011)

d) Malla de perforación

Es la forma en la que se distribuye los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (Tecnología y seguridad minera, 1994).

e) Frente

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura. Exsa (2013)

f) Costos operativos o de producción mina

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción. Exsa (2013).

g) Rugosidad

Se alude a la rugosidad de la superficie y a la ondulación de la discontinuidad, pues ambos afectan la resistencia del macizo rocoso. Una alta rugosidad aumenta la resistencia a la fricción. (Exsa. 2014)

h) Resistencia de las paredes de la discontinuidad

Generalmente es la resistencia a la compresión en área confinada, pues es una buena medida de la alteración de las paredes de la discontinuidad. La resistencia aumenta con la presencia de dientes de roca en la discontinuidad. (Arteaga, 1991)

i) Abertura

Es la distancia perpendicular entre las paredes de las distancias de las diaclasas cuando estas no tienen relleno (sólo agua o aire). Hay diaclasas cerradas. (Exsa. 2014)

j) Relleno

Alude al material entre las paredes de la discontinuidad, casi siempre más blando que el macizo rocoso. Un parámetro en el material de relleno es su grado de cementación. (Arteaga, 1991)

2.14. Formulación de hipótesis

2.14.1. Hipótesis general

Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación, que permitirá una adecuada longitud de carga y reducción de costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

2.14.2. Hipótesis específicos

- Con la determinación y distribución integral de los taladros se logrará reducir los costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340 NW.
- Seleccionando el nuevo diseño de perforación y voladura, que solucionará el avance lineal del Crucero 340 NW, donde permitirá disminuir las estadísticas de voladura deficientes.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La investigación será de tipo descriptivo, mediante el cual se realizará una explicación detallada de la situación actual en los parámetros de perforación y voladura, costos de la ejecución del frente del Crucero 340NW. De la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada.

Por otra parte el estudio será de tipo explicativo, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo de tipo de carga explosiva para la voladura, y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, es mejorar el avance lineal en el frente Crucero 340 NW.

Descriptivo:

Se describe, todo referente a la perforación y voladura del avance en el Crucero 340 NW.

Aplicativo:

Se aplicara un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el crucero; donde se reducirá los costos en el frente Crucero 340 NW.

Nivel de investigación:

El nivel de investigación es: Aplicativo.

Plantea resolver el problema de costos de perforación y voladura, con el nuevo diseño de la malla en el frente Crucero 340 NW.

3.2. Diseño metodológico

En el presente trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo descriptivo y explicativo para a la determinar un nuevo diseño de la malla de perforación y la aplicación adecuada de la carga explosiva y así reducir los costos en la ejecución del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura del Crucero, posteriormente, se seleccionara un nuevo diseño de malla de perforación y selección de una adecuada carga explosiva, siguiendo los parámetros: burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva. Y por último estos resultados se comparan para evaluar la reducción de costos de perforación y voladura en el Crucero 340NW de la empresa minera Yansur S.A.C.

Este estudio plasma a un tipo de investigación descriptiva y aplicada, porque se miden de un modo cuantitativo y cualitativo, con la más alta claridad posible las variables tratadas. Por otro lado, se realiza una evaluación a las tesis y monografías usadas como referentes. La metodología de la investigación, de forma general, incluye el procedimiento metodológico, las técnicas y el universo de estudio.

3.3. Población y muestra**3.3.1. Población**

La población para este trabajo de investigación, está constituida en la empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada.

3.3.2. Muestra

La muestra está constituida por el frente Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada, del Nivel 4965 m.s.n.m.

3.4. Variables e indicadores

3.4.1. Variable independiente

Diseño de malla de perforación en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada.

3.4.2. Variable dependiente

Costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada, como se muestra en la tabla 3.1.

Tabla 3. 1 Operacionalización de variables

Variables	Indicadores	Escala de medición
Variable independiente:	<ul style="list-style-type: none"> • Número de taladros • Carga explosiva • Burden • Espaciamiento • Longitud de taladro 	<ul style="list-style-type: none"> • Unidades • kg/cc • Metros • Metros • Metros
Diseño de malla de perforación en el frente Crucero 340NW		
Variable dependiente:	<ul style="list-style-type: none"> • Costos de Equipos • Costos de Barrenos • Costos Explosivos • Costo de broca • Costo de aire comprimido. 	<ul style="list-style-type: none"> • US\$ • US\$/ml • US\$/ml • US\$/ml • US\$/ml
Costos de perforación y voladura en el frente Crucero 340NW		

Fuente: Elaboración propia

3.5. Técnicas de recolección de datos

Para poder determinar la aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se toma en cuenta todos los datos de perforación, voladura y el costo de operación mina, el control del disparo en el Crucero 340 NW y el grado de fragmentación obtenido en la voladura en el frente.

3.5.1. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para la presente investigación son:

➤ **Reporte operacional mensual**

- Cantidad de explosivo utilizado por labor
- Número de taladros
- Tipo de sostenimiento

➤ **Reporte diario de operación**

- Labor disparada.
- Explosivo utilizado.
- Número de taladros.
- Número de horas operadas de los equipos.

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

Se aplicaron instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Reducción de costos de perforación y voladura

4.1.1. Perforación y voladura no optimizada en el frente del Crucero 340 NW

La perforación se realiza con equipo tipo Jack – Leg modelo seco 250S, con una longitud de 5 pies (1.52 m.) y broca de 38mm. El proyecto se muestra en el Anexo 3.

- La sección de la galería es : 3.5 m. x 2.50 m.
- Densidad de la roca : 2.6 TM/m³
- Sección de la galería : 3.5 m x 2.5 m
- Diámetro del taladro de producción : 0.038 mm
- Diámetro del taladro alivio : 0.038 mm
- Longitud de barreno de perforación 5 pies : 1.52 m
- Tipo de corte : Corte quemado

a) Profundidad del taladro a perforarse

Utilizando la ecuación : $H = 0.15 + 34.12 * \phi - 39.4\phi^2$

Dónde:

H : Profundidad de taladros a perforarse (m)

Φ : Diámetro del taladro vacío (m)

$$H = 0.15 + 34.12 * (0.038) - 39.4(0.038)^2$$

$$H = 1.38 \text{ m}$$

b) Avance de la voladura al 95 %

Con la ecuación: $I = 0.95 * H$

Dónde:

I : Avance de la voladura (m)

H : Profundidad de los taladros a perforarse (m)

$$I = 0.95 * 1.38 \text{ m}$$

$$I = 1.31 \text{ m}$$

c) Número de cartuchos por taladro

Según la relación de longitud de carga del taco en un taladro perforado se tiene.

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{2/3 * L}{Le * 0.8}$$

Dónde:

N° Cartuchos : Total de cartuchos por taladro (unidad)

L : Longitud del taladro perforado (m)

Le : Longitud de explosivo o cartucho (m)

0.80 = 80% longitud de carga por cartucho el 20% menos al ser atacado

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{2/3 * 1.52}{0.2 * 0.8}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.666 * 1.52}{0.2 * 0.8}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 6.27$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 6 \text{ cartuchos/Taladro}$$

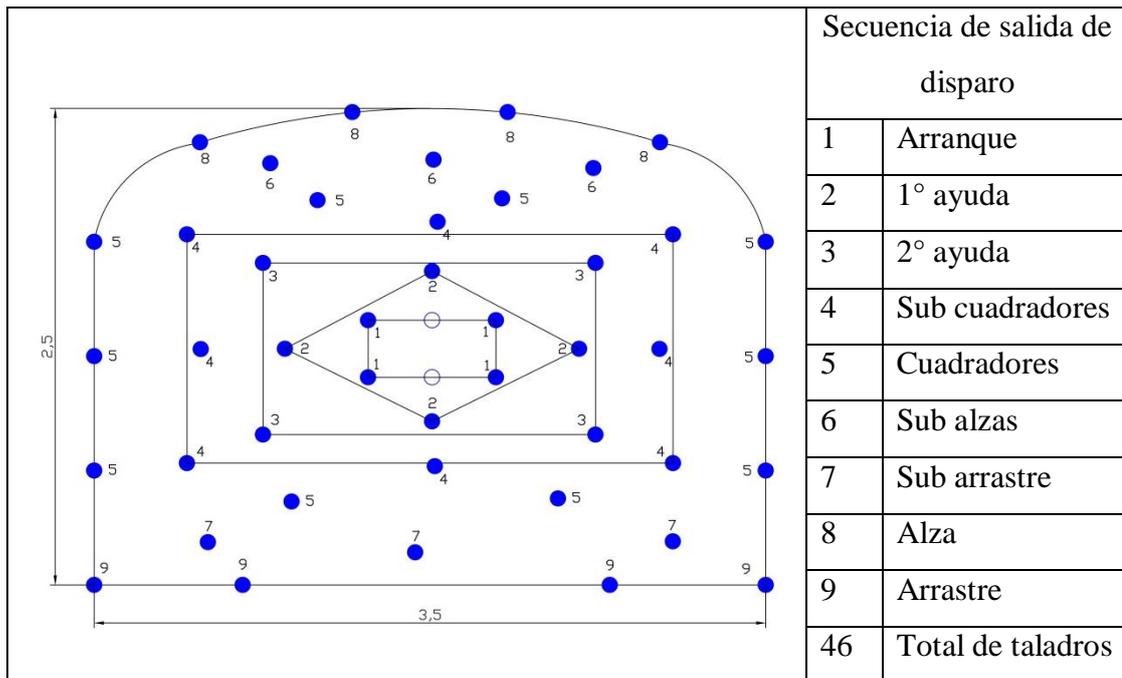


Figura 4. 1 Malla de perforación anterior en el frente del Crucero 340 NW

Fuente: Elaboración propia

El tiempo de perforación que se tiene reportado en el frente Crucero 340 NW, se muestra en el Anexo 4.

4.1.1.1. Control de tiempos de perforación anterior

Tabla 4. 1 Control de tiempos de perforación anterior

Taladros	N° de Taladros	Tiempo perforado (h min s)	Tiempo total de perforación (h min s)
Alivio	2	0:04:04	0:08:09
Arranque	4	0:04:05	0:16:18
1° Ayuda arranque	4	0:03:56	0:15:45
2° Ayuda arranque	4	0:03:56	0:15:45
Sub Cuadradores	8	0:03:56	0:31:29
Cuadradores	10	0:03:56	0:39:21
Sub Alzas	4	0:04:10	0:12:30
alzas	3	0:04:07	0:16:29
Sub Arrastres	4	0:04:09	0:12:28
Arrastres	3	0:04:07	0:16:29
Total	46	0:04:03	03:04:43

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4. 2 Resultados obtenidos en la perforación anterior

Parámetros obtenidos (perforación anterior)		
Tiempo de perforación del frente	h min s	03:04:43
Longitud de perforación	m	1.3
N° de taladros perforados	Taladros	46
Longitud total perforado/disparo	m	69
Tiempo promedio de perforación por cada taladro	h. min. s.	00:04:03

Fuente: Elaboración propia

4.1.1.2. Voladura anterior en el frente del Crucero 340 NW

Tabla 4. 3 Consumo de explosivo semexsa 65% en voladura anterior

Taladros	N° de taladros	N° de cartuchos por taladro	Total de cartuchos por taladro	Peso unitario de cartucho (kg)	Peso total de cartuchos por taladros (kg)
Alivio	2	0	0	0	0
Arranque	4	7	28	0.08	2.24
1° Ayuda arranque	4	5	20	0.08	1.60
2° Ayuda arranque	4	5	20	0.08	1.60
Sub cuadradores	8	4	32	0.08	2.56
Cuadradores	10	4	40	0.08	3.20
Sub alzas	4	4	16	0.08	1.28
Sub arrastre	3	4	12	0.08	0.96
Alza	4	4	16	0.08	1.28
Arrastres	3	5	15	0.08	1.20
Total	46		199	0.08	15.92

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4. 4 Resumen del consumo del explosivo y accesorios por disparo

Descripción	Unidad de medida	Total
Semexa 65%	kg	15.92
Mecha de seguridad	m	80.467
Fulminante N° 8	Unidades	44

Fuente: Elaboración propia

a) Cálculo de volumen roto

$$V = b * h * Lp$$

Dónde:

- V : Volumen roto (m^3)
 b : Ancho de la labor (m)
 h : Altura de la labor (m)
 Lp : Longitud de perforación (m)

$$V = 3.5 \text{ m} * 2.5 \text{ m} * 1.35 \text{ m}$$

$$V = 11.81 \text{ m}^3$$

b) Cálculo de tonelaje roto

$$TN = V * dr$$

Dónde:

- TN : Tonelaje roto de material roto (TM)
 V : Volumen roto (m^3)
 dr : Densidad de roca (kg/m^3)

$$TN = 11.81 * 2.6$$

$$TN = 30.71 \text{ TM}$$

c) Cálculo de factor de carga

$$Fc = \frac{kg - \text{explosivo}}{\text{volumen roto}}$$

$$Fc = \frac{15.92 \text{ kg}}{11.81 \text{ m}^3}$$

$$Fc = 1.35 \text{ kg/m}^3$$

d) Cálculo de carga lineal

$$F_c = \frac{kg - explosivo}{metro\ lineal}$$

$$F_c = \frac{15.92}{1.35}$$

$$F_c = 11.8\ kg/m$$

e) Cálculo de potencia

$$F_p = \frac{kg - explosivo}{Tonelaje\ roto}$$

$$F_p = \frac{15.92\ kg}{30.71\ TM}$$

$$F_p = 0.52\ kg/TM$$

f) Parámetros obtenidos en la voladura anterior

Tabla 4. 5 Resumen de resultados en la voladura anterior

Descripción	Unidad de medida	Total
Cantidad de explosivo	kg.	15.92
Volumen	m ³ .	11.81
Toneladas	TM	30.71
Factor de carga	kg/m ³	1.35
Factor de potencia	kg/TM	0.52
Factor de carga lineal	kg/m	11.80

Fuente: Elaboración propia

4.1.1.3. Costo de perforación y voladura anterior

a) Mano de obra

Tabla 4. 6 Costo de personal

Descripción	Cantidad	Costo Unitario US\$	Costo US\$/ml
Jefe de guardia	1	36.70	36.70
Capataz de mina	1	26.50	26.50
Perforista	1	23.50	23.50
Ayudante perforista	2	23.50	47.00
Vigilante	1	20.50	20.50
Bodeguero	1	17.60	17.60
Peones	8	14.70	117.60
Sub total			171.80
Leyes sociales	65%		111.67
TOTAL			283.47

Fuente: Elaboración propia

b) Máquina perforadora y compresor de aire

Tabla 4. 7 Costo de máquina de perforación y compresora de aire

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil	Longitud perforado (m)	Costo US\$/ml
Máquina perforadora	1	5,000.00	36,576.00 m	70.104	9.58
Compresor atlas copco AD55VSD	1	35,000.00	150,000.00 horas	70.104	16.36
		Total			25.94

Fuente: Elaboración propia

c) **Materiales de perforación**

Tabla 4. 8 Costo de aceros de perforación

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Metros Perforados (m)	Costo por metro (US\$/ml)	Costo de perforación (US\$/ml)
Barreno hexagonal de 5 pies	1	94.1	365.76	70.10	0.256	17.95
Broca de 38 mm	1	23.5	115.82	70.10	0.203	14.23
Total						32.18

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4. 9 Costo de mangueras y accesorios de perforación

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Costo perforación (US\$/ml)	Costo de disparo US\$/ml
Manguera de ½ (Pulg. de ø)	30 m	5.29	1,524.00	754.59	2.62
Manguera de 1 (Pulg. de ø)	30 m	2.35	1,219.20	754.59	1.45
Botellón de agua	1 pieza	382.30	29,494.89	754.59	9.78
Aceite de perforación	0.25 lt.	1			1
Total					14.85

Fuente: Elaboración propia

d) Materiales de voladura

Tabla 4. 10 Insumos de voladura

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Cantidad por disparo	Costo por disparo (US\$/ml)
Dinamita 65% 7/8x8	1	0.50	199	99.50
Fulminante n° 8	1	0.30	44	13.20
Mecha de seguridad	1	0.40	80.5	32.20
	Total			144.90

Fuente: Elaboración propia

e) Herramientas y otros materiales

Tabla 4. 11 Herramientas y otros materiales

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil por disparo (m)	Costo por disparo (US\$/ml)
Barretilla de 4 pies	1	17.60	85.50	0.21
Barretilla de 6 pies	1	23.50	85.50	0.27
Picos	1	17.60	85.50	0.21
Lampas	1	17.60	85.50	0.21
Encapsuladora	1	176.40	351.13	0.50
Saca broca descartable	1	58.80	351.13	0.17
Llave Stilson n° 14	1	10.20	85.50	0.12
Alambre n° 14 (kg)	0.25	1.40	85.50	0.02
Atacador de madera	1	7.30	85.50	0.09
Guiadores de madera	1	8.80	87.78	0.10
Plata forma de perforación	1	73.50	152.40	0.48
	Total			2.37

Fuente: Elaboración propia

f) Implemento de seguridad

Tabla 4. 12 Equipos de perforación personal

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil por disparo (m)	Costo por disparo (US\$/ml)
Protector	1	12.70	121.92	0.10
Mameluco con cintas reflectivas	1	47.00	121.92	0.39
Ropa de jebe	1	21.20	58.52	0.36
Botas con punta de acero	1 par	20.60	175.56	0.12
Lámpara	1	88.20	365.76	0.24
Respiradora 3M	1	35.30	54.86	0.64
Correa porta lámpara	1	5.80	175.56	0.03
Guantes de cuero	1 par	2.10	9.14	0.23
Filtro de respiradoras 3M	1	7.35	54.86	0.13
Tapon de oídos	1	1.50	29.26	0.05
Lentes de seguridad	1	10.30	175.56	0.06
Guantes de jebe hycron	1 par	4.40	7.62	0.58
Total				2.94

Fuente: Elaboración propia

g) Resumen del costo de perforación y voladura

Tabla 4. 13 Resumen de costo por disparo anterior

Descripción	Sub Total (US\$/ml)
Mano de obra	283.47
Máquina perforadora y compresor de aire	25.94
Materiales de perforación	32.18
Materiales de voladura	144.90
Herramientas de perforación	2.37
E.P.P	2.94
Total	491.80

Fuente: Elaboración propia

4.1.2. Diseño de la nueva malla de perforación

De acuerdo al análisis de la malla de perforación anterior, el mismo que ha tenido una serie de deficiencias en su aplicación como tal, se ha realizado el diseño de la nueva malla de perforación según las características geológicas y geomecánicas de la roca encajonante.

a) Número de taladros

Según el modelo matemático de exsa, se calcula con la siguiente ecuación el número de taladros:

$$N^{\circ} Tal. = \left(\frac{P}{dt}\right) + (k \times s)$$

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

$$N^{\circ} Tal. = \left(\frac{4\sqrt{s}}{dt}\right) + (k \times s)$$

Dónde:

- N° Tal. : Número de taladros
- P : Perímetro de la sección de la galería (m)
- Dt : Distancia entre los taladros (semi duro)
- K : Coeficiente o factor de la roca
- S : Sección de la galería (m^2)

Tabla 4. 14 Tipo de roca

TIPO DE ROCA	dt	K
Blanda	0.7	1
Semi dura	0.6	1.5
Dura	0.5	2

Fuente: Exsa soluciones

Calculando el número de taladros:

$$N^{\circ} Tal. = \left(\frac{11.83}{0.5}\right) + (2 * 8.75)$$

$$N^{\circ} Tal. = (23.66) + (17.5)$$

$$N^{\circ} Tal. = 41.16 \cong Total\ 41\ taladros$$

Tabla 4. 15 Distribución de taladros en la optimización

Descripción	N° de Taladros
Alivio	2
Arranque	4
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	4
Sub cuadradores	8
Cuadradores	11
Alzas	4
Arrastres	4
Total	41

Fuente: Elaboración propia

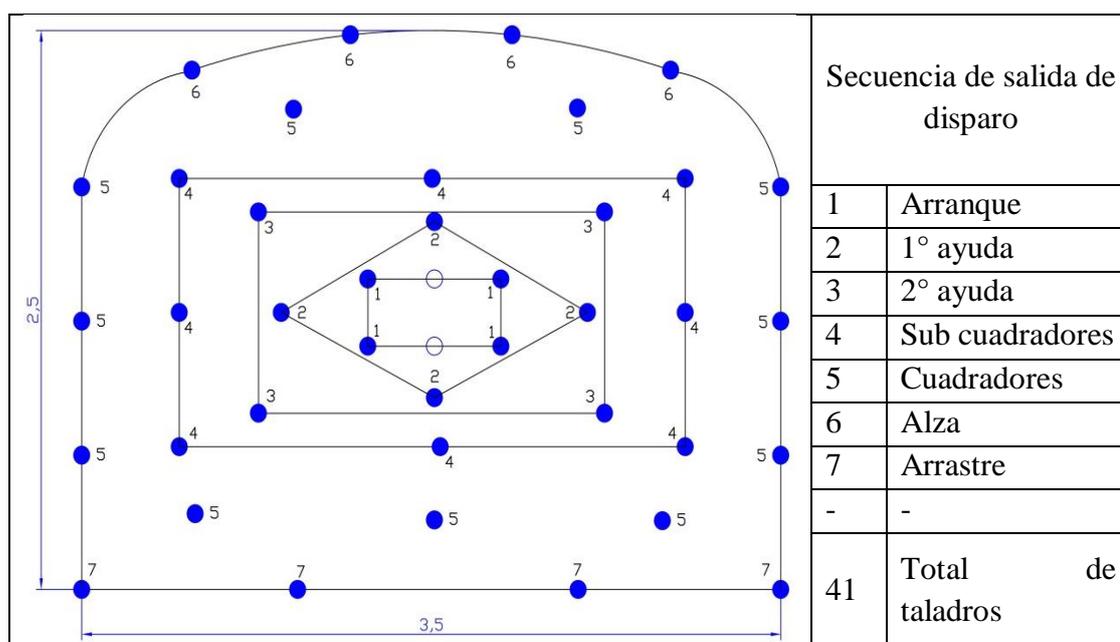


Figura 4. 2 Diseño de la nueva malla de perforación optimizado

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.1. Control de tiempo de perforación optimizado

En control de tiempo de perforación optimizado en el Crucero 340 NW, se puede observar en el Anexo 5.

Tabla 4. 16 Control de tiempos de perforación optimizado

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación (h min s)	Tiempo total de perforación del Crucero 340 NW
Alivio	2	00:04:03	00:08:07
Arranque	4	00:04:05	00:16:19
1° Ayuda arranque	4	00:03:35	00:14:19
2° Ayuda arranque	4	00:03:34	00:14:15
Sub cuadradores	8	00:03:34	00:28:28
Cuadradores	11	00:03:37	00:39:51
Alzas	4	00:03:36	00:14:23
Arrastres	4	00:04:05	00:16:19
Total	41	00:03:08	02:32:01

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 4. 17 Resultados obtenidos en la perforación optimizada

Parámetros obtenidos perforación optimizado		
Tiempo de perforación del frente	h min s	02:32:01
Longitud de perforación de cada taladro	m	1.5
Número de taladros perforados	Taladros	41
Longitud total perforados	m	61.5
Tiempo promedio de perforación	h m s	00:03:46

Fuente Elaboración propia

4.1.2.2. Voladura optimizada en el frente del Crucero 340 NW

Para obtener una voladura eficiente en el frente Crucero 340NW, se ha tomado en cuenta las características estructurales del macizo rocoso, y sea seleccionado el explosivo (semexsa 65%) y también se ha considerado el confinamiento del carguío en los taladros y la utilización adecuada de tecks o arcilla fina para sellar los taladros.

Tabla 4. 18 Consumo de explosivo en la voladura optimizado

Taladros	Número de taladros	N° de cartuchos por taladro	Total de cartuchos para cada taladro	Peso del cartucho (kg)	Total del explosivo por taladro (kg)
Alivio	2	0	0	0.08	0.00
Arranque	4	6	24	0.08	1.92
1° ayuda arranque	4	5	20	0.08	1.60
2° ayuda arranque	4	5	20	0.08	1.60
Sub cuadradores	8	4	32	0.08	2.56
Cuadradores	11	4	44	0.08	3.52
Alzas	4	3	12	0.08	0.96
Arrastre	4	4	16	0.08	1.28
Total	41		168		13.44

Fuente Elaboración propia

Tabla 4. 19 Resumen de consumo del explosivo y accesorios de disparo optimizado

Descripción	Unidad de medida	Total
Semexa 65%	kg	13.44
Mecha de seguridad	m	71.32
Fulminante N° 8	Unidades	39.00

Fuente: Elaboración propia

a) Datos del campo

- Densidad de la roca : 2.6 TM/m³
- Sección de la galería : 3.5m x 2.5m
- Diámetro de taladro de producción : 0.038 mm
- Longitud de barreno de perforacion : 5 pies (1.5m)

b) Cálculo de volumen roto

$$V = b * h * Lp$$

Dónde:

V : Volumen roto (m^3)
 b : Ancho de la labor (m)
 h : Altura de la labor (m)
 Lp : Longitud de perforacion (m)

$$V = 3.5 \text{ m} * 2.5 \text{ m} * 1.42 \text{ m}$$

$$V = 12.43 \text{ m}^3$$

c) Cálculo de tonelaje roto

$$TN = V * dr$$

Dónde:

TN : Tonelaje roto de material roto
 V : Volumen roto
 Dr : Densidad de roca

$$TN = 12.43 * 2.6$$

$$TN = 32.31 \text{ TM}$$

d) Cálculo de factor de carga

$$Fc = \frac{\text{kg} - \text{explosivo}}{\text{volumen roto}}$$

$$Fc = \frac{13.44 \text{ kg}}{12.43 \text{ m}^3}$$

$$Fc = 1.08 \text{ kg/m}^3$$

e) Cálculo de carga lineal

$$F_c = \frac{kg - explosivo}{metro\ lineal}$$

$$F_c = \frac{13.44}{1.42}$$

$$F_c = 9.46\ kg/m$$

f) Cálculo de potencia

$$F_p = \frac{kg - explosivo}{Tonelaje\ roto}$$

$$F_p = \frac{13.44\ kg}{32.31\ TM}$$

$$F_p = 0.42\ kg/TM$$

g) Parámetros obtenidos en la voladura optimizado

Tabla 4. 20 Resumen de resultados en la voladura optimizado

Descripción	Unidad de medida	Total
Total del explosivo por disparo	kg	13.44
Volumen	m ³	12.43
Toneladas	TM	32.31
Factor de carga	kg/m ³	1.08
Factor de potencia	kg/TM	0.42
Factor de carga lineal	kg/ml	9.46

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.3. Costo de perforación y voladura optimizada

a) Mano de obra

Tabla 4. 21 Costo de personal

Descripción	Cantidad	Costo Unitario US\$	Costo total US\$/ml
Jefe de guardia	1	36.70	36.70
Capataz de mina	1	26.50	26.50
Perforista	1	23.50	23.50
Ayudante perforista	2	23.50	47.00
Vigilante	1	20.50	20.50
Bodeguero	1	17.60	17.60
Peones	8	14.70	117.60
Sub total			171.80
Leyes sociales	65%		111.67
Total			283.47

Fuente: Elaboración propia

b) Maquinaria perforadora y compresor de aire

Tabla 4. 22 Costo de perforación

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil	Perforados (m)	Costo total (US\$/ml)
Máquina perforadora	1	5,000.00	36576 m	62.48	8.54
Compresor Atlas copco AD55VSD	1	35,000.00	150,000 horas	62.48	14.58
Total					23.12

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4. 23 Costo de mangueras y accesorios

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Costo de perforación (US\$/ml)	Costo por disparo (US\$/ml)
Manguera de ½ pulgada	30 m.	5.29	1,524.00	62.48	0.217
Manguera de 1 pulgada	30 m.	2.35	1,219.20	62.48	0.120
Botellón de agua	1 pieza	382.30	29,494.89	62.48	0.810
Aceite de perforación	0.25 lt.	1.00			1.000
Total					2.147

Fuente: Elaboración propia

c) Materiales de perforación

Tabla 4. 24 Costo de aceros de perforación

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Metros perforados (m)	Costo por metros perforados (US\$/ml)	Costo por disparo (US\$/ml)
Barreno hexagonal de 5 pies	1	94.10	365.76	62.48	0.256	15.99
Broca de 38 mm	1	23.50	115.82	62.48	0.203	12.68
Total						28.68

Fuente: Elaboración propia

d) Materiales de voladura

Tabla 4. 25 Costos de insumos de voladura

Insumos de voladura				
Descripción	Cantidad	Costo Unitario (US\$)	Costo de explosivos y accesorios (US\$)	Costo total (US\$/ml)
Dinamita 65% 7/8x8	1	0.50	168.00	84.00
Fulminante N° 8	1	0.30	39.00	11.70
Mecha de seguridad (m)	1	0.40	71.50	28.60
TOTAL				124.30

Fuente: Elaboración propia

e) Herramientas y otros materiales

Tabla 4. 26 Costos de herramientas y otros materiales

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Costo total de disparo (US\$/ml)
Barretilla de 4 pies	1	17.60	87.78	0.20
Barretilla de 6 pies	1	23.50	87.78	0.27
Picos	1	17.60	87.78	0.20
Lampas	1	17.60	87.78	0.20
Encapsuladora	1	176.40	351.13	0.50
Saca broca descartable	1	58.80	351.13	0.17
Llave Stilson Nro 14	1	10.20	87.78	0.12
Alambre n° 16 (kg)	0.25	1.40	87.78	0.08
Atacador de madera	1	7.30	87.78	0.08
Guiadores de madera	1	8.80	85.34	0.10
Plataforma de perforación	1	73.50	152.40	0.48
Total				2.34

Fuente: Elaboración propia

h) Implementos de seguridad

Tabla 4. 27 Costo de equipo de protección personal

Descripción	Cantidad	Costo unitario (US\$)	Vida útil (m)	Costo total de disparo (US\$/ml)
Protector	1	12.70	123.44	0.10
Mamelucos con cintas reflectivas	1	47.00	123.44	0.38
Ropa de jebe	1	21.20	59.44	0.36
Botas de jebe	1 par	20.60	176.78	0.12
Lampara	1	88.20	365.76	0.24
Respirador 3M	1	35.30	54.86	0.64
Correa porta lampara	1	5.80	175.56	0.03
Guantes de cuero	1 par	2.10	9.75	0.22
Filtro de respirador 3M	1	7.35	54.86	0.13
Tapón de oídos	1	1.50	29.26	0.05
Lentes de seguridad	1	10.30	175.56	0.06
Guantes de jebe hycron	1 par	4.40	7.62	0.58
Total				2.91

Fuente: Elaboración propia

i) Resumen del costo de perforación y voladura optimizado por disparo

Tabla 4. 28 Costo por disparo optimizado

Descripción	Costo total (US\$/ml)
Mano de obra	283.47
Máquina perforadora y compresor de aire y compresor de aire	23.12
Materiales de perforación	28.68
Materiales de voladura	124.30
Herramientas de perforación	2.34
E.P.P	2.91
Total	
	464.82

Fuente: Elaboración propia

4.2. Resultados de mallas de perforación

La optimización de perforación y voladura, se ha realizado en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. Las operaciones de perforación y voladura en el frente Crucero conducirán, según las practicas operativas y diseñadas para minimizar los costos operativos y garantizar un ambiente de trabajo seguro para el personal.

Aplicando un nuevo diseño de malla de perforación, se detalló la importancia que deben ser considerados como los principales factores:

- Número de taladros vacíos
- Diámetro de taladros vacíos
- Número de taladros de producción
- Diámetro de los taladros de producción
- Longitud de taladros perforados
- Avance lineal
- Equipo a utilizarse
- Volumen de roca
- Área de la sección del taladro
- Área de la sección de la galería
- Tonelaje de material roto

4.2.1. Malla de perforación anterior

En el diseño de la malla de perforación anterior en el frente del Crucero 340NW, de la Empresa Minera Yansur S.A.C., no se ha considerado las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, como tal se ha utilizado 46 taladros de 5 pies, de los cuales 2 son taladros de alivio, como se muestra en la tabla 4.29

Tabla 4. 29 Distribución de taladros anterior

Descripción	Número de taladros
Alivio	2
Arranque	4
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	4
Sub cuadradores	8
Cuadradores	10
Sub alzas	3
Sub arrastres	4
Alzas	3
Arrastres	4
Total	46

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. Malla de perforación optimizada

En el nuevo diseño de la malla de perforación en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C., se ha realizado los cálculos considerando las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, se ha determinado 41 taladros perforados de los cuales 2 taladros de alivio, como se muestra en la tabla 4.30.

Tabla 4. 30 Distribución de taladros optimizados

Descripción	N° de taladros
Alivio	2
Arranque	4
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	4
Sub cuadradores	8
Cuadradores	10
Alzas	4
Arrastres	4
Total	41

Fuente: Elaboración propia

Del análisis de resultados (antes y después), se concluye, con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido 05 taladros, en comparación a la malla de perforación anterior.

4.3. Resultados comparativos de voladura

4.3.1. Carga explosiva anterior

En la voladura anterior se ha utilizado mayor cantidad de explosivo debido a la mala distribución y carguío a los taladros, se ha utilizado SEMEXSA 65% y mecha de seguridad, como se muestra la cantidad empleado en la tabla 4.31.

Tabla 4. 31 Datos de la carga explosiva anterior

Descripción	Unidad de medida	Total
Cantidad de explosivo	kg.	15.92
Factor de carga	kg/m ³	1.35
Factor de potencia	Kg-explosivo/TM	0.52
Factor de carga lineal	kg/ml	11.80
Fulminante #° 8	Unidad	44.00
Mecha de seguridad	m	80.467

Fuente: Elaboración propia

4.3.2. Carga explosiva seleccionado

Según características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso se ha seleccionado el explosivo SEMEXA 65%, en mecha seguridad, resultados se muestran en la tabla 4.32.

Tabla 4. 32 Datos de la carga explosiva optimizada

Descripción	Unidad de medida	Total
Cantidad de explosivo	kg	13.44
Factor de Carga	kg/m ³	1.08
Factor de potencia	Kg-explosivo/TM	0.42
Factor de carga lineal	kg/m	9.46
Fulminante N° 8	Unidad	39.00
Mecha de seguridad	m	71.50

Fuente: Elaboración propia

4.4. Resultados comparativos de costos de perforación y voladura

4.4.1. Costos de perforación y voladura anterior

En la perforación y voladura anterior, se obtuvo altos costos de perforación y voladura debido a la utilización de una malla de perforación no adecuada y también se ha utilizado mucha carga explosiva en el carguío de taladros, los resultados se muestran en la tabla 4.33.

4.4.2. Costos de perforación y voladura optimizada

Al utilizar el nuevo diseño de la malla de perforación y selección de carga explosiva en el carguío de taladros y confinamiento correspondiente para una eficiente explosión, se ha reducido los costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C., los resultados se muestran en la tabla 4.33

Tabla 4. 33 Resumen de costos de perforación y voladura

Costos de perforación y voladura	Anterior (US\$/ml)	Optimizado (US\$/ml)	Diferencia (US\$/ml)
Mano de obra	283.47	283.47	-
Máquina perforadora y compresor de aire	25.94	23.12	2.82
Materiales de perforación	32.18	28.68	3.5
Materiales de voladura	144.90	124.30	20.60
Herramientas de perforación	2.37	2.34	0.03
E.P.P.	2.94	2.91	0.03
Costo por metro lineal	491.80	464.82	26.98

Fuente: Elaboración propia



Figura 4. 3 Resultados comparativos de costos

Fuente: Elaboración Propia

En ambos casos (antes y después), el costo de mano de obra, costo de implemento de seguridad y costo de herramientas y otros materiales son el mismo, debido a que las operaciones de perforación y voladura, se han realizado con el mismo número de personal, implementos de seguridad y herramientas, como se muestra en la figura 4.3.

4.5. Discusión de resultados de perforación y voladura

De acuerdo a los cálculos y análisis de resultados de perforación y voladura antes y después de la optimización, se muestra claramente que hay una diferencia en los parámetros y costos de perforación y voladura en el frente Crucero 340NW, como se muestra los datos en Tabla 4.34.

Tabla 4. 34 Resumen de resultados comparativos de perforación y voladura

Descripción	Unidad de Medida	Antes	Después	Diferencia
Taladros perforados	Taladro	46.0	41.0	5.0
Taladros cargados	Taladro	44.0	39.0	5.0
Dinamita SEMEXSA 65%	Cartuchos	199.0	168.0	31.0
Fulminante N° 8	unidades	44	39	5.0
Mecha de seguridad	m	80.5	71.5	9.0
Cantidad de explosivos	kg	15.92	13.44	2.48
Factor de carga	kg/m ³	1.35	1.08	0.27
Factor de potencia	kg/TM	0.52	0.42	0.1
Factor de carga lineal	kg/m	11.80	9.46	2.34
Avance lineal	m	1.35	1.42	0.07
Tiempo Prom. de perforación	h. min. s.	03:04:43	02:32:01	00:32:42
Tiempo Prom. de perforación.	h. min. s.	00:04:03	00:03:46	00:00:17

Fuente: Elaboración propia

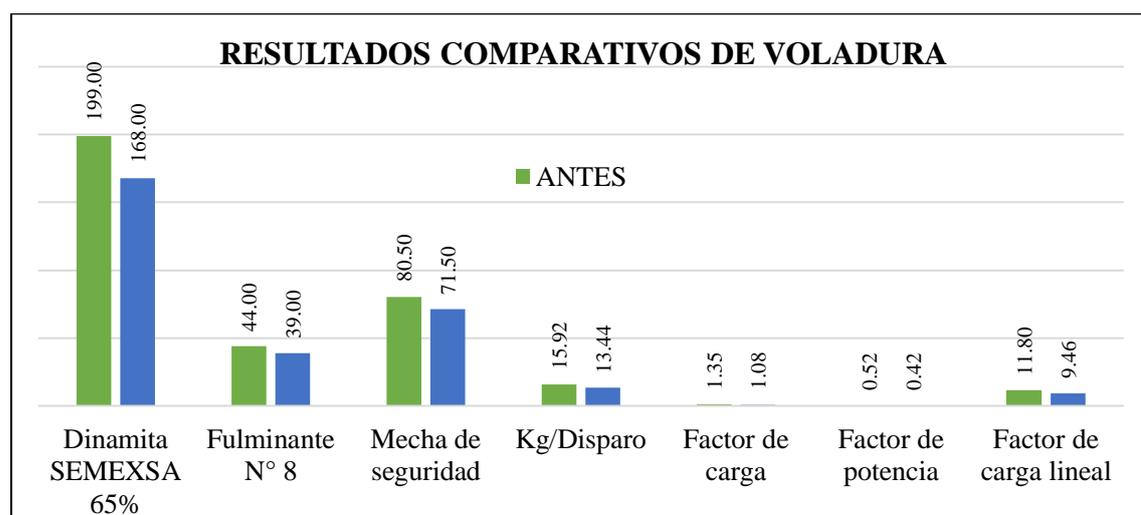


Figura 4. 4 Resultados comparativos de voladura

Fuente: Elaboración propia

En el diseño de la perforación anterior, se ha utilizado 46 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación, se ha reducido a 41 taladros perforados, haciendo una diferencia de 5 taladros, en ambos casos se ha utilizado el corte quemado de 06 taladros de 5 pies, de los cuales 02 taladros son de alivio. La comparación se muestra en la figura 4.5.

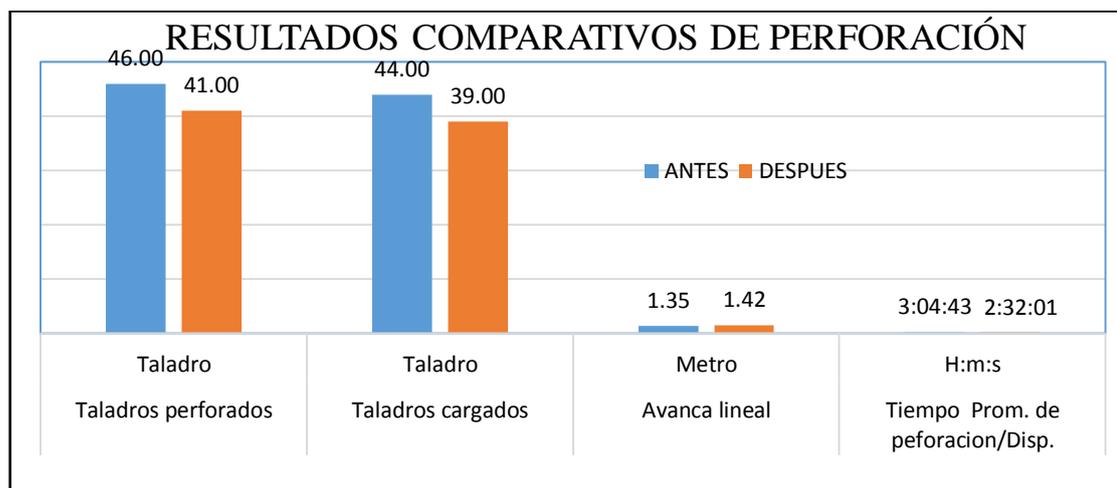


Figura 4. 5 Resultados comparativos de perforación

Fuente: Elaboración propia

Según el análisis de resultados de la perforación anterior y el optimizado se concluye que la granulometría en la voladura anterior no ha sido uniforme, presentando en algunos disparos logrando una granulometría mayores a 38 cm, y el avance lineal en un promedio de 1.35 m, el volumen obtenido ha sido un promedio de 11.81m³, un tiempo total por disparo de 3h 04min 43s y una eficiencia por disparo de 86% y un costo por metro lineal anterior era 491.80 US\$/ml

Y con el nuevo diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada se ha logrado una granulometría de tamaño < a 25 cm, el avance lineal un promedio de 1.42 m, el volumen obtenido de 12.43 m³, un tiempo total por disparo de 2h 32min 0s, una eficiencia de perforación de 92 %, y un costo total de 464.82 US\$/ml.

Finalmente se concluye que de acuerdo al análisis de costos de perforación y voladura (antes y después) se concluye que el costo se ha reducido a 26.98 US\$/ml. Empleando el nuevo diseño de la malla de perforación como se muestra en la figura 4.5.

4.6. Comparación de resultados con antecedentes de investigación

En la tesis titulado “*Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina el Cofre*”. Con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg/disparo a 1.51 kg/ml. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57.89 US\$/ml a 50.1 US\$/ml.

En nuestra investigación se ha reducido el número de taladros en el frente Crucero 340 NW, de 46 taladros a 41 taladros, también se ha reducido la cantidad del explosivo a 2.48 kg/ml y el costo total de perforación y voladura se reduce a 26.98 US\$/ml y se mejora el avance lineal 0.07 metros.

La comparación es muy diferente, según las especificaciones que intervienen en la tesis mencionado, por lo tanto podemos decir que estos resultados son de acuerdo al tipo de roca, sección del frente y al tipo de explosivo que utiliza cada empresa, para realizar la voladura de sus frentes de avance.

CONCLUSIONES

Se tenía anteriormente un costo total por disparo de 491.80 US\$/ml y con el nuevo diseño de malla de perforación, se obtiene 464.82 US\$/ml, con una reducción de costo por disparo de 26.98 US\$/ml. Donde se ahorró un porcentaje de los explosivos porque se mejoró una adecuada distribución de los taladros en el frente Crucero 340 NW.

Se determinó la distribución integral de los taladros, donde el factor de carga anterior era de 1.35 kg/m³ y actual es de 1.08 kg/m³, con una reducción de 0.27 kg/m³. Y el costo de material de voladura anterior era de 144.90 US\$/ml y con optimo distribución del longitud de carga se obtiene un costo de 124.30 US\$/ml; con una diferencia de 20.60 US\$/disparo.

Con la selección del nuevo diseño de malla de perforación, se reduce 5 taladros “5 pies”, y el avance lineal en el Crucero se mejora en 7 cm, en cada disparo. Que nos indica el nuevo diseño de malla es favorable para el Crucero 340 NW, en la empresa minera Yansur S:A.C.

RECOMENDACIONES

Para ampliar y mejorar el presente trabajo de investigación, se recomienda utilizar datos geomecánicos y así se podrá controlar el paralelismo de los taladros de perforación en los frentes de avances de la Empresa Minera Yansur, con su respectivo pintado de la malla de perforación y lograr los objetivos planeados.

Los taladros de perforación y voladura es posible reducir, utilizando otro tipo explosivo con el diseño de la malla planteado, por lo que se recomienda una nueva prueba para lograr un nuevo resultado de voladura.

Se recomienda aplicar un nuevo sistema de iniciación de la voladura, para poder obtener un nuevo resultado de la fragmentación del macizo rocoso y minimizar los costos de voladura, en el frente del Crucero 340NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C.

BIBLIOGRAFÍA

- Ayamamani Pachari, C. (2016). *Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Arteaga Rodriguez, R., Lopez Jimeno, C., Camara Rascon, A., Gutierrez del Alamo, L. F., Montes Villalon, J. M., Roman Ortega, F., De la vega Panizo, R. (1991). *Manual de evaluación tecnico – economica de proyectos mineros de inversion.* Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid, España.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Clasificación geomecánica o RMR. Recuperado de <https://es.slideshare.net/roblesperes/clasificacin-geomecnica-de-bieniawski-ormr>
- Cámac Torres, A. (2011). *Tecnología de explosivos.* Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Cenzano Depaz, C. V. (2010) *Optimización de operaciones en la empresa minera Cenzacont SRL Minas Ana María.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Carreón Q., J. (2001). *"Optimización de perforación y voladura en la rampa principal 523 sistema mecanizado mina - San Rafael.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Cuanta Chua, E. T. (2002). *Planeamiento y diseño de minado subterráneo veta N3 sección III Mina Yauliyacu.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Chambi Flores, A. (2011). *Optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.

- Chahuares Sairitupa, F. C. (2012). *Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina el Cofre*. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Chávez V., A., & Salas A., G. (1996). *Geología de los cuadrángulos de Putina y la Rinconada*. Lima, Perú. Recuperado de <https://en.calameo.com/read/0008201294844ec607a35>
- Duque Escobar, G. (2016). *Manual de geología para ingenieros* (Cap. 12). Universidad Nacional de Colombia, Manizales, Colombia. Recuperado de <https://www.Bdigital.unal.edu.co/1572/>
- Exsa (2013). *Manual práctico de voladura* (4ª ed). Lima, Peru. Recuperado de <https://exsa.net/wp-content/publicacion/manual-de-voladura.pdf>
- Fulminante simple # 8 (2015). *Exsa soluciones exactas*. Lima, Peru. Recuperado de <https://exsa.net/wp-content/fichas-tecnicas/FULMINANTE-SIMPLE.pdf>
- Lupaca Marca, J. P. (2009). *Costos en operaciones mineras unitarias subterráneas*. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Mecha de seguridad (2015). *Exsa soluciones exactas*. Lima, Peru. Recuperado de <https://exsa.net/wp-content/fichas-tecnicas/MECHA-DE-SEGURIDAD.pdf>
- Mamani Neyra, I.R. (2016). *Análisis y optimización de costos de perforación y voladura en la construcción del canal San Antonio de Miña*. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Pernia Llera, J. M., Lopez Jimeno, C., Pla Ortiz de Urbina, F., y Lopez Jimeno, E. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid, España.
- Semexa (2015). *Exsa soluciones exactas*. Lima, Peru. Recuperado de <https://exsa.net/wp-content/fichas-tecnicas/SEMEXSA.pdf>

Tecnología y seguridad minera (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas* (2^a ed). Madrid, España. Instituto Tecnológico Geominero de España. Recuperado de <https://es.scribd.com/doc/50618733/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas>

ANEXOS

Anexo 1 Ubicación de la Mina Rinconada

Anexo 2 Columna estratigráfica de los cuadrángulos de Putina y la Rinconada

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA						
YACIMIENTO AURIFERO "ANA MARIA" - MINAS LA RINCONADA						
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRÁFICA	GROSOR mts.	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEPÓSITOS GLACIO FLUVIALES	60		conglomerados sub-redondeados
			DEPOSITOS MORRENICOS			Morrenas y gravas subangulosas litológicamente heterogeneas
	NEOGENO	PLIOCENO	DEPÓSITOS GLACIO - FLUVIALES	30		gravas subredondeadas y subangulosas, lutitas y siltitas conglomeradas
			FORMACIÓN ARCO AJA	50		conglomerados poco consolidados intercalados con lodolitas
PALEOZOICO	DEVONIANO	SILURIANO	FORMACIÓN ANAÑEA	800		pizarras gris oscuras con características laminares, niveles pelíticos micaceos y delgados, abundantes juntas desordenadas. Capas de areniscas cuarzosas
						ORDOVICICO
	INFERIOR	LLANVIRNIANO	secuencias de pizarras con características laminares, intercaladas con limoarcillas, probablemente del grupo San Jose			

Fuente: Geología de los cuadrángulos de Putina y la Rinconada



Anexo 3 Vista en planta y perfil del frente Crucero 340 NW

Anexo 4 Control de tiempos de taladro de perforación no optimizado

FECHA	CONTROL DE TIEMPOS DE TALADROS DE PERFORACION NO OPTIMIZADOS DEL MES DE SETIEMBRE - OCTUBRE												
	Alivio	Arranque	1° Ayuda arranque	2° Ayuda arranque	Sub Cuadradores	Cuadradores	Sub Alzas	Sub Arrastres	Alzas	Arrastres	Tiempo total de perforación	Avance lineal (metros)	
Martes 20/09/2016	00:04:06	00:04:05	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:12	00:04:06	00:04:10	00:04:05	03:04:28	1.36	
Miércoles 21/09/2016	00:04:04	00:04:06	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:04:10	00:04:09	00:04:11	00:04:04	03:05:02	1.35	
Jueves 22/09/2016	00:04:03	00:04:04	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:09	00:04:04	00:04:09	00:04:04	03:03:48	1.32	
Viernes 23/09/2016	00:04:03	00:04:06	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:04:07	00:04:05	00:04:08	00:04:07	03:04:18	1.30	
Sábado 24/09/2016	00:04:03	00:04:05	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:04:11	00:04:07	00:04:10	00:04:07	03:05:18	1.42	
Lunes 26/09/2016	00:04:04	00:04:03	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:04:08	00:04:06	00:04:09	00:04:05	03:04:20	1.34	
Martes 27/09/2016	00:04:03	00:04:05	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:13	00:04:10	00:04:10	00:04:07	03:04:52	1.30	
Miércoles 28/09/2016	00:04:06	00:04:04	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:10	00:04:05	00:04:11	00:04:05	03:03:38	1.39	
Jueves 29/09/2016	00:04:03	00:04:05	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:09	00:04:06	00:04:08	00:04:06	03:03:36	1.36	
Viernes 30/09/2016	00:04:05	00:04:06	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:09	00:04:05	00:04:09	00:04:05	03:04:06	1.32	
Sábado 01/10/2016	00:04:04	00:04:04	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:04:08	00:04:06	00:04:08	00:04:05	03:04:52	1.38	
Lunes 03/10/2016	00:04:04	00:04:05	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:07	00:04:09	00:04:10	00:04:09	03:04:12	1.29	
Martes 04/10/2016	00:04:04	00:04:05	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:11	00:04:04	00:04:11	00:04:07	03:03:38	1.34	
Miércoles 05/10/2016	00:04:05	00:04:04	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:04:08	00:04:05	00:04:08	00:04:08	03:04:20	1.39	
Jueves 06/10/2016	00:04:06	00:04:06	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:03:58	00:04:09	00:04:07	00:04:09	00:04:10	03:05:16	1.30	
Viernes 07/10/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:08	00:04:06	00:04:09	00:04:08	03:03:34	1.36	
Sábado 08/10/2016	00:04:06	00:04:04	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:10	00:04:10	00:04:08	00:04:10	03:04:36	1.38	
Lunes 10/10/2016	00:04:03	00:04:03	00:03:54	00:03:54	00:03:54	00:03:54	00:04:10	00:04:09	00:04:10	00:04:09	03:03:24	1.39	
Martes 11/10/2016	00:04:03	00:04:03	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:11	00:04:10	00:04:10	00:04:10	03:04:04	1.35	
Miércoles 12/10/2016	00:04:05	00:04:04	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:03:57	00:04:08	00:04:11	00:04:09	00:04:10	03:04:56	1.37	
Jueves 13/10/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:09	00:04:08	00:04:11	00:04:08	03:04:20	1.36	
Viernes 14/10/2016	00:04:04	00:04:04	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:03:55	00:04:08	00:04:11	00:04:08	00:04:11	03:03:58	1.30	
TIEMPO PROMEDIO	00:04:04	00:04:05	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:03:56	00:04:10	00:04:07	00:04:09	00:04:07	03:04:43	1.35	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 5 Control de tiempos de taladro de perforación optimizado

FECHA	CONTROL DE TIEMPOS DE TALADROS DE PERFORACION OPTIMIZADOS DEL MES DE NOVIEMBRE - DICIEMBRE										
	Alivio	Arranque	1° Ayuda arranque	2° Ayuda arranque	Sub Cuadradores	Cuadradores	Alzas	Arrastres	Tiempo total de perforacion	Avance lineal (metros)	
Lunes 01/09/2016	00:04:03	00:04:07	00:03:35	00:03:35	00:03:32	00:03:40	00:03:36	00:04:06	2:32:57	1.42	
Martes 02/09/2016	00:04:04	00:04:05	00:03:32	00:03:34	00:03:31	00:03:38	00:03:35	00:04:06	2:32:11	1.38	
Miercoles 03/09/2016	00:04:02	00:04:06	00:03:33	00:03:32	00:03:33	00:03:39	00:03:34	00:04:03	2:31:56	1.45	
Jueves 04/09/2016	00:04:01	00:04:04	00:03:34	00:03:34	00:03:32	00:03:38	00:03:37	00:04:05	2:32:20	1.40	
Viernes 05/09/2016	00:04:05	00:04:04	00:03:34	00:03:34	00:03:32	00:03:37	00:03:37	00:04:04	2:32:19	1.39	
Sabado 06/09/2016	00:04:03	00:04:03	00:03:37	00:03:33	00:03:33	00:03:40	00:03:35	00:04:04	2:32:24	1.43	
Lunes 08/09/2016	00:04:04	00:04:05	00:03:36	00:03:33	00:03:34	00:03:39	00:03:35	00:04:03	2:32:30	1.42	
Martes 09/09/2016	00:04:01	00:04:06	00:03:35	00:03:36	00:03:35	00:03:36	00:03:36	00:04:06	2:33:13	1.44	
Miercoles 10/09/2016	00:04:02	00:04:07	00:03:38	00:03:34	00:03:35	00:03:38	00:03:34	00:04:07	2:33:17	1.43	
Jueves 11/09/2016	00:04:00	00:04:03	00:03:36	00:03:34	00:03:34	00:03:38	00:03:34	00:04:05	2:32:28	1.44	
Viernes 12/09/2016	00:04:03	00:04:04	00:03:35	00:03:35	00:03:33	00:03:37	00:03:36	00:04:05	2:32:39	1.43	
Sabado 13/09/2016	00:04:03	00:04:04	00:03:35	00:03:36	00:03:35	00:03:36	00:03:35	00:04:07	2:33:11	1.43	
Lunes 15/09/2016	00:04:04	00:04:06	00:03:34	00:03:34	00:03:34	00:03:39	00:03:38	00:04:04	2:32:53	1.40	
Martes 16/09/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:34	00:03:36	00:03:34	00:03:39	00:03:37	00:04:06	2:33:17	1.39	
Miercoles 17/09/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:33	00:03:32	00:03:35	00:03:37	00:03:36	00:04:06	2:32:36	1.42	
Jueves 18/09/2016	00:04:06	00:04:06	00:03:35	00:03:33	00:03:33	00:03:37	00:03:37	00:04:07	2:32:51	1.41	
Viernes 19/09/2016	00:04:03	00:04:07	00:03:36	00:03:33	00:03:32	00:03:38	00:03:35	00:04:05	2:32:27	1.42	
Sabado 20/09/2016	00:04:02	00:04:03	00:03:37	00:03:32	00:03:33	00:03:35	00:03:34	00:04:05	2:32:00	1.40	
Lunes 22/09/2016	00:04:02	00:04:03	00:03:34	00:03:32	00:03:34	00:03:35	00:03:36	00:04:02	2:31:47	1.40	
Martes 23/09/2016	00:04:04	00:04:04	00:03:34	00:03:34	00:03:34	00:03:36	00:03:36	00:04:03	2:32:22	1.41	
Miercoles 24/09/2016	00:04:04	00:04:04	00:03:35	00:03:35	00:03:35	00:03:36	00:03:37	00:04:04	2:32:54	1.38	
Jueves 25/09/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:33	00:03:34	00:03:34	00:03:35	00:03:35	00:04:05	2:32:29	1.43	
Viernes 26/09/2016	00:04:05	00:04:05	00:03:32	00:03:34	00:03:34	00:03:36	00:03:35	00:04:02	2:32:10	1.46	
TIEMPO PROMEDIO	00:04:03	00:04:05	00:03:35	00:03:34	00:03:34	00:03:37	00:03:36	00:04:05	2:32:01	1.42	

Fuente: Elaboración propia