



UNIVERSIDAD SAN SEBASTIÁN
FACULTAD DE INGENIERÍA, ARQUITECTURA Y DISEÑO
INGENIERÍA CIVIL EN MINAS

**DISEÑO TÉCNICO Y ECONÓMICO UTILIZANDO EL MODELO MATEMÁTICO
DE PEARSE PARA LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EN VOLADURA DE
BANCOS EN MINA MANTOS DE LA LUNA**

**Proyecto De Título Que Cumple Los Requisitos Para Optar Al Título De
Ingeniero Civil En Minas**

Alumno: Nicolás Rodrigo Cid Arévalo
Profesor Guía: Dr. Ing. Jorge Antonio Villarroel Villalobos

Santiago, 2024

DEDICATORIAS

AGARDECIMIENTOS

INDICE DE CONTENIDOS

INDICE DE ILUSTRACIONES.....	8
INTRODUCCIÓN	1
OBJETIVOS.....	3
JUSTIFICACION DEL PROYECTO.....	4
ALCANCES Y LIMITACIONES.....	5
PROBLEMÁTICA	6
METODOLOGIA	7
CAPITULO 1: ANTECEDENTES GENERALES	8
1. Historia De La Compañía Mantos De La Luna	8
1.1 Ubicación	9
1.2 Clima	9
1.3 Geología.....	10
1.3.1 Formación La Negra	11
1.3.2 Batolito De La Costa.....	11
1.3.3 Geología Estructural Mantos De La Luna.....	12
1.4 Perforación	14
1.5 TRONADURA MANTOS DE LA LUNA	15
CAPITULO 2: MARCO TEORICO	19
2.1 Explotación A Cielo Abierto	19
2.2 Bancos Mineros.....	19
2.2.1 Talud	20

2.3	Rampa	21
2.4	Propiedades Mecánicas Y Físicas De Las Rocas	22
2.4.1	Resistencia a la compresión	22
2.4.2	Resistencia a la tracción	22
2.4.3	Cohesión	23
2.5	Perforación	23
2.9.1	Perforación Manual	23
2.9.2	Perforación Mecanizada	24
2.9.3	Método Rotativo	24
2.9.4	Método Roto percutivo	24
2.9.5	Perforación Neumática	25
2.9.6	Perforación Hidráulica	25
2.6	Pistón De Percusión	25
2.9.1	Martillo En Cabeza	26
2.9.2	Martillo En Fondo	26
2.7	Perforación De Banqueo	26
2.8	Pasadura O Sobre perforación	27
2.9	Tronadura	27
2.9.1	Explosivo	27
2.9.2	Procesos De Descomposición	27
2.10	Tipos De Explosivos	29
2.11.1	ANFO	29
2.11.2	Emulsiones	30
2.11.3	Cebo O prima	31

2.11.4	Iniciadores O Detonadores	31
2.11.5	Cordón Detonante (Nonel)	32
2.11.6	Detonadores Ordinarios Y Mecha Lenta (Nonel).....	33
2.11.7	Multiplicador O Booster	33
2.11	Propiedades De Los Explosivos	34
2.11.1	Velocidad De Detonación (VD).....	34
2.11.2	Densidad	34
2.11.3	Presión De Detonación	35
2.12	Tronadura De Bancos	35
2.12.1	Altura de banco	35
2.12.2	Diámetro de perforación	36
2.12.3	Carga De Fondo.....	36
2.12.4	Carga de Columna.....	37
2.12.5	Retacado O Taco	37
2.13	Malla De Perforación.....	37
2.14	Tiros De Pre-Corte	38
2.15	Modelos Matematicos.....	39
2.15.1	Modelo Matemático De Pearse	40
CAPITULO 3: DESARROLLO DEL TRABAJO		44
3.1	Cálculo Del RQD (Rock Quality Designation)	45
3.2	Cálculo De Parámetros De RMR De Bieniawski	51
3.3	Tabla de resultado de RMR de Bieniawski.....	56
3.4	Modelo Matemático De Pearse.....	57
3.5	Empleo Jk Simblast	58

3.6	Uso JK Simblast	62
	CAPITULO 4: DISCUSION DE RESULTADOS	66
	CONCLUSIONES	68
	RECOMENDACIONES	69
	REFERENCIAS	70
	ANEXOS	73

INDICE DE ILUSTRACIONES

Imagen 1: Ubicación Geográfica Mantos de La Luna.....	10
Imagen 2: Fallas en el yacimiento Mantos de La Luna	12
Imagen 3: Detonador No Eléctrico	32
Imagen 4: Composición Mecha Lenta	33
Imagen 5: Burden.....	38
Imagen 6: Tiro de Pre-corte en un banco	39
Imagen 7: Parámetros para la utilización del RMR	43
Imagen 8: Tabla calificación RQD	50
Imagen 9: Análisis tronadura	64
Imagen 10: Distribución de la energía en el área.....	64

INTRODUCCIÓN

La minería es la operación del sector primario encargada de extraer los recursos minerales que el mundo requiere y demanda para la elaboración y producción de productos y servicios que necesitan de ciertos minerales que los dotan de características específicas proporcionadas por estos. Desde hace cientos de años que existe la minería, comenzando desde la obtención de recursos relativamente superficiales hasta llegar a profundidades kilométricas, debido al avance y crecimiento de los países y sus industrias. El negocio minero no existiría sin la trazabilidad de estos recursos, por lo que, primeramente, se basa en inversiones respaldadas por estudios y muestreos que indican la presencia de mineral en un determinado lugar, posterior a esto se profundizan los estudios, entregando tonelajes, leyes, litología, geotecnia, etc., con el que se determina el método de explotación y si es que los costos de extracción se verán compensados por las utilidades.

El cobre es un mineral valioso al presentar propiedades de conductividad eléctrica y térmica, es muy importante debido a que está presente en la mayoría de las tecnologías más importantes y que se encuentran en transición; Electromovilidad, energías bajas en emisiones, almacenamiento energético y redes eléctricas (Araya, 2022) e incluso se encuentra presente en prendas, utensilios y monedas, por eso, es indispensable su extracción para su posterior comercialización hacia los diferentes mercados que necesiten de este dichoso recurso.

Para Chile la explotación del cobre es uno de los pilares más fuertes que mantiene la economía del país, además de comercializarlo, es una puerta que promueve a que empresas externas se instalen en el país e inviertan, produciéndose miles de empleos para los chilenos, además de que el cobre ostenta de una alta presencia

en el norte del país. Cabe recalcar que el año pasado el país mantuvo el primer lugar en la producción mundial de cobre, con un 24,5% de participación y un PIB nacional del 11,9% (Minería, 2023). El negocio minero en Chile está bien posicionado globalmente y es por eso por lo que se busca siempre minimizar los costos de extracción y agilizar la producción.

La fragmentación en la minería es la acción de descomponer materiales en distintas formas y tamaños, llamados fragmentos, en la minería a gran escala, esto se realiza con la operación unitaria de perforación y tronadura, por medio de diagramas de disparos, y barrenos, en donde se introducirán los explosivos para liberar el material de interés de la mena y cumplir con que la granulometría sea lo más óptima posible para su acarreo. Un menor consumo energético puede alcanzarse si se favorece fragmentación in-situ del material rocoso (Suzuki, 2021), porque si se presentan minerales en mal estado, todo el proceso hacia adelante se verá afectado, resultando un cobre menos competitivo a nivel global.

El proyecto se guiará por el modelo matemático de Pearse para el diseño de una malla de voladura por banqueo, donde el burden toma el papel protagónico de las variables aleatorias. En este modelo se concluyó que hay una relación entre la presión de detonación y la resistencia dinámica de la roca.

La Mina Mantos de La Luna define el proyecto y es donde se realizarán los análisis, evaluaciones y aplicaciones, esta Mina se dedica a la extracción de minerales óxidos de cobre a 37 Kilómetros al sur de Tocopilla en la zona de la cordillera de la costa. (Compañía Mantos de La Luna, s.f.)

OBJETIVOS

Objetivo General

Mejorar granulometrías de material fragmentado post voladura de banqueo

Objetivos Específicos

- Evaluar las características de roca presente en los bancos de voladura.
- Utilizar el modelo matemático de Pearse para diseñar un diagrama de perforación y tronadura.
- Aplicar el diagrama de disparo para lograr una fragmentación adecuada.
- Analizar el tamaño del material fragmentado post voladura.
- Desarrollar una evaluación de costos de la operación.

JUSTIFICACION DEL PROYECTO

La minería siempre buscará hacer el negocio minero lo más rentable posible y la operación de voladura de rocas percibe costos significativos, al igual que los desafíos en la elaboración de parámetros geométricos en las mallas de disparos. La tronadura para la extracción de minerales de interés tiene mucha importancia por el estado en el que se encontrará el material para su posterior manejo y tratamiento.

El proyecto, tiene la finalidad de encontrar un nuevo parámetro geométrico para las mallas de disparos en voladura de bancos, utilizando una herramienta matemática, permitiendo encontrar un nuevo burden, acorde a las propiedades de roca presentes en el yacimiento. Contribuyendo en un nuevo enfoque y estimación, con la posibilidad de mejorar el potencial en la eficiencia de recursos. El estado técnico se basa en una comparación de estudios previos y que se complementan con características de roca presente en el yacimiento, proporcionando una base con fundamento para el nuevo diseño, además de respetar las limitaciones operacionales dentro de La Mina.

ALCANCES Y LIMITACIONES

Este proyecto solo se regirá por métodos y prácticas que sean atingentes en lo que respecta a minería a cielo abierto y en lo específico a La Mina Mantos de La Luna.

Las modificaciones o alteraciones físicas, solo se realizarán dentro de las dependencias de la mina.

Se analizará geológicamente solo material o roca, que sea predominante y no cada mineral presente, dado que este proyecto tiene un enfoque más general sobre el yacimiento.

En este proyecto solo se tomará en consideración las perforaciones y sus parámetros controlables y no la manera en que se realizaron estos, incluyendo equipos o maquinarias de perforación.

Los explosivos no son un factor que determine los resultados de este proyecto. Y el enfoque solo está dirigido hacia voladuras de bancos.

Para el uso del modelo matemático de Pearse, en caso de que se cuente con información vital para el desarrollo del RMR de Bieniawski, se tomara en consideración el RMR.

PROBLEMÁTICA

En el contexto de La Mina de La Compañía Minera Mantos de La Luna, es de suma importancia lograr una eficiencia en la operación de perforación y tronadura, con tal de que logren disminuir los costos operativos de esta. Primeramente, se necesitan establecer ciertos parámetros que sean compatibles al mismo yacimiento y su condición, pero también, que puedan optimizar la operación y asegurar el control en la aplicación de explosivos.

Si la malla de disparos muestra una distribución desigual con la condición del yacimiento, se reflejaría en una ineficiencia en los recursos y en los resultados. A medida que la producción sigue su ritmo, los costos aumentan, pero también se pueden alterar negativamente las condiciones en el terreno donde se ejercen la operación.

Este proyecto busca indagar en los desafíos de implementación en el diseño del cálculo de un nuevo burden, en base a las características geomecánicas y geológicas del terreno. Utilizando el modelo matemático de Pearse, para lograr un balance proporcional entre los recursos y los resultados.

METODOLOGIA

Para este proyecto se realizará la búsqueda de información que aporte en la investigación para el diseño técnico y económico de la fragmentación de rocas en bancos.

- Revisión bibliográfica de perforación y tronadura.
- Búsqueda de antecedentes litológicos de la Mina Mantos de La Luna.
- Utilizar información de recursos geológicos desde Enami y Sernageomin.
- Aplicar el modelo matemático de Pearse para la fragmentación de rocas a cielo abierto en Mina Mantos de La Luna.
- Diseñar malla de voladura y utilizar software JK Simblast.
- Analizar granulometría del material obtenida post voladura.
- Evaluar los costos asociados al elaborar el diagrama de disparos.

CAPITULO 1: ANTECEDENTES GENERALES

1. Historia De La Compañía Mantos De La Luna

La compañía Mantos de La Luna S.A (Antes llamada Compañía Minera de Tocopilla S.A) comenzó legalmente sus labores mineras el 29 de noviembre del año 1919, en sus terrenos “Minita – Despreciada” al norte de La Ciudad de Tocopilla. Esta mina comenzó su explotación con minerales óxidos de cobre de alta ley aplicando fundición, pero en el año 1923 sufre una escasez de los minerales de óxidos, por lo que a más profundidad se logran encontrar con minerales sulfurados y por ende su tratamiento cambia e instalan una de las primeras plantas de flotación de Chile.

El año 1956 comienzan las labores de una de sus Minas llamada “Buena Esperanza” la cual se posiciono como la principal productora de sulfuros de la compañía. Posterior a esto, en el año 1960 la planta “Diana” comienza sus operaciones de lixiviación para los minerales de óxidos de cobre. Para el año 1987 surge un hito de la minería en el mundo, ya que, se inició la construcción de una planta de lixiviación, extracción por solventes y una electrodeposición que utiliza agua de mar, la primera en el mundo.

En el año 1996 se afilia La Minera Maitenes con el propósito de procesar escorias desde la Ex Fundación “Ventanas”, operando a mediados de 1998.

El yacimiento “Mantos de La Luna” tiene fecha histórica de descubrimiento hacia el año 1957 y constituida como una compañía cuprífera, la cual construyo una planta cerca de La Ciudad de Tocopilla, para poder tratar en promedio 1.500 toneladas al mes. A mediados de 1957 y 1959 se logró por medio de estudios gracias a Mervin

Berstein, localizar reservas de entre 447.000 toneladas con una ley del 3% de cobre soluble. Entre los años 1965 y 1966 la compañía Wells Cobre arriendo La Mina y La Planta, pero estuvo detenida en esos años y en el año 1971 La Enami adquirió estas instalaciones, operando hasta el año 1978.

Finalmente, en el año 1988 Enami ofertó por medio de licitaciones las pertenencias mineras de Mantos de La Luna, las cuales fueron cedidas a La Compañía Minera de Tocopilla. (Compañía Mantos de La Luna, s.f.).

Actualmente La Mina alcanza una producción de 30.000 toneladas por día, en el movimiento tanto de estériles como mineral (Universidad de Antofagasta).

1.1 Ubicación

La Mina Mantos de La Luna (Uno de los cuatro yacimientos de La Empresa) se encuentra en La Segunda Región de Antofagasta a 36 km al sur de Tocopilla, 145 km al norte de La Ciudad de Antofagasta y aproximadamente 27 km al suroeste de la intersección de la ruta 24 con la ruta b-172, se ubica en el sector de La Cordillera de La Costa, a una altura aproximada de 1.300 m.s.n.m. (Compañía Mantos de La Luna, s.f.)

1.2 Clima

En la zona del yacimiento, muy cerca de la costa, el clima presente es del tipo desértico costero. Produciéndose una neblina costera o “camanchaca” bastante frecuente en la costa debido principalmente por el ascenso de las masas de aire al enfrentar el acantilado costero. Las camanchacas ayudan a atrapar la humedad del

aire y produciéndose una aridez desértica hacia el este. (Universidad de Antofagasta)

Imagen 1: Ubicación Geográfica Mantos de La Luna



Fuente: Arismendi, 2020

1.3 Geología

La Mina Mantos de La Luna ha sido catalogada como un depósito del tipo estratoligado perteneciente a La Franja Metalogénica de La Cordillera de La Costa del Norte de Chile (Abarca, 2010). La mena principal es la Atacamita y la Crisocola, ambas siendo minerales oxidados de cobre (Arismendi, 2020). El yacimiento se encuentra emplazado principalmente en rocas volcánicas de la Formación La Negra e intrusivos menores como diques o sills (Leiva, 2010), las cuales son conformadas por rocas andesíticas y en menor medida basálticas, porfídicas y afaníticas. La formación La Negra está principalmente interrumpida por cuerpos de gran tamaño que provienen del Batolito de La Costa.

Los depósitos estratoligados, hospedados en rocas volcánicas incluyen cuerpos concordantes (Mantos) y discordantes (Vetas, chimeneas de brechas, cuerpos irregulares) con la estratificación (Vivallo & Henriquez, 1998)

1.3.1 Formación La Negra

Corresponde a una secuencia de lavas andesíticas afaníticas y porfídicas con una menor medida de unidades sedimentarias tales como areniscas, conglomerados volcánicos, y lutitas y calizas con fósiles marinos hacia la base. Las lavas se caracterizan por poseer facies brechizadas hacia el techo y base, mientras que la sección media se presenta masiva además de presentar un desarrollo no menor de vesículas las cuales aumentan en cantidad hacia el techo de la colada (Abarca, 2010).

La Formación La Negra está intruida por cuerpos de dimensiones batolíticas cuyas composiciones varían desde gabro a granito, afinidades calcoalcalinas y edades radiométricas en el intervalo 147-166 Ma (Vivallo & Henriquez, 1998).

1.3.2 Batolito De La Costa

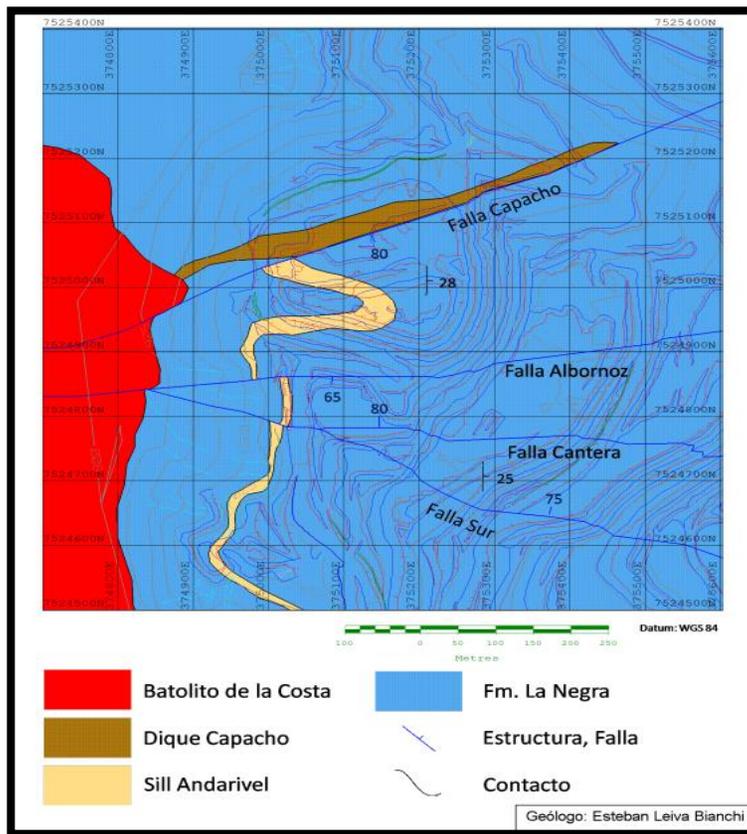
El Batolito de la Costa corresponde a un grupo de complejos plutónicos, principalmente gabros, dioritas, granodioritas y escasas tonalitas y granitos que intruyen a las secuencias volcánicas del Jurásico de la Formación La Negra (Leiva, 2010).

En terreno estas zonas presentan una amplia gama de colores rojos, verdes, amarillos y rosados, los que corresponden a tonalidades típicas de silicificación, epidotización y oxidación de minerales de hierro (Arismendi, 2020).

1.3.3 Geología Estructural Mantos De La Luna

En el yacimiento Mantos de la Luna se reconocen cuatro fallas principales que, de norte a sur, son: Falla Capacho, Falla Albornoz, Falla Cantera y Falla Sur.

Imagen 2: Fallas en el yacimiento Mantos de La Luna



Fuente: Leiva, 2010

1.3.3.1 Falla Capacho

Corresponde a una falla de orientación N80°E con un manteo aproximado de (80-75) °S. Presenta un ancho variable de 3 a 1 m y una longitud aproximada observada de 4 km (Leiva, 2010).

1.3.3.2 Falla Albornoz

La falla presenta entre 0,8 a 4 m de espesor con desarrollo de brecha de falla con fragmentos de rocas volcánicas, cementada por arcillas blancas. En informes de exploración inéditos desarrollados durante el año 2004, se determinan movimientos transcurrentes de tipo sinistral para esta falla. Se puede determinar que efectivamente existen tales movimientos de tipo rumbo sinistral los cuales han desplazado horizontalmente en 140 m aproximadamente a los cuerpos vetiformes. No se detectan desplazamientos del tipo vertical. (Leiva, 2010)

1.3.3.3 Falla Cantera

Corresponde a una falla de rumbo variable N (80-95)°E con manteos entre los 60°N y 70°N. Su espesor aproximado es de 4 m caracterizados por una brecha de falla con matriz de salbanda y fragmentos de rocas volcánicas y su corrida mínima observada en superficie es de 2 km aproximadamente. La falla Cantera produce desplazamientos de tipo sinistral en los cuerpos vetiformes de aproximadamente 40 m, no detectándose en estos desplazamientos verticales. (Leiva, 2010)

1.3.3.4 Falla Sur

Corresponde a una falla con traza reconocida de 3 km, rumbo variable N(70-90)°W y manteos de 70° a 85° NNW. Al este, la falla presenta un rumbo EW pero en la coordenada 375.200E empieza a cambiar paulatinamente a un rumbo N70°W. Su espesor observado varía entre 3 a 5 m de brecha de falla con matriz de salbanda, arcillas blancas y fragmentos de rocas volcánicas. (Leiva, 2010).

1.4 Perforación

La perforación en el yacimiento Mantos de La Luna, son empleados por equipos de la marca Atlas Copco Roc L8 (Arismendi, 2020). La perforación está a cargo de la empresa H&T la cual presta estos servicios. (Universidad de Antofagasta).

Tabla 1: Parámetros de Perforación

	Datos	MDLL F3	MDLL F3B
Pre - Corte	Diámetro de Perforación	4,5 "	4,5 "
	Distancia	2 m	2 m
	Longitud	10 m	20 m
Buffer	Diámetro de Perforación	4,5 "	4,5 "
	Distancia	3 m	3 m
	Longitud Pozo	5 m	10 m

	Pasadura	0,6 m	1 m
	Largo Pozo	5,8 m	11 m
Producción	Diámetro de Perforación	5,5 "	5,5 "
	Longitud Pozo	5 m	10 m
	Pasadura	0,6 m	1 m
	Largo del Pozo	5,6 m	11 m
	Malla Roca Competente/Mineral	3,7 * 4,3	4,2 * 4,8
	Malla Roca Incompetente/Estéril	4,2 * 4,8	4,8 * 5,3

Fuente: Arismendi, 2020

1.5 Tronadura Mantos De La Luna

Procedimiento de voladura en Yacimiento Mantos de La Luna:

- Delimitación zona de carga de explosivos, donde solo pueden hacer ingreso al área personal que posea la licencia de manipulador de explosivos.
- Revisión de las perforaciones: una vez el personal hace ingreso a la zona, se realiza mediciones y se revisa el estado de pozo por pozo.

- Instalación de primas: se realiza la prima, la cual consiste en la unión del elemento de alto poder detonante (Booster) con el detonador bidireccional, instalándolo en el barreno a una profundidad correspondiente al largo de la perforación sin considerar pasadura.
- Carguío de explosivo: mediante el camión fabrica se deposita el explosivo, el cual corresponde a ANFO (Nitrato de amonio y petróleo).
- Carguío de taco: se procede a cargar el material que se va a utilizar como taco, ya sea con un minicargador o de manera manual.
- Realización de amarres según diseño: se realiza los amarres correspondientes con los amarres realizados por diseño por el jefe de operaciones.
- Verificación de amarres: jefe de operaciones realiza una revisión final de los amarres, verificando que este proceso este realizado satisfactoriamente.
- Instalación de mecha: explosivitas proceden a instalar la mecha lenta para iniciar la tronadura.
- Evacuación equipos y personal: todo equipo debe evacuar la zona a una distancia de 300 metros, para el caso de las personas deben mantener una distancia de 500 metros.
- Autorización e iniciación mecha lenta: jefe de operaciones revisa la zona por última vez para evitar cualquier percance.

- Revisión post - tronadura: jefe de operaciones junto a personal de tronadura revisar el área tronada, verificando y estableciendo el resultado de la operación.¹

Tabla 2: Explosivos e instrumentación

Detonador bidireccional	Handidet 25/1000
Booster	APD CD 450 para 1° y CD225 para 2°
Retardo superficie	17, 25, 42, 65, 100 ms
Explosivo principal	ANFO mecanizado (densidad 0.8 g/cm ³)
Encendido disparo	Mecha lenta 5 min.
Secuencia de salida	Hacia cara libre
Secuencia de salida	Con tiro central (Lomo de Toro)
Taco	2.5 – 3 metros (Ripio densidad 1.8 g/cm ³)
Explosivo de Pre - corte	Senatel Powersplit
Amarre Pre - corte	Cordón detonante CordTex

Fuente: Arismendi, 2020

¹ Arismendi, 2020

Dependiendo de los parámetros y diseños de la perforación de los pozos y el taco, se utiliza un distinto factor de carga, el cual se expresa en gramos de explosivos por tonelada a remover.

Condición			
Taco [m]	Malla B X E	ANFO [Kg/Pozo]	F.C [g/ton]
2,5	4,8 x 5,3	104,21	157,55
3	4,8 x 5,3	98,08	148,28
2,5	4,2 x 4,8	104,21	198,81
3	4,2 x 4,8	98,08	187,12
1,8	3,7 x 4,3	46,6	225,3
2	3,7 x 4,3	44,1	213,2
1,8	4,2 x 4,8	46,6	177,81
2	4,2 x 4,8	44,1	168,27

Fuente: Arismendi, 2020

CAPITULO 2: MARCO TEORICO

2.1 Explotación A Cielo Abierto

Es el método de explotación más antiguo y utilizado en el mundo y en Chile, por lo general se usa este método cuando las reservas geológicas o depósitos explotables no se encuentran tan profundos, comenzando por el pre - stripping que es la acción o trabajo de retirar el estéril o material no valioso que se encuentra cubriendo las reservas explotables, por consiguiente se forman rampas y bancos con la que se logra profundizar en la explotación, es fácil identificar las labores a cielo abierto pero no todas son iguales y mucho menos los yacimientos.

2.2 Bancos Mineros

Son formaciones desarrolladas artificialmente en la minería a cielo abierto entre dos niveles o cotas con la finalidad de ir profundizando en el rajo de manera segura y estable hacia abajo y a los lados, e ir extrayendo el mineral o material que se necesita arrancar. Si se mira desde un plano de perfil, se asemeja mucho a una forma de escalera.

La cara de la superficie (horizontal) o berma debe considerar:

- El ancho ha sido un parámetro bastante estudiado en la minería y se ha llegado a distintos resultados empíricos en base a la experiencia. Siempre debe tomarse en cuenta las labores y equipos que se utilizaran en las bermas, teniendo en cuenta su altura, radio de giro y anchura total.

Normalmente se utiliza un ancho de 3 a 5 veces la altura del banco o utilizando ciertas fórmulas matemáticas empíricas.

- Zanjas o cunetas ubicadas en los pies de los bancos y que son encargas de drenar aguas que pudiesen presentarse en las labores mineras.
- Un pretil de seguridad para mantener a raya y limitada la vialidad o tránsito en la berma y en casos de emergencias o peligros.

La altura de los bancos dependerá del equipo de carguío más alto (tener en consideración la altura del balde de la pala), la legislación minera, la seguridad y al tipo de geología que presenta el yacimiento.

2.2.1 Talud

Es la cara libre lateral que se encuentra desde la pata hasta la cresta del banco, y presenta un ángulo establecido por estudios geotécnicos para minimizar las fuerzas desestabilizadoras. Por lo general cuando se presentan bancos más verticales es por una mejor calidad de roca y en caso de menor calidad, se aumenta la inclinación.

En la naturaleza también se pueden encontrar estos tipos de formaciones geométricas de manera natural debido a la acción geológica y por consecuencia de la acción de la erosión, estas son denominadas laderas.

2.3 Rampa

Son elementos de ingeniería que permite unir dos o más cotas, estos son caminos realizados sobre el mismo terreno, por donde transitan todos los vehículos de las operaciones mineras y maquinarias que transportan el material desde el yacimiento a la superficie. Al igual que los taludes, estos caminos presentan una inclinación y que aseguren que los camiones mineros, ya sea, que estén cargados o descargados, no se les dificulte su movilización en uno o ambos sentidos. En la minería es común apreciar rampas en forma de zigzag y en espiral.

Se debe tener en cuenta los siguientes criterios al momento de realizar las rampas:

- La pendiente recomendada es en el orden del 8% con respecto a la horizontal y de esta manera obtener una resistencia optima a la pendiente y no sobre exigir a los camiones de acarreo.
- El ancho, al igual que en los bancos, tienen estimaciones empíricas, dando un ancho de 3,5 veces el ancho del vehículo más grande o de mayor capacidad que transite.

$$\text{Ancho} = a(0.5 + 1.5 * n) \quad \text{Ecuación 1}$$

Donde:

a = Anchura del vehículo (metros)

n = Número de carriles deseados

- El bombeo del camino debe ser a dos aguas con respecto al eje de la vía en el orden del 2 % a 4 % en ambos lados, con la finalidad de si es que existiese presencia de agua, conseguir que este escurra hacia las cunetas o bordes laterales.

2.4 Propiedades Mecánicas Y Físicas De Las Rocas

El macizo rocoso es un medio que está formado por discontinuidades y roca intacta, esta última contiene un cierto número de minerales que poseen ciertas características y propiedades producto del proceso geológico formativo, que en conjunto con las propiedades mecánicas de las discontinuidades forman un medio heterogéneo. La roca intacta presenta las siguientes características físicas y mecánicas; sin embargo, es necesario enfocarse en el estudio del macizo rocoso, ya que al ejecutar una voladura se toma un medio geológico complejo y heterogéneo (Zamora Paredes, 2020).

2.4.1 Resistencia a la compresión

Es la fuerza o carga requerida para fragmentar la roca por corte o cizalla, es decir, es la resistencia por sobrepasar que la roca llegue a la rotura por presión. La forma de rotura varía según la naturaleza de la roca, las muy tenaces se rompen según columnillas o prismas rectos, y las débiles o frágiles como dos troncos piramidales unidos por sus bases menores. Se mide en kg/cm², MPa.

2.4.2 Resistencia a la tracción

Es la capacidad de la roca o un material para resistir esfuerzos tensionales antes de fracturarse. (González de Vallejo, 2002).

Esta propiedad es influenciada por los niveles de alteración de la roca y por las discontinuidades.

2.4.3 Cohesión

Es la fuerza de unión entre partículas minerales que conforman la roca (Salinas Riveros, 2018), puede verse afectada notablemente por las fracturaciones en la roca.

2.4.4 Angulo De Fricción

Es el ángulo máximo en el que un material granular puede resistir el deslizamiento interno, bajo esfuerzos cortantes. (González de Vallejo, 2002)

2.5 Perforación

Es la primera acción unitaria y consiste en realizar agujeros o huecos a cierto material o macizo rocoso, con el fin de poder insertar explosivos y de esta manera liberar, fragmentar o arrancar el material deseado para su posterior acarreo.

Dependiendo de las envergaduras de trabajo, hay dos tipos de perforación:

2.5.1 Perforación Manual

Este tipo de perforación se ejecuta por los perforistas a mano y se emplea principalmente en labores donde no se requiere de maquinaria pesada sofisticada,

ya sea por las dimensiones del sector donde se esté ejecutando la perforación, puede deberse también por temas económicos o porque simplemente su empleo no está justificado.

2.5.2 Perforación Mecanizada

Para este tipo de labores de perforación se utilizan maquinarias pesadas modernas, las cuales pueden ir montadas sobre orugas o neumáticos y que pueden ser a combustión (Diesel), eléctricos o híbridos, cuentan con uno o varios brazos de perforación, los cuales son manejadas por los operarios de la maquinaria desde el chasis, donde se encuentran los controles de mando.

El mecanismo de la perforación se puede dividir en dos partes:

2.5.3 Método Rotativo

En este método la acción de rotación es la clave para el avance de la perforación con el barreno hacia el interior del macizo, pueden emplearse puntas de triconos para la trituración o también para realizar cortes con bocas especiales.

2.5.4 Método Roto percusivo

Para este caso la rotación se combina con la acción de percusión en este tipo de perforación, donde por medio de la ayuda de un pistón, ubicado en cabeza (Fuera del barreno) o en fondo (Punta de la perforación), se produce la fuerza de percusión en sentido de la perforación.

El accionamiento de los métodos puede dividirse en dos partes:

2.5.5 Perforación Neumática

La acción del aire comprimido es el rol preponderante en esta perforación, entregando una presión constante por medio de un compresor con motor diésel o eléctrico, tanto para la perforación como para el barrido. La rotación del varillaje puede darse por una barra estriada o también una rueda de trinquete o gracias a un motor independiente.

2.5.6 Perforación Hidráulica

Este tipo de perforación es similar a la perforación neumática, pero en vez de utilizar aire comprimido, se emplea el uso de bombas que suministran un caudal de aceite hidráulico para el accionamiento de las partes que lo componen. Adicionando un compresor de aire para el barrido del detritus, pudiéndose variar la presión según se requiera.

2.6 Pistón De Percusión

La fuerza roto-percutiva en la perforación es muy usada a nivel global en la minería, gracias al pistón o pieza de acero que produce un golpe, ya sea, en la misma punta o fuera de la perforación, logrando transmitir la energía percutiva hacia el fondo del barreno.

Dependiendo de la ubicación del pistón, este puede expresarse en dos métodos convencionales:

2.6.1 Martillo En Cabeza

Para efectos prácticos el pistón que da lugar a la energía de percusión está ubicado fuera del barreno y la energía se transmite por medio de una espiga y varillajes, fragmentando la roca en el avance en forma de esquirlas. Cabe destacar que parte de la energía transmitida desde fuera del barreno se pierde de camino a la boca de perforación. Las perforadoras con martillo en cabeza son accionadas tanto por fuerza neumática como por fuerza hidráulica.

2.6.2 Martillo En Fondo

La Energía de percusión es realizada en la misma punta de la perforadora, pero la rotación es ejercida desde fuera del barreno por acción neumática o hidráulica.

El golpe del pistón se efectúa gracias al suministro de aire comprimido a través de un tubo, barras de perforación o varillajes, desde donde también se produce la acción de rotación y la fuerza de avance, el detritus es expulsado hacia los laterales, gracias a la acción del aire comprimido o puede devolverse por el centro si es que constituye a una perforación de aire reverso.

2.7 Perforación De Banqueo

Como indica el nombre, estas perforaciones se efectúan en bancos mineros, gracias a que se tiene una cara libre (pendiente del talud) y la proyección del material tiene ya dada una dirección de salida.

2.8 Pasadura O Sobre perforación

En los bancos, la profundidad del barrenos o de perforación se excede de la altura real del banco entre 0 a 0,4 en referencia al burden. Esto con la finalidad de proporcionar un grado de fragmentación al nivel de piso y dar lugar a condiciones óptimas para los equipos de carguío en la nueva pata de banco.

2.9 Tronadura

Es la operación continua a la perforación, en esta fase se introducen las cargas explosivas con la que se libera o fragmenta la roca o material rocoso, por medio una de liberación de energía química.

2.9.1 Explosivo

Son sustancias químicas que en condiciones normales de temperatura y presión son inocuas e inofensivas, pero por medio de la acción de un iniciador, estas liberan gases a una alta velocidad, pasando al estado gaseoso y aumentando su volumen, temperatura y su presión, dando paso a un gran poder rompedor y efectos mecánicos violentos.

2.9.2 Procesos De Descomposición

Los explosivos tendrán reacciones químicas diferentes a lo que teóricamente deberían tener, dependiendo del ambiente y condiciones a las cuales se les someta.

Estos procesos son:

2.9.2.1 Combustión

Es la reacción química capaz de desprender calor por un proceso de oxidación rápida. Puede ser o no percibido por los sentidos humanos, es de origen exotérmico (libera energía en forma de calor o luz al ambiente), las materias combustibles con presencia de carbono, hidrogeno o azufre tienen una temperatura en específico o punto de ignición bajos, lo que los hace arder fácilmente (combustión) y da lugar generación de dióxido de carbono. Una llama, es un claro ejemplo de un proceso de combustión, gracias a una fuente de ignición que puede ser por lo general una chispa.

2.9.2.2 Deflagración

Es también una reacción exotérmica, pero a una velocidad mayor que la de la combustión, pero menor que la velocidad del sonido (aproximadamente 335 m/s). Son producidos por la conductividad térmica y son clasificados como materiales de baja explosividad. Requiriéndose una mezcla de combustible con un oxidante.

2.9.2.3 Detonación

Es un proceso físico – químico y es caracterizado por su alta velocidad de reacción, formando grandes cantidades de productos gaseosos a una alta temperatura, entregando como producto una gran fuerza expansiva.

En el momento de la detonación, las primeras moléculas gaseosas no ceden su calor o energía a la zona inalterada por conductividad, sino que la transfieren por choque, deformándola y aumentando la temperatura, dando como resultado una

explosión adiabática que se propaga y se repite con un movimiento ondulatorio, generándose nuevos gases y una onda de choque.

La velocidad de detonación oscila entre los 2.000 a 8.200 m/s.

2.10 Tipos De Explosivos

2.10.1 ANFO

El ANFO es un agente de voladura (explosivo secundario) con una mezcla de nitrato de amonio, tipo prill (94%), con hidrocarburos, tales como el diésel (6%), pero con una muy poca resistividad a la humedad, presenta una baja densidad ($0,85 \pm 0,05$ g/cm³) que depende de la temperatura y una velocidad de detonación de 3000 m/s aprox.

Este producto puede encontrarse en formatos a granel y su vaciado en los pozos puede ser manual o mecanizado.

Su uso fundamental es como carga de columna en barrenos secos o previamente desaguados. Es un explosivo que trabaja muy bien en materiales de cualquier dureza siempre que exista una cierta fragmentación natural (estratificación, diaclasado, etc.) Se obtienen de manera general una muy buena fragmentación y alto grado de esponjamiento de la pila de material (Dirección General de Política Energetica y Minas).

2.10.2 Emulsiones

Es un explosivo tipo acuoso en base a nitrato de amonio, aceite combustible, emulsificantes y agua. Su fabricación es la siguiente (Alcaíno Muñoz, 2018):

- **Fase aceitosa o continua:** Fluido combustible, normalmente petróleo o parafina.
- **Fase acuosa o discontinua:** Solución saturada de nitratos orgánicos, suspendida en forma de gotas microscópicas, dentro de la fase continua. Son 100 veces más pequeñas que los prills, pero mucho más potentes)
- **Fase gaseosa y/o sólida dispersa:** Pequeñas burbujas de aire o de vidrio, polvo de aluminio y microesferas de plástico o resinas que, al ser comprimidas adiabáticamente, producen el fenómeno de “puntos calientes” que favorecen tanto la iniciación como la propagación de la detonación. Su función principal es la de controlar la sensibilidad y la densidad del explosivo.
- **Agentes emulsificantes:** Aditivos que permiten que la mezcla se comporte como un fluido aceitoso o emulsión.

Al tener en noción de los explosivos a utilizar para lograr una fragmentación que se adapte a las condiciones en las que se encuentre el material a liberar o romper. Se necesitan de ciertos explosivos que cumplen la acción de iniciar las cargas de toda la columna de los barrenos.

2.10.3 Cebo O prima

Es el conjunto de explosivos encargados de iniciar la detonación de la carga explosiva (explosivos secundarios) dentro de los barrenos gracias a la energía que se les suministra desde el exterior. El cebo puede ser un cartucho compuesto por un explosivo secundario (Dinamita) al cual se le inserta un fulminante para iniciarlo, pueden también ocuparse hidrogeles o emulsiones como cebo y booster.

2.10.4 Iniciadores O Detonadores

Estos explosivos son encargados de iniciar el cebo que se encuentra en el barreno y apoyar la ejecución correcta de las tronaduras. Estos tipos de explosivos pueden ser ejecutados de manera eléctrica, no eléctricos (Nonel) y últimamente electrónicos.

Para el proyecto solo se considera iniciadores no eléctricos.

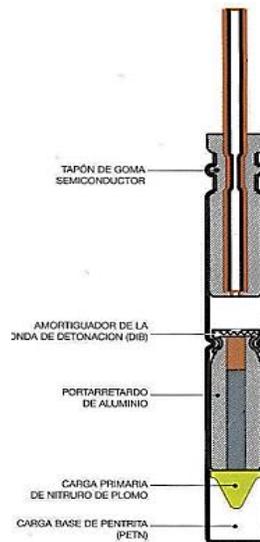
- **Detonadores No Eléctricos**

En este tipo de detonador no hay ninguna utilización de energía eléctrica que altere o se use en la ejecución de la iniciación. Tendiendo como ventaja la nula intervención de algún fenómeno electromagnético.

Consta de un elemento de retardo, una carga primaria y una carga base, pero el retardo se inicia por onda de choque.

En uno de sus extremos tiene un detonador que se inicia con la misma energía que entrega el cordón detonante. Es bastante beneficioso cuando solo se quiere lograr el cebado de fondo, al no poseer tanto gramaje y potencia como otros iniciadores.

Imagen 3: Detonador No Eléctrico



Fuente: Wikidot.com

2.10.5 Cordón Detonante (Nonel)

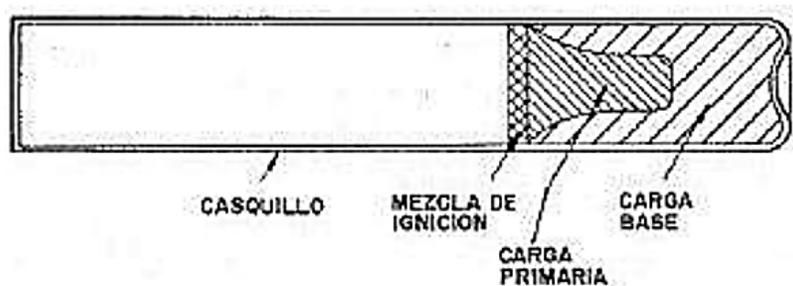
Su función es dar la energía de inicio a los cebos o primas dentro de los barrenos, desde una ubicación segura. Pero también puede utilizarse el cordón detonante como un iniciador de tronadura, dependiendo de las condiciones y explosivos a iniciar.

Estos tipos de cordones contienen en su interior pentrita con un gramaje de 0,8 a 1,5 g/m, recubiertos con fibras sintéticas o hilos y forrado en su exterior con un plástico flexible. Existen distintos tipos de cordones detonantes, pero se diferencian en la cantidad de pentrita contenida en su interior.

2.10.6 Detonadores Ordinarios Y Mecha Lenta (Nonel)

Un casquillo de aluminio contiene una mezcla de ignición que se activa por medio de una mecha lenta (pólvora), posterior a esto se inicia la detonación de una carga primaria muy sensible, la cual da lugar a una carga base que es la que tiene una mayor velocidad de detonación.

Imagen 4: Composición Mecha Lenta



Fuente: (Villarroel Villalobos)

2.10.7 Multiplicador O Booster

Son utilizados para reemplazar a los detonadores que dada sus características no pueden iniciar ciertos explosivos con baja sensibilidad. Se presentan en formatos de tubos y son muy sensibles. En su interior contienen explosivos (Pentolita generalmente o TNT), generando una alta velocidad y presión.

Poseen agujeros para el paso del cordón detonante y también para insertar el detonador.

2.11 Propiedades De Los Explosivos

Los explosivos primarios tanto como los secundarios y accesorios poseen distintas propiedades con las que se logran diferenciar entre ellos y poder catalogarlos según sus usos y aplicaciones.

Las propiedades más significativas y atingentes al proyecto son las siguientes:

2.11.1 Velocidad De Detonación (VD)

Mide la velocidad de reacción de detonación en m/s, o la velocidad de la onda de detonación que se propaga a través del explosivo. Utilizándose como una medida de la capacidad del explosivo de romper materiales y el aumento de los efectos de fragmentación (a mayor velocidad, mayor poder rompedor), definiendo del ritmo de liberación de energía.

Puede verse afectado por el grado de confinamiento, diámetro de carga y el tipo de iniciación

2.11.2 Densidad

Los explosivos convencionales en minería presentan una densidad de entre 0,8 a 1,6 g/cm³, en el caso del ANFO su densidad es aproximadamente 0,85 g/cm³. En términos de eficiencia de la tronadura, mientras mayor sea la densidad del explosivo, mayor será el poder rompedor.

2.11.3 Presión De Detonación

La presión depende en gran medida de la densidad del explosivo y la velocidad, además de su composición. (Villarroel Villalobos)

El ANFO, el cual es el explosivo principal a emplear en los pozos de tronadura, posee una presión de detonación que puede variar por fabricante, para este caso 51 Kbar lo que es igual a 5100 Mpa (Famesa, 2021).

La presión es un buen indicador para poder tener noción de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo.

2.12 Tronadura De Bancos

Al momento de tener las perforaciones realizadas, se insertan o vacían los explosivos dentro del barreno para efectuar la detonación y la liberación del material de interés.

Variables significativas en los bancos mineros:

2.12.1 Altura de banco

La altura de banco está en función del equipo de carga y del diámetro de Perforación (Arismendi, 2020).

2.12.2 Diámetro de perforación

Es un parámetro que depende en gran medida de la altura de los bancos mineros y tiene mucha incidencia en los costos que tendrán la operación de perforación y tronadura. Las perforaciones en el banco deben realizarse a distancias regulares entre sí, generalmente entre 5 Y 12 m (malla de perforación), de manera que atraviesen toda la altura del banco para que, al introducirse los explosivos, la detonación permita fragmentar la roca. (INACAP)

A mayor diámetro se tienen ventajas (Villaruel Villalobos) tales como:

- Elevación de la velocidad de detonación de los explosivos.
- Disminución en los costos de perforación y tronadura.
- Posibilidad de mecanización de la carga de explosivo.
- Mayor rendimiento de la perforación, al remover más metros cúbicos por metro perforado.

2.12.3 Carga De Fondo

Son los explosivos que van vaciados al fondo del barreno, poseen un mayor gramaje y poder rompedor, debido al trabajo mecánico que deben realizar. De esta manera romper la parte más confinada y garantizar la rotura del piso, en conjunto con la sobre perforación y de esta manera mantener la rasante. (Quispe Mamani & Reyes Flores, 2023)

2.12.4 Carga de Columna

Estos explosivos son ubicados entre la carga de fondo y el retacado. Poseen menor potencia que la carga de fondo.

Por su rendimiento en la expansión y desplazamiento del material, el ANFO es la carga de columna idónea en la mayoría de las aplicaciones con barrenos secos. En caso de que los barrenos estén inundados, se debe recurrir a explosivos encartuchados resistentes al agua o a mezclas a granel de emulsión/ANFO (Dirección General de Política Energetica y Minas).

2.12.5 Retacado O Taco

Es material inerte que se usa para rellenar y confinar los pozos de la tronadura, con tal de que los gases producidos sean efectivos para triturar la roca y no producir proyecciones.

2.13 Malla De Perforación

Es la distribución de los pozos de perforación en el área a realizar la voladura, se compone de espacios y distribuciones ya determinadas y que mejor se adaptan a las características del macizo rocoso, tiempos de salida, etc.

Dentro de la malla de perforación hay 2 parámetros geométricos claves:

- **Burden:** Es la distancia más corta desde la cara libre del banco, hasta el centro del barreno.

Imagen 5: Burden



Fuente: (Berrospi Chaca, 2018)

- **Espaciamiento:** Distancias entre los pozos de una misma fila. Su valor dependerá del burden.

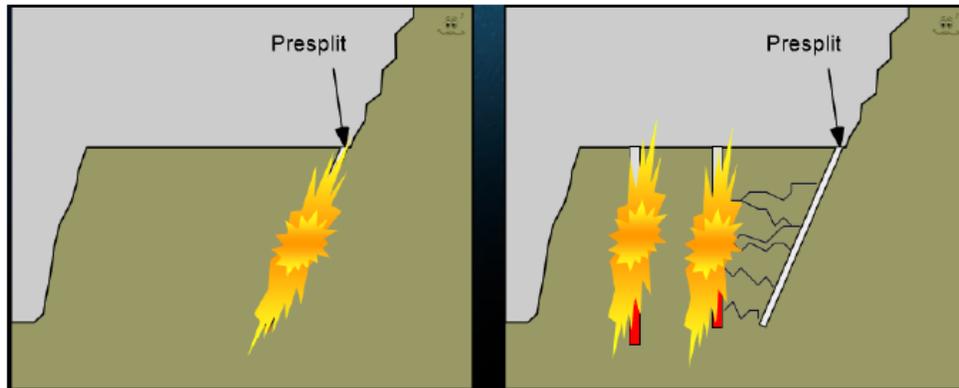
Si el espaciamiento es muy grande, los gases escaparan a la atmosfera antes de que penetren las grietas formadas entre los barrenos. Estas grietas son las que deben desarrollarse y ser presurizadas antes de que lo sean las grietas radiales que se dirigen hacia el frente (Arismendi, 2020).

2.13.1 Tiros De Pre – Corte

Estas voladuras se efectúan para poder brindar mayor seguridad al talud adyacente y actúa como una barrera de amortiguación en los límites de las paredes del tajo, disipando la energía explosiva por la grieta producida por el Pre-corte, esto se traduce en reducir las vibraciones efectuadas por la voladura. (INACAP).

Si estas tronaduras controladas, se realizan antes de la voladura de bancos, se llaman Pre – corte, en caso de que se realicen posterior a la voladura, se les denomina recorte.

Imagen 6: Tiro de Pre – corte en un banco



Fuente: Inacap, Extracción Mina II: Apuntes Tronadura

2.14 Modelos Matemáticos

Un modelo matemático puede entenderse como el empleo de fórmulas que ayuden a expresar una situación real o para el estudio de un comportamiento. Donde se relacionan parámetros y variables operacionales. De esta manera se pueden predecir situaciones o acciones que se llevaran a cabo.

Un modelo también se puede definir como la representación o abstracción de un sistema, que muestra relaciones (directas o indirectas) y las interrelaciones de la acción y la mención en términos de causa y efecto. (Figueroa, 2012)

2.13.2 Modelo Matemático De Pearse

En el modelo de Pearse (1955) el burden es la premisa por encontrar y es con la que modificaremos o estableceremos las otras variables controlables² de una malla de perforación. En este modelo se halló que hay una relación entre la presión de detonación y la resistencia a la tensión dinámica del macizo rocoso. (Zamora Paredes, 2020)

El burden no solo depende de las variables controlables como el diámetro y longitud de los barrenos o altura de los bancos, sino también de las características y propiedades geomecánicas, litológicas y geológicas de las rocas presentes en el terreno a emplear voladuras. Sumándole a esto, la calidad y tipo de explosivos a emplear.

- Pearse estableció la siguiente formula:

$$B = K_v * 10^{-3} * D * \sqrt{\frac{PD}{\sigma_t}} \quad \text{Ecuación 2}$$

- Para el cálculo de los valores:

$$K_v = 1.96 - 0.27 * \ln(ERQD) \quad \text{Ecuación 3}$$

Donde:

B = Burden máximo (m)

² Algunas variables controlables son el diámetro y longitud de perforación, tipos de explosivos y sus propiedades, factor de carga, entre otros.

K_v = Constante que dependerá de las características de la roca (0.7 a 1.0)

D = Diámetro de barreno (mm)

PD = Presión de detonación de explosivo (MPa)

σ_t = Resistencia a la tracción o tensión de la roca (MPa)

RQD = Índice de calidad de roca (Rock Quality Designation) (%)

JSF = Factor de corrección (0.7 a 1.0)

ERQD = Índice de calidad de roca equivalente (RQD * JSF)

Tabla de valores para JSF (en base a RMR de Bieniawski):

RMR	Calidad del Macizo Rocosos	JSF
100	Muy buena	1.0
90		
80	Buena	0.95
70		
60	Regular	0.9
50		
40	Mala	0.8
30		
20	Muy mala	0.7

10		
-----------	--	--

Fuente: Zamora Paredes, 2020

Cabe destacar que se está haciendo uso de RMR y no del RQD con el que originalmente se emplea el uso del modelo matemático de Pearse. El uso de RMR no empeora o compromete el modelo matemático, sino que lo mejora, debido a que considera características adicionales de la roca y de variables como el contenido de agua presente y cómo se comporta el suelo ante esfuerzos mecánicos.

Los sistemas más utilizados para la caracterización del macizo rocoso son: Q de BARTON, RMR y RQD. Con el fin de clasificar un macizo rocoso y comportamiento de estructuras como fracturas, diaclasas, vetilleo, etc (Alvarado Valdés, 2020).

- **Parámetros relevantes a la hora de la utilización del RMR de Bieniawski:**
 - Resistencia de la roca
 - Rock Quality Designation (RQD)
 - Separación de discontinuidades
 - Condición de las discontinuidades
 - Presencia de agua

Imagen 7: Parámetros para la utilización del RMR

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta	Carga puntual (kg/cm ²)	80	40-80	20-40	10-20	10		
	Compresión simple (kg/cm ²)	2000	1000-2000	500-1000	250-500	100-250	30-100	10-30
Valor		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
Valor		20	17	13	8	3		
Espaciamiento de juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
Valor		30	25	20	10	5		
Condición de juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm De separación paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm De separación paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5 mm ó abiertas 1 - 5 mm fisuras continuas	Relleno blando de espesor < 5 mm ó abiertas < 5 m. fisuras continuas		
Valor		25	20	12	6	0		
Aguas subterráneas	Cantidad infiltración	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
	Presión de agua	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.50		
	Situación general	Totalmente seco		Solo himedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Valor		10		7	4	0		

Fuente: (Zamora Paredes, 2020)

CAPITULO 3: DESARROLLO DEL TRABAJO

Es capitulo desentraña el proyecto buscando encontrar el burden para poder desarrollar voladuras de bancos más efectivas. El diagrama de disparo es una de las bases para poder efectuar el posicionamiento geométrico de este. Con ayuda del modelo matemático de Pearse, se llegará a los parámetros y variables para la confección de una malla de disparo con el burden que se determine.

Se utilizará el RMR de Bieniawski para permitir evaluar de manera más detallada las propiedades geomecánicas de la roca adyacente. Utilizando parámetros claves, tales como el RQD, la resistencia a la compresión y tracción, estado y condiciones de las discontinuidades. Posterior al desarrollo del RMR, se hará uso del modelo matemático de Pearse para el cálculo del burden.

Para ayuda del desarrollo del proyecto se emplea el uso del software JK Simblast, el cual facilita la obtención de datos sobre tronaduras y las salidas, al igual que para modificar parámetros como el burden y espaciamiento, las que indispensables para la realización de una malla de disparos.

- **Modelo Matemático De Pearse**

$$B = K_v * 10^{-3} * D * \sqrt{\frac{PD}{\sigma_t}}$$

Datos existentes:

Diámetro de los pozos de producción (D): 5,5 pulgadas = 0,1397 metros

Presión de detonación ANFO:

$$PD = 5.100 \text{ Mpa}$$

Se estableció que para el cálculo de K_v (Constante que depende de las rocas), se utilizaría RMR en vez de RQD (Aún se seguirá utilizando) para el cálculo del JSF.

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(ERQD)$$

$$ERQD = RQD * JSF$$

3.1 Cálculo Del RQD (Rock Quality Designation)

El RQD se calcula como la suma de los trozos de un testigo mayores a 10 cm, al no tener información sobre testigos o sondajes se utilizará la fórmula de Palmstrom (1982) para el cálculo de este. Consiste en la siguiente formula:

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v$$

Donde:

$$J_v = \text{N}^\circ \text{ de discontinuidades por metro cubico}$$

Se cuenta con información de las dimensiones del yacimiento mantos de la luna (Sernageomin, 2014) y de las fallas (Leiva, 2010), pero no la distancia entre ellas. Este enfoque está dirigido para tener una idea de cuanto representan estas fallas dentro del yacimiento y esta manera colocarnos en contexto.

Dimensiones del Yacimiento Mantos de La Luna:

- Largo (Extensión) = 110 Metros
- Ancho (Potencia) = 170 Metros
- Profundidad = 180 Metros
- Por lo tanto:

$$\text{Volumen Yacimiento} = (110 \text{ m} * 170 \text{ m} * 180 \text{ m}) = 3.336.000 \text{ m}^3$$

Con datos sobre las dimensiones, tales como el grosor y longitud de las fallas, se determinará una distancia equitativa para cada uno dentro de los metros cúbicos del yacimiento (2014). Si se cuenta con información real al año presente se puede recalcular y obtener datos más exactos.

Dimensiones de las 4 fallas (Leiva, 2010):

Falla	Longitud (Metros)	Grosor o potencia (Metros)
Capacho	4.000	1 a 3 = 2
Albornoz	140	0,8 a 4 = 2,4
Cantera	40	4

Sur	3.000	3 a 5 = 4
-----	-------	-----------

Dado que algunas longitudes exceden las mismas del yacimiento, se reajustarán para mejorar el análisis.

Falla	Longitud (Metros)	Grosor o potencia (Metros)
Capacho	110	1 a 3 = 2
Albornoz	110	0,8 a 4 = 2.4
Cantera	40	4
Sur	110	3 a 5 = 4

Ahora que se tienen dimensiones acordes a las dimensiones reales (2014), se procede a calcular el volumen para cada una de las fallas.

Volumen para cada falla:

- Falla capacho

$$\text{Volumen} = \text{Longitud} * \text{Profundidad} * \text{Potencia}$$

$$\text{Volumen} = 110 \text{ m} * 180 \text{ m} * 2 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 39.600 \text{ m}^3$$

- Falla Albornoz

$$\text{Volumen} = \text{Longitud} * \text{Profundidad} * \text{Potencia}$$

$$\text{Volumen} = 110 \text{ m} * 180 \text{ m} * 2,4 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 47.520 \text{ m}^3$$

- Falla Cantera

$$\text{Volumen} = \text{Longitud} * \text{Profundidad} * \text{Potencia}$$

$$\text{Volumen} = 40 \text{ m} * 180 \text{ m} * 4 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 28.800 \text{ m}^3$$

- Falla Sur

$$\text{Volumen} = \text{Longitud} * \text{Profundidad} * \text{Potencia}$$

$$\text{Volumen} = 110 \text{ m} * 180 \text{ m} * 4 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 79.200 \text{ m}^3$$

Porcentaje del volumen de las fallas dentro del Yacimiento

$$\text{Porcentaje} = \frac{195.120 \text{ m}^3}{3.366.000 \text{ m}^3} * 100 = 5,8 \%$$

Las fallas representan solo el 5,8 % del volumen total del yacimiento, por lo que el número de discontinuidades debería ser bajo en teoría, aun así, la presencia de fallas es sinónimo de fracturas y cabe mencionar que las fallas contienen yeso y arcillas (Leiva, 2010).

Gracias a información procedente de (Salinas Riveros, 2018) las discontinuidades de la andesita van desde un rango entre 20 cm a 60 cm, por lo que es razonable promediarlo. Se utilizará un valor de 40 cm para el numero de discontinuidades por metro cubico.

J_v es el número de discontinuidades por metro cubico de roca (mide todas las fracturas, no solo las grandes). Leiva explica que la calidad de la roca en el yacimiento Mantos de la Luna puede verse afectada negativamente debido a la presencia de fallas y fracturas, como la Falla Capacho, que generan brechas y zonas de debilidad estructural, lo que potencialmente empeora la estabilidad y resistencia de la roca en dichas áreas.

La separación de las discontinuidades para la andesita es de 40 cm, pero para una representación más realista, se incorporarán los 3 planos ortogonales, dado que una discontinuidad no siempre sigue una misma dirección.

$$J_v = \frac{1}{0,4} = 2,5 \text{ discontinuidades/m} \quad (1 \text{ plano ortogonal})$$

Agregando los 3 planos ortogonales:

$$J_v = 2,5 \times 3 = 7,5 \text{ Discontinuidades/m}^3$$

Por lo tanto, la fórmula para el cálculo del RQD, nos queda:

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v$$

$$RQD = 115 - 3,3 * 7,5$$

$$RQD = 90,3$$

Imagen 8: Tabla calificación RQD

RQD	Calidad de la roca
< 25%	Muy mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Excelente

Fuente: (Zamora Paredes, 2020)

Se puede inferir que la calidad del macizo rocoso por medio del RQD es excelente, tiene una muy buena calidad.

Llevando el valor del RQD a la tabla del RMR de Bieniawski, la puntuación es de 20 puntos.

3.2 Cálculo De Parámetros De RMR De Bieniawski

3.2.1 Resistencia de la roca

La Mina Mantos de La Luna, se encuentra hospedada en La formación La Negra (Leiva, 2010), la cual está conformada por lavas andesíticas en su totalidad, al no tener información sobre la resistencia de la roca en el rajo, se utilizará información proveniente de pruebas realizadas a la roca andesita.

Según el estudio de (Salinas Riveros, 2018) explica que diferentes autores llegaron a la conclusión de que la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) de la andesita está en el rango de 200 – 300 Mpa, pero en el estudio local se llegó a los resultados 84 – 251 Mpa, lo cual, para el punto de vista del estudio de un yacimiento en el suelo chileno, toma más relevancia, dado que son resultados propios de roca en suelo chileno. El valor 84 en comparación a 200, es más viable y sirve mejor como referencia como contexto particular para un yacimiento en Chile.

Se promediará el valor más bajo con el más alto en las pruebas locales, para tener un equilibrio de valores y constituir una mayor referencia de la roca andesita.

$$\text{Resistencia Promedio} = \frac{84 \text{ Mpa} + 251 \text{ Mpa}}{2} = 167,5 \text{ Mpa}$$

Situándose en la tabla de puntuaciones del RMR de Bieniawski, da una puntuación de 12 puntos.

3.2.2 Resistencia a la tracción de la andesita (Basualto Lira, 2013):

$$\sigma_t = 4,2 \text{ Mpa}$$

3.2.3 Espaciamiento De Las Discontinuidades

Al no tener información sobre el espaciamiento de las discontinuidades del yacimiento, se velará por la búsqueda de información sobre rocas andesitas y sus discontinuidades para tener una idea o un rango de valores con los cuales poder usar como referencia.

En el cálculo del RQD, se utilizó una separación de discontinuidad de 40 cm, por lo que en la tabla de RMR de Bieniawski, otorgando un puntaje de 20 puntos, para el rango de 0,3 m a 1 m.

3.2.4 Condición De Las Discontinuidades

Prosiguiendo con el siguiente parámetro para la clasificación de Bieniawski, (Salinas Riveros, 2018), se realizaron pruebas triaxiales, las cuales explican que, para realizar estas pruebas, se realiza un confinamiento aplicando fuerzas laterales y axiales, obteniendo la cohesión y el ángulo de fricción

La resistencia triaxial de la roca está relacionada con la cohesión y el ángulo de fricción, lo que permite evaluar la estabilidad de estructuras bajo condiciones de carga confinada (Salinas Riveros, 2018). Gracias a esto se puede deducir que la prueba triaxial puede entregar más información relevante geológicamente que la

prueba uniaxial de la roca andesita, debido a que simula un entorno o contexto más real.

De (Salinas Riveros, 2018) hay información importante de la andesita:

3.2.5 Angulo de fricción: 35,5° a 46°

La cual es bastante alta, dado que, cuanto mayor sea el ángulo de fricción interna, mayor será la resistencia al deslizamiento (González de Vallejo, 2002).

3.2.6 Cohesión: 22 a 29 Mpa.

En (González de Vallejo, 2002) se deriva que un valor de entre 22 a 29 Mpa en la cohesión de rocas, es un valor bastante alto en la unión de las partículas de la roca.

Para el índice de rugosidad (Salinas Riveros, 2018), este se encuentra en un rango de; 4 – 6, 6 – 8 y 8 – 10

Se utilizará un valor promediado, desde el valor promedio de cada rango

$$\text{Primer rango} = \frac{4 + 6}{2} = 5$$

$$\text{Segundo rango} = \frac{6 + 8}{2} = 7$$

$$\text{Tercer rango} = \frac{8 + 10}{2} = 9$$

3.2.7 Valor del promedio

$$\text{Promedio Rugosidad} = \frac{5 + 7 + 9}{3} = 7$$

3.2.8 Rugosidad: 7 (Moderada)

El coeficiente de rugosidad (JRC) depende de la rugosidad de las paredes de la discontinuidad, este valor ronda entre 1 y 20 (Salinas Riveros, 2018).

(Leiva, 2010) expresa que las fallas que interceptan el yacimiento presentan rellenos con yeso y arcilla, alterando el macizo rocoso e induciendo a la formación de discontinuidades alrededor de estas.

El yeso se presenta, casi exclusivamente, en vetillas rectas verticales, rellenando fracturas y fallas. En algunas fallas se puede observar abundante yeso acompañado de arcillas blancas (Leiva, 2010).

Tabla resumen de los datos recopilados, para calcular la condición de las discontinuidades:

Parámetro	Valor o material presente	Resultado
Angulo de Fricción	35,5° 46°	Alto

Cohesión	22 – 29 Mpa	Alto
Rugosidad	7	Moderado
Rellenos	Yeso y arcilla	Malo

Dado los resultados, se puede optar por un resultado moderado, para la clasificación de las condiciones de las discontinuidades presentes en el yacimiento. En la tabla del RMR de Bieniawski se puede interpretar un valor de 12 puntos.

3.2.9 Presencia de agua

El Desierto de Atacama del norte de Chile es una de las zonas más áridas del mundo, en consecuencia, la superficie en la Cordillera de la Costa está formada por un suelo salino rico en yeso y halita, además de presentar minerales de arcillas y fragmentos de rocas entre otros (Abarca, 2010). Arismendi explica que en la zona se produce la neblina “camanchaca” la cual atrapa la humedad en el aire, con datos así, se sostiene que la intensidad de la aridez se intensifica al interior.

En (Abarca, 2010) se explica que los minerales de yeso y arcilla por medio de la pérdida por calcinación contienen un pequeño porcentaje de agua, pero esta agua es propia de estos minerales y no significa que haya presencia de agua libre en el subsuelo del yacimiento.

Con el apoyo de la información presentada y argumentada, además de la confirmación de un entorno extremadamente árido, la puntuación de presencia de agua se considera nula y en la clasificación del RMR de Bieniawski, se otorga el valor de 10 puntos.

3.3 Tabla de resultado de RMR de Bieniawski

Parámetro	Puntuación
Resistencia de la roca	12
RQD	20
Espaciamiento de discontinuidades	20
Condición de discontinuidades	12
Presencia de agua	10
Puntaje RMR	74

- Prosiguiendo para el cálculo del JSF

RMR	Calidad del macizo rocoso	JSF
70 – 80	Buena	0.95

Valor de ERQD:

$$ERQD = RQD * JSF$$

$$ERQD = 90,3 * 0,95$$

$$ERQD = 85,79$$

Cálculo de K_v

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(ERQD)$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(85,79)$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * 4,45$$

$$K_v = 0,76$$

3.4 Modelo Matemático De Pearse

$$B = K_v * 10^{-3} * D * \sqrt{\frac{PD}{\sigma_t}}$$

Reemplazando los valores:

$$K_v = 0,76$$

$$D = 0,1397 \text{ m} = 139,7 \text{ mm}$$

$$PD = 5.100 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_t = 4,2 \text{ Mpa}$$

- **Desarrollo:**

$$B = 0,76 * 10^{-3} * 139,7 \text{ mm} * \sqrt{\frac{5100 \text{ Mpa}}{4,2 \text{ Mpa}}}$$

$$B = 0,76 * 10^{-3} * 139,7 \text{ mm} * \sqrt{1214,29 \text{ Mpa}}$$

$$Burden = 3,7 \text{ m}$$

3.5 Empleo JK Simblast

Para formalizar el burden y aplicar este parámetro a una malla de perforación, se hace uso de este software, en el que se introducirán los parámetros de perforación y tronadura del yacimiento minero Mantos de La Luna.

Basándose en el trabajo de Arismendi, el cual para el valor del espaciamiento utilizo un rango entre 1.15 (Rocas duras) a 1.30 (Rocas blandas). Se optó por un valor de 1.15, dado que el cálculo del burden de este proyecto se enfocó en la roca caja andesita, la cual posee una alta dureza (167,5 Mpa).

- **Cálculo de espaciamiento**

$$\text{Espaciamiento (E)} = 1.15 * B$$

$$E = 1.15 * 3,7 \text{ m}$$

$$E = 4,3 \text{ m}$$

- **Calculo altura de banco**

Arismendi detalla que, para diámetros entre 100 mm a 150 mm, la altura de los bancos debe estar entre los 10 a 15 metros. Al poseer un diámetro de prácticamente 140 mm, se utilizó 10 metros, eso puede deberse por diversos factores del mismo yacimiento, por lo que se optara por una altura de 10 metros.

$$\text{Altura Banco} = 10 \text{ m}$$

- **Taco y pasadura**

Tabla: Parámetros geométricos según la resistencia de la roca

Variable de diseño	Roca blanca > 70 MPa	Roca Media 70 – 120 MPa	Roca dura 120 – 180 MPa	Roca muy dura >180 MPa
Taco	35 * Diámetro	34 * Diámetro	32 * Diámetro	30 * Diámetro
Pasadura	10 * Diámetro	11 * Diámetro	12 * Diámetro	12 * Diámetro

Fuente: Arismendi, 2020

Según la tabla, la resistencia de la roca (167,5 Mpa) determina el valor del taco y pasadura.

$$\text{Taco} = 32 * 0,1397 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 4,5 \text{ m}$$

$$\text{Pasadura} = 12 * 0,1397 \text{ m}$$

$$\text{Pasadura} = 1,7 \text{ m}$$

En el siguiente apartado, se recopila tablas resumen de los valores de los parámetros y de los costos, cabe destacar que los valores fueron recopilados de roca dura fisurada, de Arismendi, dado que, la densidad utilizada para esa roca es idéntica que la densidad de la roca andesita. Los valores de los explosivos o agentes de tronadura son los mismos que fueron utilizados en la tesis de Arismendi. Destacando que El Yacimiento Mantos de La Luna, tiene una producción diaria de 30.000 Ton/día de material.

- **Tabla resumen**

Parámetros	Valor
Diámetro	139.7 mm
Longitud Barreno	10 m
Pasadura	1.7 m
Taco	4.5 m
Altura Banco	10 m
Relación B/E	1.15
Material removido por pozo	419.98 ton
Anfo/pozo	88.2 kg

Factor de carga	210 g/ton
-----------------	-----------

- **Tabla de costos de perforación y tronadura**

Variable	Valor
ANFO	511.02 US\$/Ton
Pentex CD450	4.31 US\$/unidad
Exel Handidet	4.1 US\$/unidad
Mecha Lenta	0.27 US\$/m
Metro Perforado	18.998 US\$/m

- **Tabla de costos de costos para una producción de 30.000 Ton/Dia**

Parámetro	Cantidad
Pozos	72
Metros por Pozo (m)	11,7
Metros Perforados (m)	842,4 m
Tonelaje a Remover (Ton)	30.238,56
Costo Total Perforación (US\$)	16.004
Costo Perforación (US\$/Ton)	0,529

Pentex CD450 (US\$)	310,32
Costo total ANFO (US\$)	3.245,18
Exel Handidet (US\$)	295,2
Mecha lenta (US\$/m)	0,27
Costo Tronadura (US\$/Ton)	0,13
Costo Total (US\$/ton)	0,66

3.6 Uso JK Simblast

- **Diseño de los pozos y la malla de perforación.**

Se tiene que remover 30.000 toneladas por día, el macizo rocoso posee una densidad de 2,64 g/cm³

$$\text{Volumen} = \frac{\text{produccion}}{\text{densidad}}$$

$$\text{Volumen} = \frac{30.000 \text{ Ton}}{2,64 \text{ Ton/m}^3}$$

$$\text{Volumen} = 11.364 \text{ m}^3$$

Calculando el área a aplicar la malla de perforación

$$\text{Area} = \frac{\text{Volumen}}{\text{Profundidad}}$$

$$\text{Area} = \frac{11.364 \text{ m}^3}{10 \text{ m}}$$

$$\text{Area} = 1.136,4 \text{ m}^2$$

Al tener una malla de 3,7 x 4,3, se cubre un área de 15,91 m^2 , con esto, se calcula el número de pozos.

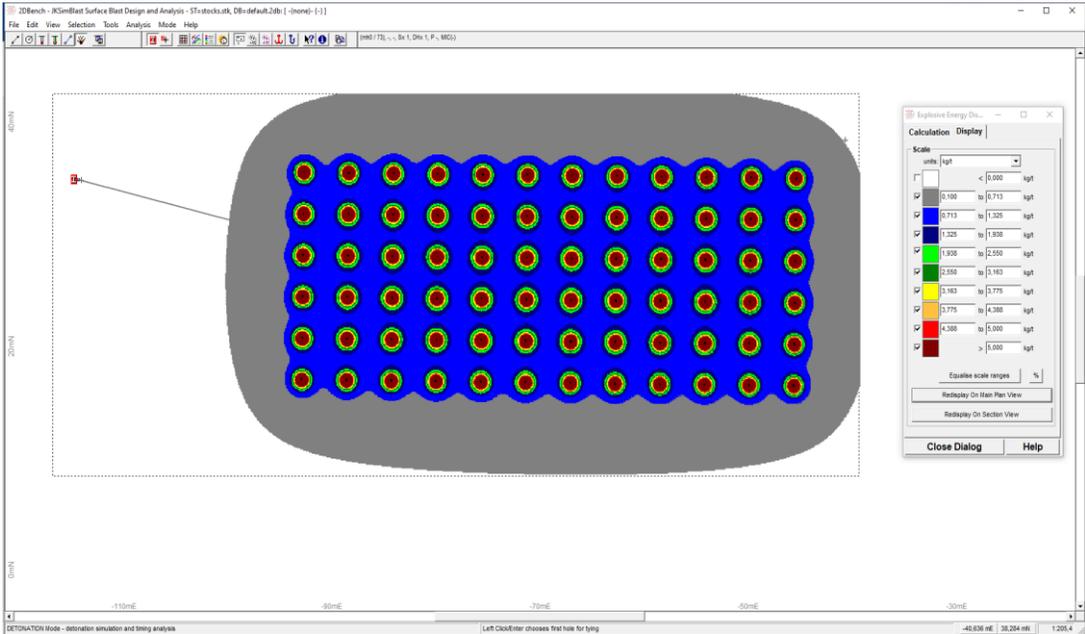
$$\text{N}^\circ \text{ pozos} = \frac{\text{Area}}{\text{Burden} \times \text{Espaciamento}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ pozos} = \frac{1.136,4 \text{ m}^2}{15,91 \text{ m}^2}$$

$$\text{N}^\circ \text{ pozos} = 72 \text{ pozos}$$

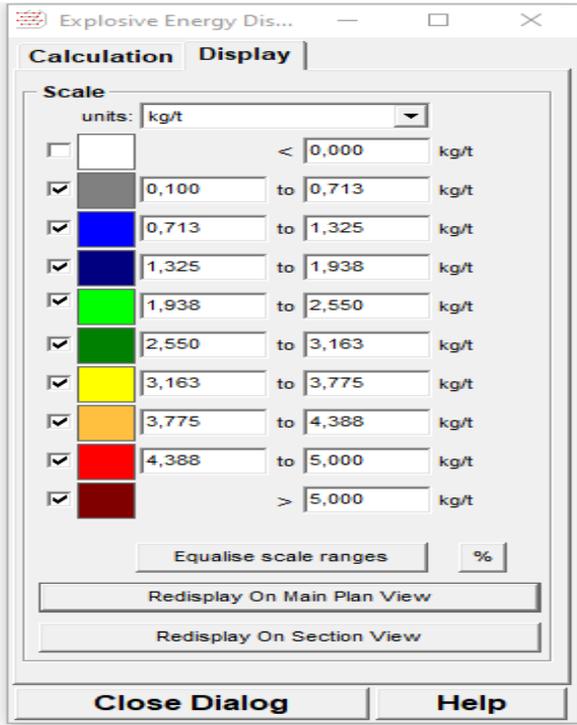
Se dispondrá en una malla de 6 filas y 12 columnas.

Imagen 9: Análisis tronadura



Fuente: Elaboración propia

Imagen 10: Distribución de la energía en el área



Fuente: Elaboración propia

- **Resultados JK Simblast**

El rango más destacado es de 0,71 a 1,32 Kilogramos de explosivos para remover 1 tonelada de material, lo que se traduce en una buena cantidad y uso de explosivos. Lo que induce a que la malla de perforación es adecuada, pero no significa que sea la óptima, para llegar a un valor optimo, se deben realizar los cálculos con mucho más detalle e información.

CAPITULO 4: DISCUSION DE RESULTADOS

En el centro de los pozos, que es donde se acumula toda la energía, se hace empleo de más de 5 kilogramos de explosivo para remover 1 tonelada. Esto es por el material presente con una gran dureza y resistencia al poder rompedor, pero dentro del rango que se espera para una roca dura.

Cabe destacar que se llegó a un burden de 3,7 x 4,3, muy cercano al burden propuesto por Arismendi de 3,6 x 4,2, para roca dura fisurada, esto es debido a la densidad utilizada en los cálculos, de 2,64 g/cm³, la misma que la andesita, demostrándose que la propuesta, se puede adaptar bien a la realidad del terreno de la Mina Mantos de La Luna.

Los explosivos para roca dura fisurada, en este proyecto fue de 88,2 Kg/Pozo, mientras que en Arismendi 99,3 Kg/Pozo, esta variación se debe a que en este proyecto se utiliza un taco y pasadura, fijas, basándose en la información de cálculo de los estudios previos, mientras que el proyecto de Arismendi, varia estos parámetros geométricos dependiendo de las condiciones reales y cambiantes en el yacimiento. Aun así, los resultados demuestran una liberación de energía uniforme y ajustada en la malla, y con esto disminuyendo los costos y optimizando el uso del ANFO.

El factor de carga en este proyecto dio 210 g/ton. Comparándolo con el factor de carga de 255,93 g/ton de Arismendi, el factor de este proyecto prioriza más el control de los costos en el uso de los explosivos, de esta manera se evita un sobre consumo, sin tener que sobre exigir o maximizar la energía en áreas que ya están debilitadas para una roca dura fisurada, aprovechando una rotura del material con el uso de menos explosivos. Sin menospreciar los estudios previos que maximizan

toda la zona para fragmentarla, inclusive las zonas que no necesitan de energía extra y de esta manera asegurando la calidad del material, pero a costa del aumento en los costos por tonelada removida.

Los resultados finales fueron realizados solo para una roca, lo que es bastante limitante en cuanto a la práctica, dado que la roca caja es la andesita y no aplica a toda el área donde se practica la tronadura, este factor, dado que hay presencia de otros minerales de durezas variadas, al igual que estériles mucho más resistentes a la andesita en cuanto a densidad.

El RMR de Bieniawski, es un buen método de lograr determinar la calidad del macizo rocoso, abarcando cualidades y características que enmarca la necesidad de lograr una rigurosa determinación para el empleo de un burden optimo.

El RQD en este proyecto tiene ciertas limitaciones, dado a la naturaleza del proyecto, al no contar con información sobre sondajes y de las discontinuidades con más detalle, pero los resultados fueron concisos para una roca dura, como lo es la andesita. Si se quisiera llegar a resultados minuciosos, se podría utilizar el mismo método de este proyecto, complementando con información más favorable, como sondajes en el yacimiento, e información mucho más concisa sobre las discontinuidades y las propiedades geomecánicas de las rocas presentes.

CONCLUSIONES

Primero, se logró determinar el cálculo de un nuevo burden, que, por sus dimensiones geométricas, promete un balance positivo en las voladuras de La Mina Mantos de La Luna.

Segundo, se logró, disminuir los costos, por perforación y tronadura, de 0,72 US/Ton a 0,66 US/Ton, lo que es evidente, dado que, al ampliar los parámetros de burden y por consecuencia espaciamiento, se reduce el número de pozos necesarios por toneladas removidas en un área dada por la producción esperada.

Tercero, el modelo matemático de Pearse es un modelo destacable, logrando una evidente adaptabilidad para adaptarse a las condiciones del rajo, inclusive con información limitada.

Cuarto y último, el RMR de Bieniawski, cumplió con el aporte de un nuevo burden y posterior a esto una nueva malla de voladura de bancos, gracias a la puntuación de calidad geológicas y geomecánicas de la roca caja, andesita.

RECOMENDACIONES

El estudio para la obtención del nuevo burden, siempre será un beneficio por la oportunidad que brinda, al tener más posibilidades y enfoques diferentes para implementar y mejorar la voladura de bancos. El desarrollo de un burden ajustado en este proyecto aporta un nuevo panorama para controlar insumos y reducir los costos operativos en perforación y tronadura.

Para lograr una aplicabilidad del desarrollo teórico del nuevo burden, se recomienda realizar pruebas piloto, dentro del yacimiento o en lugares que cumplan con las condiciones similares a La Mina y de esta manera evaluar la consistencia en la liberación de energía de los pozos y la gestión o administración de los recursos.

Se elaboró una malla que gracias a la utilización del software JKSimblast, presenta una energía de liberación, atingente con el tipo de roca utilizada en el estudio. Para poder abarcar los resultados teóricos, deberán llevarse a la práctica,

REFERENCIAS

- Abarca, F. (2010). Química En Suelos Salinos En El Distrito Minero Mantos De La Luna: Utilización En Exploración Minera. Memoria Para Optar Al Título De Geólogo. Universidad De Chile, Santiago.
- Alcaíno Muñoz, J. I. (2018). Uso De Emulsión En El Desarrollo Horizontal Del Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea. Universidad De Chile, Santiago.
- Alvarado Valdés, F. (2020). Modelamiento Geoestadístico De La Clasificación Geomecánica De Bieniawski (Rmr). Universidad De Chile, Santiago.
- Álvarez, R. P. (s.f.). Open Course Ware. Tecnología de los Explosivos. Universidad de Cantabria .
- Araya, A. G. (julio de 2022). Cochilco. Obtenido de Dirección de Estudios y Políticas Públicas: <https://www.cochilco.cl>
- Arismendi, F. (2020). Análisis Y Mejoramiento De Diagramas De Barrenadura Y. Proyecto De Título Para Optar Al Título De Ingeniero Civil En Minas. Universidad Andres Bello, Concepción.
- Berrospi Chaca, A. H. (11 de Julio de 2018). Burden – Espaciamiento Fórmulas De Andersen, Langefors Y Konya. Undac, Facultad De Ingeniería De Minas. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/384907752/Burden>
- Compañía Mantos de La Luna. (s.f.). Compañía Mantos de La Luna. Obtenido de <https://mantosdelaluna.cl>
- Dirección General de Política Energética y Minas. (s.f.). Guía De Buenas Prácticas En El Diseño Y Ejecución De Voladuras En Bancos. Obtenido de <https://www.miteco.gob.es/content/dam/mitesco/es/energia/files->

1/mineria/Explosivos/Guias/Guia_buenas_practicas_diseno_ejecucion_voladuras_banco.pdf

- Figueroa, G. (2012). Las Funciones de Verosimilitud Discretizada y Restringida Perfil de la Interferencia Científica. Universidad de Sonora. Obtenido de <http://repositorioinstitucional.unison.mx/bitstream/20.500.12984/6878/1/figueroapreciadogudeliad.pdf>
- Florez, J. F., Becerra, J. E., & Medina, R. d. (2015). Cálculo de parámetros termodinámicos para explosivos militares. Aplicación de fundamentos termodinámicos y propiedades de los explosivos militares. Bogotá, Colombia. Obtenido de <http://www.scielo.org.co/pdf/recig/v13n16/v13n16a11.pdf>
- González de Vallejo, L. (2002). Ingeniería Geológica. Instituto Geológico y Minero de España. Obtenido de https://edisciplinas.usp.br/pluginfile.php/5540850/mod_resource/content/1/Livro%202.pdf
- INACAP. (s.f.). Extracción Mina I: Apuntes Tronadura. Inacap.
- Laboratorio Subterráneo Andes. (2019). Informe geológico, geotécnico e hidrogeológico.
- Leiva, E. (2010). Caracterización Y Distribución De Minerales Oxidados De Cobre Y Alteración En El Yacimiento Cuprífero Mantos De La Luna,. Memoria Para Optar Al Título De Geólogo. Universidad De Chile, Santiago.
- Minería, S. N. (2023). Anuario de La Minería de Chile. Chile: Sernageomin.
- Quispe Mamani, R., & Reyes Flores, A. J. (2023). Diseño de malla de perforación y voladura, para mejorar la estabilidad de taludes, en la Unidad Minera Utunsa. Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/13427/1/IV_FIN_110_TE_Quispe_Reyes_2023.pdf

- Ramirez, V. H. (s.f.). Relaciones petrológicas y estructurales de las secuencias volcano-plutónicas del Jurásico tardío-Cretácico temprano en el área de Calmallí-Las Palomas, Baja California, México. . Programa de Posgrado en Ciencias en Ciencias de la Tierra . CICESE.
- Salinas Riveros, E. (2018). Análisis De Propiedades Geotécnicas De Algunas Rocas Comunes En Chile. Universidad de Chile, Santiago.
- Sernageomin. (2014). Sistema De Información De Yacimientos Minerales De Chile.
- Suzuki, P. P.-M. (21 de Diciembre de 2021). Universidad de Chile. Obtenido de Ingeniería de Minas: <https://minas.uchile.cl>
- Universidad de Antofagasta. (s.f.). Mantos de La Luna. Obtenido de <https://pdfcoffee.com/mantos-de-la-luna-2-pdf-free.html>
- Villarroel Villalobos, J. A. (s.f.). Perforación Y Tronadura. Universidad San Sebastian.
- Vivallo, W., & Henríquez, F. (1998). Genesis común de los yacimientos estratoligados y vetiformes de cobre del Jurásico Medio a Superior en la Cordillera de la Costa, Región de Antofagasta, Chile. Santiago: Sernageomin.
- Zamora Paredes, V. E. (2020). Propuesta de diseño de mallas de perforación y voladura empleando modificación al modelo matemático de Pearse con la finalidad de optimizar la fragmentación de rocas en la mina Tacaza de Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. (CIEMSA). Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas (UPC), Lima. Obtenido de <https://repositorioacademico.upc.edu.pe/handle/10757/654495?show=full&locale-attribute=es>

ANEXOS

- **Parámetros geométricos pozos**

The image displays two screenshots of the 'Hole Drilling' software interface, showing the configuration of hole geometry parameters. The left screenshot shows the 'Hole' and 'Pattern' tabs, with 'Square' selected. The right screenshot shows the 'Hole' and 'Pattern' tabs, with various parameters set.

Parameter	Value	Unit	Action
Diameter	139,700	mm	Change Marked
Bench Level	0,000	m	Change Marked
Floor Level	-10,000	m	Change Marked
Sub-Drill	1,70	m	Change Marked
Total Hole Length	11,700	m	Change Marked
Hole Dip	90,0	°	Change Marked
Hole Bearing	0,0	°	Change Marked
Drilling Cost	0,000	\$/m	Change Marked
Rock SG	2,640		

Left Screenshot (Hole/Pattern):

- Hole:** Staggered (radio button), Square (radio button).
- Pattern:** Burden: 3,70 m; Spacing: 4,30 m; Rows: 6; Holes per Row: 12.
- Buttons:** Assign to Marked (twice).
- Align Hole Bearings:** With Burden Direction; Against Burden Direction.
- Bottom Buttons:** Accept New Values, Store..., Help, Save, Recall, Restore..., Close.

Right Screenshot (Hole/Pattern):

- Hole:** Diameter: 139,700 mm; Bench Level: 0,000 m; Floor Level: -10,000 m; Sub-Drill: 1,70 m; Total Hole Length: 11,700 m; Hole Dip: 90,0 °; Hole Bearing: 0,0 °; Drilling Cost: 0,000 \$/m; Rock SG: 2,640.
- Buttons:** Change Marked (for each parameter).
- Bottom Buttons:** Assign burden and spacing manually when creating individual holes (checkbox), Accept New Values, Store..., Help, Save, Recall, Restore..., Close.

- **Booster por pozo**



- **ANFO y Taco**

