

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO USANDO TALADROS
LARGOS EN LAS OPERACIONES MINERAS SUBTERRÁNEAS”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR
ALVARO MOREANO RODRÍGUEZ**

**ASESOR
MBA. ING. VICTOR MANUEL HERNÁNDEZ DIAZ**

LIMA - PERU

2022

DEDICATORIA

A mis padres, hermana y novia,
por su guía y comprensión.

AGRADECIMIENTO

A todos los que hicieron posible la realización de esta tesis de grado, al Mba. Ing. Víctor Manuel Hernández Díaz, al Dr. Carlos Ágreda Turriate y al Msc. Ing. José Antonio Corimanya Mauricio por su paciencia y enseñanzas.

RESUMEN

Cuando se elige un método de explotación, se debe tener en cuenta que dicho método de minado debe ofrecer una alta productividad, alta rentabilidad para los accionistas, un alto porcentaje de extracción de mineral y sobre todo ofrecer condiciones seguras para preservar la vida del personal y de los equipos mineros, además como también condiciones de protección ambiental y todos los recursos que se emplean.

Por otro lado, el método de explotación de tajeos con taladros largos, respecto al ritmo de producción puede variar ampliamente durante la explotación, se puede decir que al inicio la producción es lenta, por estar en la etapa de preparación, luego se incrementa a medida que se va explotando el mineral.

Este método de tajeos con taladros largos, que es el tema de esta tesis de investigación aplicada ofrece ventajas técnico-económicas para la compañía minera, como es la versatilidad de los equipos de perforación simba obteniéndose mayor tonelaje de material fragmentado y un mayor VAN en los flujos descontados del EBITDA calculados en el tiempo de vida de la mina, un VAN de \$ 111,693,722 para el minado por taladros largos a diferencia de un VAN de \$ 100,662,119 para un minado convencional.

ABSTRACT

When choosing an exploitation method, it should be taken into account the mining method that must offer high productivity, high profitability for shareholders, a high percentage of mineral extraction and, above all, offer safe conditions to preserve the life of personnel and the mining equipment, as well as environmental protection conditions and all the resources used.

On the other hand, the method of exploitation of long hole stoping, with respect to the rate of production can vary widely during exploitation, it can be said that at the beginning the production is slow, being in the preparation stage, then it is increased as that the mineral is being exploited.

This method of long hole stoping, which is the subject of this applied research thesis offers economic technical advantages for the mining company, such as the versatility of Simba drilling equipment obtaining greater tonnage of fragmented material and a higher NPV of EBITDA discounted flows over the life of the mine, an NPV of \$ 111,693,722 for the long hole method, and \$ 100,662,119 for the conventional method.

ÍNDICE

DEDICATORIA	1
AGRADECIMIENTO	2
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
ÍNDICE	5
ÍNDICE DE FIGURAS	10
ÍNDICE DE TABLAS	13
INTRODUCCIÓN	14
CAPITULO I: GENERALIDADES	16
1.1 Antecedentes referenciales	16
1.2 Planteamiento de la realidad problemática	18
1.3 Objetivos	21
1.3.1 General	21
1.3.2 Específicos	21
1.4 Hipótesis	21
1.4.1 General	21
1.4.2 Específica	21

CAPITULO II: MARCO TEORICO	23
2.1 Ingeniería de rocas en minera aurífera subterránea	23
2.2 Ubicación	24
2.3 Acceso	24
2.4 Geología del macizo rocoso	24
2.4.1 Estructuras mineralizadas	25
2.4.2 Aspectos estructurales	26
2.5 Caracterización geomecánica del macizo rocoso	29
2.5.1 Clasificación de Bieniawski (RMR)	29
2.5.2 Clasificación de Barton (Q de Barton)	31
2.6 Características físico-mecánicas del macizo rocoso	33
CAPITULO III: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA	35
3.1 Definición	36
3.2 Clasificación general de los métodos de explotación	38
3.3 Selección del método de explotación	38
3.4 Método de explotación de tajeos con taladros largos	39
3.4.1 Definición	43
3.4.2 Ventajas	46
3.4.3 Desventajas	47

CAPITULO IV: OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE PERFORACIÓN	49
4.1 Definición	50
4.2 Clasificación de los equipos mineros de perforación	51
4.2.1 Equipos principales	51
4.3 Accesorios de las perforadoras a percusión	54
4.3.1 Barrenos	54
4.3.2 Brocas	57
4.3.3 Mangueras de aire y agua	58
4.4 Equipos de perforación híbridos	59
4.4.1 Ventajas	60
4.4.2 Desventajas	61
4.4.3 Importancia de la evacuación de los detritus	61
4.5 Influencia de la desviación de los taladros	69
CAPITULO V: VOLADURA DE ROCAS	71
5.1 Definición	72
5.2 Clasificación de los explosivos	74
5.3 Explosivos y accesorios de voladura usados	74
5.3.1 Explosivos	74
5.3.2 Accesorios de voladura	76
5.4 Variable fragmentación	77

CAPITULO VI: SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO	79
6.1 Clasificación general de los sistemas de sostenimiento	80
6.1.1 Sostenimiento natural	80
6.1.2 Sostenimiento artificial	81
6.2 Selección de sistemas de sostenimiento en esta operación minera	81
6.2.1 El sistema de sostenimiento con shotcrete	82
6.2.2 Sistema de sostenimiento con pernos	84
6.2.3 Sistema de sostenimiento usando mallas	86
6.2.4 Sistema de sostenimiento usando cimbras	86
6.2.5 Sistema de sostenimiento usando cuadros de manera	87
6.2.6 Sistema de sostenimiento usando resina Geoflex	87
CAPITULO VII: CASOS-ESTUDIO	89
7.1 Caso-estudio N°01	89
7.2 Caso-estudio N°02	102
CAPITULO VIII: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	111
8.1 Análisis de resultados	111
8.2 Validación de la hipótesis general	113

CONCLUSIONES	121
RECOMENDACIONES	122
BIBLIOGRAFIA	123
ANEXOS	118
Anexo 1: Clasificación geomecánica del macizo rocoso	118
Anexo 2: Clasificación de la roca RMR	119
Anexo 3: Constancia de asesoría	127
Anexo 4: Individual value plot & Boxplot	128

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1,1: Tajeo	20
Figura 2,1: Mapa estructural	28
Figure 3,1: Parámetros de un método de explotación	36
Figure 3,2: Clasificación de los métodos de explotación subterránea	38
Figura 3,3: Perforación de tajeo	39
Figura 3,4: Relleno de tajeo	40
Figura 3,5: Malla B x S	42
Figura 3,6: Sección transversal	43
Figura 3,7: Tajeo con taladros largos	45
Figura 4,1: Perforación de tajeo	50
Figura 4,2: Perforadora Jack-leg	52
Figura 4,3: Perforadoras con tablero de control	53
Figura 4,4: Partes del barreno integral	55
Figura 4,5: Barreno cónico	56
Figura 4,6: Barreno con rosca	56
Figura 4,7: Barreno tipo tubo	57
Figura 4,8: Tipos de brocas	57
Figura 4,9: Instalación incorrecta de mangueras	59
Figura 4,10: Equipo de perforación	60
Figura 4,11: Evacuación de detritus	62

Figura 4,12: Velocidad de barrido, y velocidad partícula Vs. Tamaño de partícula	64
Figura 4,13: Presión de aire y rango de compresión Vs. Altitud	65
Figura 4,14: Rango de compresión Vs. Altitud	66
Figura 4,15: Longitud de carga	69
Figura 4,16: Burden practico y proyectado	69
Figura 4,17: Monitoreo de la desviación de los taladros	70
Figura 5,1: Fragmentación adecuada	72
Figura 5,2: Fragmentación producto de la voladura	73
Figura 5,3: Clasificación de los explosivos	74
Figura 5,4: Fragmentación interrelaciona todas las operaciones mineras	78
Figura 6,1: Clasificación de los sistemas de sostenimiento	81
Figura 6,2: Supervisando aplicación de shocrete	84
Figura 6,3: Inspección de instalación de pernos	85
Figura 6,4: Sostenimiento con pernos	86
Figura 6,5: labor minera TJ1728S	87
Figura 7,1: Parámetros del tajeo	92
Figura 7,2: Empatando taladro del tajeo 14'	92
Figura 7,3: Perforación de taladros de tajeo 14'	93
Figura 7,4: Primer o cebo	94
Figura 7,5: Diseño de carga 14'	94
Figura 7,6: Resultado de la voladura de rocas	97

Figura 7,7: Parámetros del tajeo 12m	104
Figura 7,8: Empate de la broca y el taladro	104
Figura 7,9: Perforación del tajeo12m	105
Figura 7,10: Diseño de carga del explosivo	106
Figura 7,11: Resultado de la voladura	108
Figura 8,1: Histograma de 100 simulaciones del VAN para el Caso-estudio1	114
Figura 8,2: Histograma de 100 simulaciones del VAN para el Caso-estudio2	115
Figura 8,3: Prueba de normalidad para datos de simulación Caso-estudio 1	117
Figura 8,4: Prueba de normalidad para datos de simulación Caso-estudio 2	117
Figura 8,5 Introduciendo datos en Minitab para prueba de hipótesis	119
Figura 8,6 Introduciendo el nivel de confianza de la prueba	119

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2,1: RMR de la mina aurífera	30
Tabla 2,2: Parámetros de Q para las vetas	32
Tabla 6,1: Aplicación de shocrete vía seca Vs. Vía húmeda	83
Tabla 7,1: Costos de voladura longitud 14'	96
Tabla 7,2: Costo de perforación longitud 14'	96
Tabla 7,3: Flujo de fondos para minado 14'	101
Tabla 7,4: Costos de voladura	107
Tabla 7,5: Costo de perforación	107
Tabla 7,6: Flujo de fondos para minado 10m	110
Tabla 8,1: Clase y frecuencia de histograma caso-estudio 1	114
Tabla 8,2: Estadística descriptiva de histograma caso-estudio 1	115
Tabla 8,3: Clase y frecuencia de histograma caso-estudio 2	116
Tabla 8,4: Estadística descriptiva de histograma caso-estudio 2	116
Tabla 8,5: Resultados de prueba de hipótesis	120

INTRODUCCION

En función de la geometría irregular del mineral que se encuentra dentro de la corteza terrestre se determina el método de explotación, ya sea subterráneo o tajo abierto.

En este caso, la extracción del mineral es por el método subterráneo. Método que requerirá de vías de acceso, labores mineras y dependiendo del tipo de roca a medida que se va profundizando se debe instalar sistemas de sostenimiento, tales como: Cuadros de madera, shotcrete, pernos, mallas electrosoldadas, cimbras y en algunas labores cuando el macizo rocoso es muy fracturado se ha colocado resina geoflex. Cabe enfatizar que regularmente se usa sistemas combinados de sostenimiento (shotcrete con pernos o pernos con mallas) por que en esta unidad minera se cuenta con macizo rocoso de tipo malo a regular.

Por otro lado, para la extracción del mineral por tajeos con taladros largos, que es el tema de la presente tesis, se ha demostrado que usando este método de explotación ha traído grandes ventajas técnico-económicas para la unidad minera aurífera, porque se ha conseguido obtener mayor tonelaje de 9,900 Tm de material fragmentado, en comparación de la explotación convencional de 4,227 Tm, además realizando el flujo de fondos descontado se obtiene un VAN de \$ 111,693,722, en comparación de \$ 100,662,119 con la explotación convencional. Sin embargo, se debe mencionar que los avances tecnológicos en equipos de perforación, mezclas explosivas comerciales, etc. han hecho que sea un método altamente eficiente y versátil.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Antecedentes referenciales

Esta compañía minera, extrae el mineral usando el método subterráneo, cuyo mineral predominante y de mayor valor económico es el oro. Actualmente para algunas labores mineras ha elegido el método de explotación por tajeos con taladros largos; siendo de importancia fundamental la geología del macizo rocoso, y en las últimas décadas la geomecánica ha tenido un papel preponderante en las excavaciones subterráneas en estructuras rocosas de gran complejidad, para lograr la estabilidad de una excavación subterránea cualquiera mediante el empleo de algún sistema de clasificación del macizo rocoso para poder de esta manera seleccionar un sistema de sostenimiento seguro y adecuado, y que este cumpla con su función de sostener al macizo rocoso circundante a la labor minera.

El macizo rocoso es considerado una variable totalmente aleatoria. Es por ello que el departamento de geomecánica de esta compañía minera se ha visto en la necesidad de que constantemente esté actualizando y haciendo los ajustes respectivos a las clasificaciones geomecánicas; así, por ejemplo:

- Se está ubicando al macizo rocoso en un tipo estructural determinado y estableciendo “Zonas Geomecánicas”.
- También se está estableciendo una cuantificación geomecánica que permita determinar qué sistema de sostenimiento e inclusive para este caso el método de excavación por tajeos con taladros largos.

Cuando se realiza una excavación subterránea en un macizo rocoso, este modifica las condiciones naturales iniciales; estos cambios consisten en la deformación y dirección de los nuevos esfuerzos que sufre el macizo rocoso. Las tensiones y deformaciones que pueden llegar a soportar el medio rocoso ante determinadas condiciones permiten evaluar su comportamiento y planificar el diseño del método de explotación por tajeos con taladros largos.

Estos factores geológicos que dominan el comportamiento y las propiedades mecánicas de los macizos rocosos entre otros son las siguientes:

- La Litología y propiedades de la matriz rocosa.
- La estructura geológica y las discontinuidades.
- El estado de esfuerzos a que está sometido el material.
- El grado de alteración o meteorización.
- Las condiciones Hidrogeológicas.

1.2 Planteamiento de la realidad problemática

El método de explotación que se venía realizando, corte y relleno ascendente, para llegar al objetivo de producción se necesitaban varios frentes de trabajo y personal a cargo (maestros, ayudantes), por ende, se estuvo buscando un método al cual migrar, mecanizado y con menos exposición del personal hacia los peligros/riesgos propios del corte y relleno.

Con el avance de la ciencia y la tecnología se ha desarrollado perforadoras con barrenos de mayor longitud especialmente para perforar taladros largos. Entonces, esta compañía minera, ha optado por la explotación de tajeos con taladros largos o también llamado tajeo por

subniveles. Convirtiéndose este método de explotación minero muy importante para el requerimiento de la producción de esta mina.

Cabe enfatizar que, para este método de explotación, el equipo de perforación juega un papel muy importante; es por ello que para esta operación minera unitaria se usan los equipos de perforación llamados simbas, siendo los barrenos de mayor longitud y variables dependiendo del requerimiento de producción y del diseño; así como también de mayores diámetros. Se debe mencionar que el perforista debe estar bien capacitado y entrenado para perforar los taladros en la malla previamente diseñada y pintada en los tajeos, así como tener una supervisión constante; sólo de esta manera el perforista logrará obtener un paralelismo correcto en la perforación de los taladros largos en el tajeo y la profundidad adecuada de los mismos.

Sin embargo, para obtener una buena fragmentación, no solo se debe contar con la perforación de los taladros, con su respectiva profundidad y paralelismo adecuado, sino también seleccionar y hacer un buen diseño de carga de la mezcla explosiva comercial, la cual dependerá de las características físico-mecánicas del macizo rocoso. En este caso se usó como explosivo la dinamita y accesorios el fanel, cordón detonante, fulminantes comunes y mecha de seguridad para su respectiva iniciación.

El método de explotación por tajeos con taladros largos, tiene grandes ventajas para esta compañía minera aurífera, tales como:

- Mayor producción en tonelaje fragmentado.
- Los tajeos pueden ser preparados (perforados) con mayor tiempo de anticipación. Se puede programar los disparos sin necesidad de contar con el equipo de perforistas, sin preocuparse con no cumplir con el rango de producción programada.
- La operación minera unitaria de perforación debidamente mecanizada ya sean equipos híbridos o con los jumbos (sobre ruedas u orugas) y un buen perforista, se obtiene avances muy significativos ahorrando tiempo y dinero, entre otras ventajas.

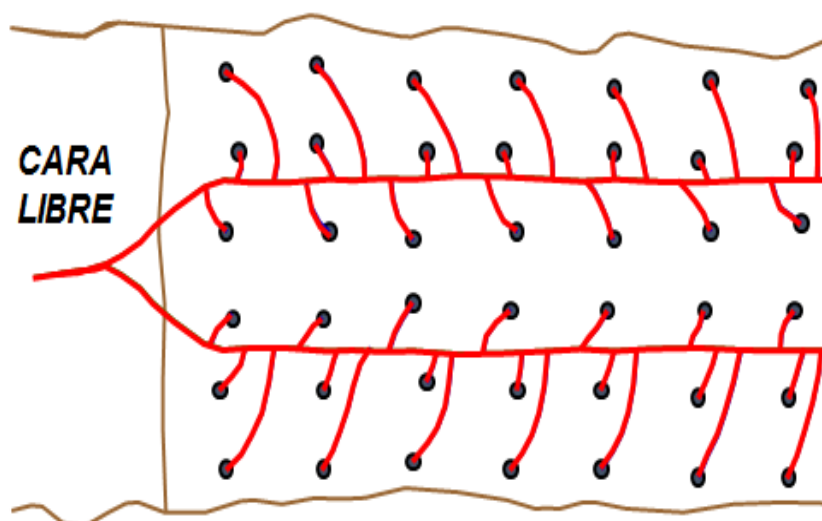


Figura 1,1: Tajeo

Fuente: Elaboración propia

1.3 Objetivos

1.3.1 General

La explotación de los minerales por el método de tajeos con taladros largos será ventajoso en \$, obteniendo un mayor VAN en el flujo de fondos descontado para esta operación minera subterránea

1.3.2 Específicos

- Esta mina subterránea obtendrá mayor producción usando simbas para perforar los taladros largos.
- La desviación de los taladros perforados influirá en la fragmentación del macizo rocoso.

1.4 Hipótesis

1.4.1 General

Usando equipos simba en la perforación de tajeos con taladros largos se podrá obtener ventajas técnico-económicas en \$ producto de un mayor VAN en el flujo de fondos descontado para esta mina subterránea.

1.4.2 Específica

- Se podrá implementar el uso de equipos simba para perforar los taladros largos y lograr obtener mayor producción.

- Se podrá evitar la desviación en la perforación de los taladros para no impactar en la variable fragmentación como producto de la voladura de rocas.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

En este capítulo se enmarca la teoría en que se basó la presente tesis de investigación aplicada no experimental.

El marco teórico abarca de la ingeniería de rocas, los métodos de explotación subterránea dentro del cual se ha seleccionado el método de explotación tajeo con taladros largos, las labores mineras principales y secundarias, la operación minera binomial de perforación y voladura de rocas, los sistemas de sostenimiento que son fundamentales para sostener dichas labores y los casos estudio donde se contrasta la hipótesis planteada.

2.1 Ingeniería de rocas en minera aurífera subterránea

El macizo rocoso es la variable aleatoria y determinante para cualquier explotación minera, la geología, sus características físico-mecánicas determinan la selección de las mezclas explosivas comerciales con sus

respectivos accesorios de voladura. La geometría del mineral determina la selección del método de explotación y la planta determina la producción diaria en Tm fragmentada.

2.2 Ubicación

La propia Unidad Minera se ubica a 2,750 msnm, en el lugar denominado Retamas cerca de la localidad de Parcoy capital del distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad

2.3 Acceso

Desde la capital de Lima a la unidad minera existen dos rutas:

- Vía aérea desde Lima – Pias o del mismo Trujillo – Pias, en Pias existe un aeropuerto pequeño en la laguna Pias.
- Vía terrestre, por carretera desde Lima a Trujillo y de ahí a Huamachuco-Parcoy.

2.4 Geología del macizo rocoso

Esta mina aurífera explotada por el método subterráneo, se emplaza en una franja montañosa de la Cordillera Central de los Andes, con topografía accidentada y fuertemente tectonizada. Estos relieves montañosos llegan hasta los 4500 msnm. Se distingue dos unidades principales: El valle formado por el río que diserta dicha zona que forma parte del sistema de

valles interandinos del Marañón; formado por sucesivas etapas de erosión fluvial y levantamiento tectónico subsiguiente y las vertientes montañosas accidentadas en las cuales las pendientes varían de 30 a 70% con intensos procesos de erosión y remoción en masa (deslizamiento, escarpes, cárcavas y abarrancamientos profundos).

2.4.1 Estructuras mineralizadas

El departamento de Geomecánica ha realizado el estudio de las estructuras mineralizadas, donde las vetas presentes dentro del cuerpo intrusivo fueron llevadas mediante fluidos hidrotermales por fallas de desgarre, desde la unidad metavolcánica del Complejo del Marañón con contenido de mineralización aurífera, que fueron acumulados por esfuerzos tectónicos que generaron altas presiones y temperaturas. La edad de mineralización fue determinada en edades de 312Ma y 305Ma para dos etapas de mineralización en el intrusivo.

El sistema principal de vetas NW-SE se formó como consecuencia del relleno de los espacios vacíos de las fracturas y las fallas. Estas vetas posteriormente han sido falladas y plegadas.

El sistema de vetas NNW son las más importantes de la mina, representa el equivalente de mineralización del sistema de fallas N330°, con las variaciones de acimut y buzamiento. Parecen haber sido las estructuras en movimiento principalmente en un sentido inverso y sinistral, que han permitido el paso de los fluidos mineralizados.

En el sistema de vetas ESE, la roca matriz ha sido objeto de alteración argílica. En este sistema no se han encontrado vetas mineralizadas de anchos económicos. El sistema de vetas WNW de tendencia aproximada de N300° y buzamiento alrededor de 60° incluye las vetas Mercedes, Oro Negro, Rocío, San Francisco y Victoria que, aunque numéricamente son importantes, han sido menores productores de oro en comparación con el conjunto de vetas NNW.

2.4.2 Aspectos estructurales

A nivel regional la zona de Parcoy se encuentra definida por tres zonas estructurales, las cuales son:

- a. Zona plegada de rocas Mezo-Cenozoicas: Emplazada en el sector occidental, en la parte alta de los cerros. Se caracteriza

por ser una zona de rocas sedimentarias mayormente jurásico-cretácicas con extensos plegamientos y pliegues largos y angostos con orientación NNW-SSE. Asociado con los pliegues se presentan numerosas fallas inversas.

- b.** Zona de fallamiento en bloques del batolito de Pataz: Ubicada en la parte central, comprende a una faja alargada y angosta de intrusivos granodioríticos. Las fallas inversas de dirección NW-SE son de alto ángulo que alcanza varios kilómetros de longitud y un salto vertical de cientos de metros, que a su vez están cortadas por fallas dextrales y sinestrales en dirección E-W y NE-SW.

- c.** Zona del complejo Marañón y Volcánicos Paleozoicos: Ubicada en el sector oriental del batolito, lo constituyen rocas metamórficas del Complejo Marañón y rocas volcánicas de la formación Lavasen y Tres Lagunas.

Este estudio determino que se tiene siete sistemas de fallamiento utilizado el sistema de dirección azimutal con buzamiento hacia la mano derecha. La dirección de las fallas determina la orientación fundamental de las estructuras mineralizadas formadas por los

esfuerzos tectónicos. El sistema de fallas N120° son los que ocasionan los mayores problemas de inestabilidad en las labores.

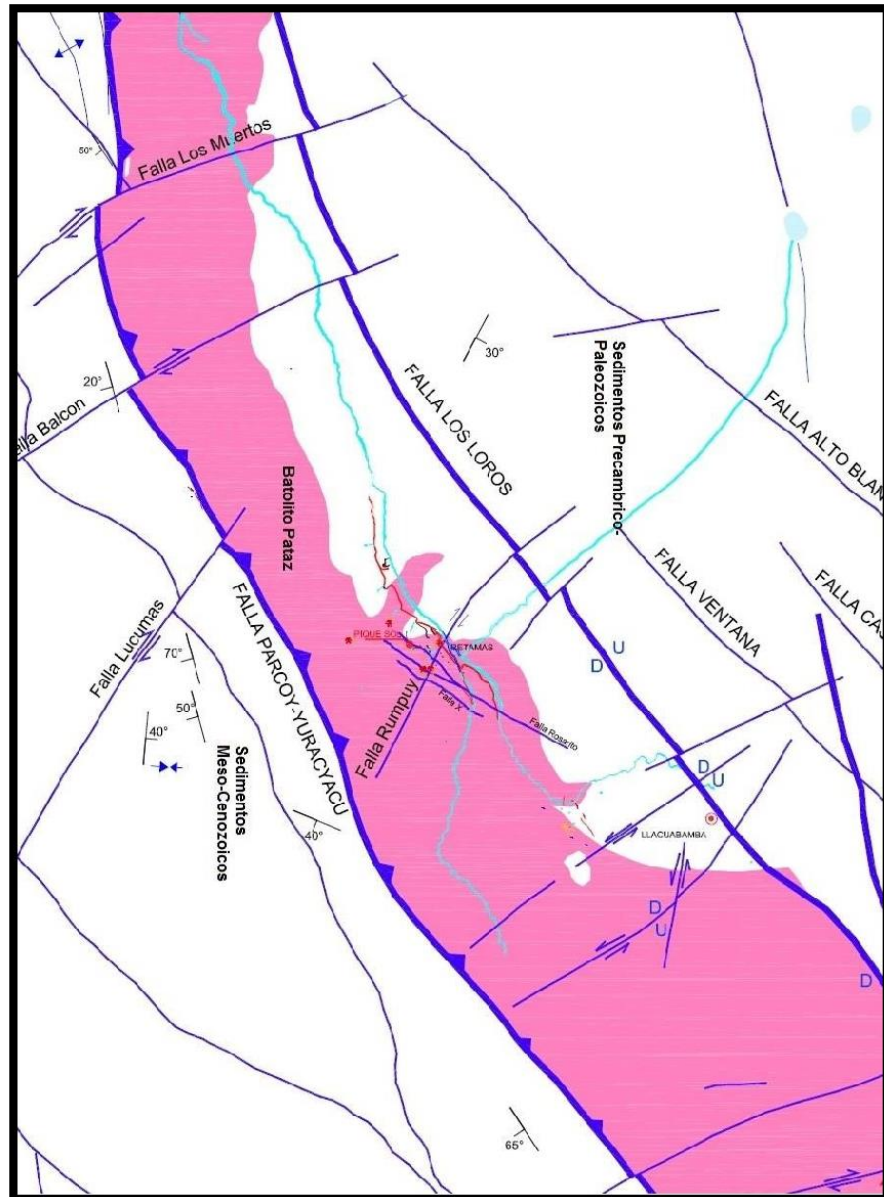


Figura 2,1: Mapa estructural
Fuente: Departamento geomecánico

2.5 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La evaluación geomecánica integral del yacimiento, se ha efectuado siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales, que permite clasificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso y alimenta con información para complementar la zonificación geomecánica y elaborar el diseño del tipo de sostenimiento.

El macizo rocoso de Parcoy, es mayormente de calidad geomecánica mala, con presencia de esfuerzos y agua subterránea por lo que el uso de la clasificación RMR y de Barton dan buenos resultados.

2.5.1 Clasificación de Bieniawski (RMR)

“Rock Mass Rating” desarrollado en Sudáfrica por Z. T. Bieniaswki, también se le conoce como CSIR “South African Council for Scientific and Industrial Research”.

Este índice sirve de base y guía para el mapeo, la excavación y el sostenimiento de labores mineras de esta mina. Se desarrolla en base a parámetros como: resistencia a la comprensión simple de la roca intacta, tiene como parámetro al RQD (importante para el sostenimiento), espaciado de las discontinuidades estructurales (diaclasas, fallas, etc.), naturaleza de los planos de discontinuidad,

presencia de agua (litros/min por cada 10m de túnel), orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea.

Se calculó algunos valores del RMR de algunas zonas de la mina, los cuales se mostrarán a continuación en la tabla 2,1

Tabla 2,1: RMR de la mina aurífera.

Zona	RMR	Sostenimiento
Zona veta Lourdes nivel 2285	25 – 35	Shotcrete vía húmeda con fibra 65/35, más HY 7'.
Zona veta Lourdes Tajo 189N		
Caja Techo	25 – 30	
Caja Piso	30 – 35	-----
Veta	35 – 45	
Zona veta Milagros Nivel 2100		
Balcon	31 – 40	Cuadros de madera espaciados 1.2m
Zona Candelaria TJ 2589/1623		
Caja Techo	25 – 30	
Caja Piso	31 – 35	-----
Veta	30 – 35	
Zona Sur Candelaria CX 1580	41 – 50	Shotcrete y pernos swelex E = 1.20x1.20

Fuente: Departamento de geomecánica

2.5.2 Clasificación de Barton (Q de Barton)

Es un sistema de clasificación cuantitativa y de ingeniería que facilita el diseño de sostenimiento de túneles. Se determina de acuerdo con la siguiente relación:

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

Donde:

- RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo
- J_n: Número de familias de fracturas
- J_r: Factor de rugosidad de las discontinuidades.
- J_a: Factor de alteración de las discontinuidades.
- J_w: Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades.
- SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso, e zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla.

Se calculó el RMR para las diferentes zonas de la mina: la zona Norte que comprende las vetas Milagros y Lourdes; la zona de profundización ubicada en la zona central, la cual comprende las vetas Carmensita-Mishahuara, Rosarito, Rosa y Encanto. Por último, la zona Sur que

comprende las vetas Candelaria y Encanto Sur. Los resultados se muestran en la tabla 2,2.

Tabla 2,2: Parámetros de Q para las vetas

Zona	Parámetros:	Q	Calidad
Zona norte veta Lourdes – Nv 2165	<ul style="list-style-type: none"> - RQD: 35% - Jn: 12 - Jr: 1.5 - Ja: 4.0 - Jw: 1.0 - SRF: 7.5 	0.14	Muy mala
Zona Lourdes – Crucero 191N	<ul style="list-style-type: none"> - RQD: 35% - Jn: 9 - Jr: 2 - Ja: 1.0 - Jw: 0.66 - SRF: 5 	1.02	Mala
Zona veta Lourdes nivel 2250	<ul style="list-style-type: none"> - RQD: 20% - Jn: 12 - Jr: 0.5 - Ja: 4.0 - Jw: 1.0 - SRF: 10 	0.01	Extremadamente mala
Rosa: TJ 2590 (Nv 2140 – 2190)	<ul style="list-style-type: none"> - RQD: 30-50% - Jn: 5-9 - Jr: 1.5 - Ja: 4.0 - Jw: 1.0 - SRF: 5 	0.25-0.80	Mala a muy mala
Zona veta encanto Sur Rp 1112 Bp 2294 Nv 2265 – 2350	<ul style="list-style-type: none"> - RQD: 30% - Jn: 9 - Jr: 2 - Ja: 4.0 - Jw: 1.0 - SRF: 7,5 	0.2	Muy mala

Fuente: Departamento de geomecánica.

2.6 Características físico-mecánicas del macizo rocoso

De acuerdo con las evaluaciones geomecánicas, el macizo rocoso no mineralizado presenta mayor porcentaje de rocas de calidad medianamente mala (IV Mala A) a diferencia de las zonas de mineralización que presenta mayormente rocas de mala calidad.

La resistencia de la roca se encuentra entre 30 a 75 Mpa, el relleno de las fisuras es por calcita, cuarzo, clorita. La presencia de agua subterránea es por goteo en la roca matriz y pequeños flujos en la estructura mineralizada. Algunas de las propiedades del macizo rocoso se mencionan a continuación:

- Persistencia de discontinuidad: Las fallas tienen una persistencia muy alta, con longitudes mayores a 20m; las diaclasas en las labores presentan una persistencia baja a mediana entre 1 a 3m y de 10 a 20cm.
- Espaciamiento de discontinuidades: Entre 2 a 20cm (muy fracturada o triturada).
- Separación de las superficies de discontinuidades: La apertura de las juntas son de extremadamente estrecha a cerrada entre 1 a 0mm.
- Rugosidad: Es lisa a ligeramente rugosa, recta a ligeramente ondulada en todos los planos de discontinuidad (diaclasas y/o fallas geológicas).

- Humedad y permeabilidad del relleno: Se encuentran húmedos o mojados, con agua producto de goteo, en algunos sectores se presentan flujos que disminuyen con el tiempo.
- Grado de alteración de la granodiorita: Es alto principalmente en los planos de discontinuidad por sericitización y cloritización.
- Permeabilidad: Es secundaria en acuíferos fracturados de baja productividad. El agua circula por los planos de las discontinuidades que en algunos casos lava el relleno.
- Número de familias de discontinuidades: Presentan de 4 a 5 sistemas de discontinuidades siendo predominante la que es paralela a las fallas geológicas y al rumbo de las estructuras mineralizadas.
- Tamaño de bloque y la resistencia al cizallamiento: la unión entre los bloques es cúbicos, paralelepípedos y triangulares, esto está definido por las familias de discontinuidades que forman fragmentos equidimensionales.
- Grado de fracturamiento: De acuerdo con la clasificación GSI, se tiene de muy fracturada (12 a 20 fracturas/m) a intensamente fracturada (mayor a 20 fracturas/m) y triturada en la zona de fallas.

CAPITULO III

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA

Una vez determinado el yacimiento mineralizado con todos los análisis de laboratorio y de campo y la suficiente información de este en todos sus aspectos, se puede iniciar el importante proceso de selección del método o métodos de minería más apropiados para llevar a cabo la extracción del mineral.

Respecto a la selección del método o métodos es preliminar, que más adelante puede ser necesario revisar y analizar la data obtenida, pero siempre los principios básicos para la extracción de los minerales deben seguir siendo parte del diseño final por que cada depósito de mineral es único.

Grimaldo, F. (2016) menciona que una vez que se sabe que la extracción del mineral será por el método subterráneo. Entonces, la recuperación de mineral de un depósito/yacimiento mineralizado se reduce a la selección de un método de minado que excluya otras opciones sobre una base de la seguridad y

rentabilidad; proporcionando además un adecuado sostenimiento subterráneo para proteger la vida del personal, las áreas de trabajo y, si fuera el caso, preservar la superficie.



Figura 3,1: Parámetros de un método de explotación

Fuente: Elaboración propia

3.1 Definición

Hamrin H. (2001) enfatiza que, para hablar de métodos de explotación minera, se debe tener en cuenta la geometría del mineral que se va a extraer, y a este se debe evaluar desde un punto de vista económico.

Entonces, mineral es una concentración de minerales que pueden explotarse y convertirse en un producto vendible para generar una ganancia financieramente aceptable.

El mineral no existe adecuadamente hasta que haya sido etiquetado como tal. Para nombrar una prospección mineral, el cuerpo requiere más información que la necesaria para establecer las calidades metálicas. Se necesita un conocimiento suficiente del depósito de minerales, la tecnología minera, los métodos de procesamiento y los costos para llevar a cabo un estudio de factibilidad y demostrar que el prospecto merece ser desarrollado en una mina. Entonces, una vez conocido y determinado la geometría del mineral, se determina el método de explotación ya sea a tajo abierto o subterráneo.

Se define en su conjunto como método de explotación subterránea, a la extracción del mineral por las diferentes labores mineras principales y secundarias, incluidas todas las actividades afines que hacen posible la extracción del mineral desde la corteza terrestre a la superficie, generando una utilidad para la compañía minera.

3.2 Clasificación general de los métodos de explotación

En la figura 3, se muestra la clasificación de los métodos de explotación propuesto por Hustrulid W. & Bullock R. (2001)

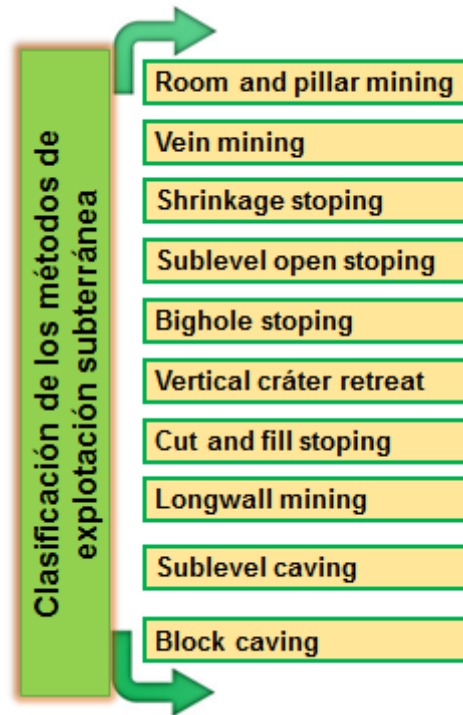


Figura 3,2: Clasificación de los métodos de explotación subterránea

Fuente: Hustrulid W. & Bullock R

3.3 Selección del método de explotación

El método de explotación se elige de acuerdo con la disposición y geometría del mineral y que este permita desde el punto de vista técnico-económico su explotación de manera eficiente y rentable para la compañía minera.

Teniendo en cuenta esta premisa, esta compañía minera ha elegido la extracción del mineral por el método de tajeo con taladros largos, por sus ventajas que este método ofrece.



Figura 3,3: Perforación de tajeo – Equipo Simba T1D Epiroc
Fuente: Elaboración propia

3.4 Método de explotación de tajeos con taladros largos

Tajeo con taladros largos o también llamados “sublevel stoping” ha evolucionado como un método muy importante; se puede afirmar que con el avance y desarrollo de la ciencia y la tecnología; la aplicación del acero en la fabricación de equipos mineros ha logrado un gran avance en las perforadoras para minería subterránea, logrando que estas tengan barrenos con mayores longitudes, que permitan perforar taladros largos y

de esta manera obtener mayor producción. En este método de explotación minera se usan los equipos LHD (Long Hauling Dumper), los cuales se puede usar en dos fases de este método:

- Trabajos de preparación
- Manipuleo del mineral.

De acuerdo a Hamrin H. (2001). En el método tajeo con taladros largos, el mineral es extraído y luego de las operaciones mineras de carguío y acarreo, estos tajeos son normalmente rellenados.



Figura 3,4: Relleno de tajeo
Fuente: Elaboración propia

Los tajeos suelen ser grandes, particularmente en dirección vertical. El cuerpo mineral se divide en tajeos separados. Entre los tajeos, las secciones de mineral se reservan para que los pilares soporten el macizo rocoso de la caja techo. Los pilares normalmente tienen forma de vigas verticales a través del cuerpo mineral. La sección horizontal del mineral, conocida como pilares de la corona, también se deja para soportar el trabajo de la mina por encima de los tajeos de producción.

La ampliación de las dimensiones del tajeo influye en la eficiencia minera. Los mineros, por lo tanto, apuntan a los mayores tajeos posibles. La estabilidad del macizo rocoso es un factor limitante a tener en cuenta al seleccionar los tamaños de los tajeos y pilares. Este método de explotación se utiliza para extraer depósitos de minerales con las siguientes características:

- Buzamiento inclinado, la inclinación de la caja piso debe superar el ángulo de reposo.
- Roca estable tanto en la caja techo y caja piso.
- Mineral competente y roca matriz.
- Límites regulares del mineral

En cuanto a la malla de perforación y voladura ($B \times S$) debe ubicarse in situ de forma precisa para que al momento de acoplar la broca con los

taladros la profundidad y el ángulo de estos mantengan un paralelismo entre cada uno, todo lo cual debe establecerse con gran precisión por parte del perforista y una adecuada supervisión para lograr una exitosa voladura de rocas y que la fragmentación sea la adecuada.



Figura 3,5: Malla B x S
Fuente: Elaboración propia

Por otro lado, este método de tajeos con taladros largos es el más utilizado en Canadá. La perforación con taladros largos en roca dura incrementa la producción. Este método se caracteriza por perforar taladros largos desde un subnivel ampliamente espaciado. Estos taladros están dispuestos en las mallas de perforación y voladura, que luego se perforan

en secuencia en el tajeo. El material fragmentado se acarrea en puntos de extracción en la parte inferior del tajeo. Los tajeos pueden no rellenarse dependiendo de la variación del método utilizado.

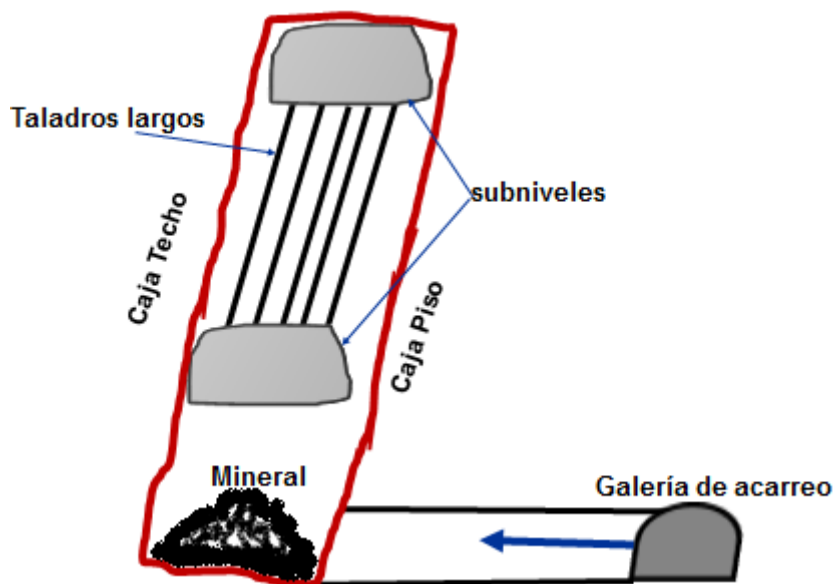


Figura 3,6: Sección transversal

Fuente: Elaboración propia

3.4.1 Definición

Tajeo con taladros largos (long hole stoping) o también conocido como “sublevel stoping”, es un método de explotación de la minería subterránea, cuya perforación efectuada por los equipos híbridos con barrenos de mayor longitud se incrementa la tasa de

producción en cuanto a toneladas fragmentadas en comparación con otros métodos convencionales.

En cuanto a la longitud y ancho, los siguientes factores afectan las dimensiones de un tajeo:

- Geometría del cuerpo mineralizado
- Direcciones de los principales esfuerzos
- Competencia de las cajas
- Malla de perforación y voladura que sea la adecuada
- Arreglo del subnivel de perforación

El dimensionamiento del tajeo es una decisión crítica, es necesario la experiencia de expertos en la materia, tales como: operadores con experiencia similar, expertos de mecánica de rocas y otros con experiencia en el diseño de mina.

En cuanto a la altura, se deben considerar los siguientes factores, tales como:

- Competencia del pilar y de las paredes del tajeo
- Buzamiento del cuerpo mineralizado

- Espesor del cuerpo mineralizado
- Profundidad del taladro de una máquina determinada de perforación
- Características de fragmentación del mineral.
- Intervalos de espaciamiento de los niveles de la mina

En macizos rocosos competentes, la longitud y la seguridad del taladro son los más importantes de la altura del tajeo.

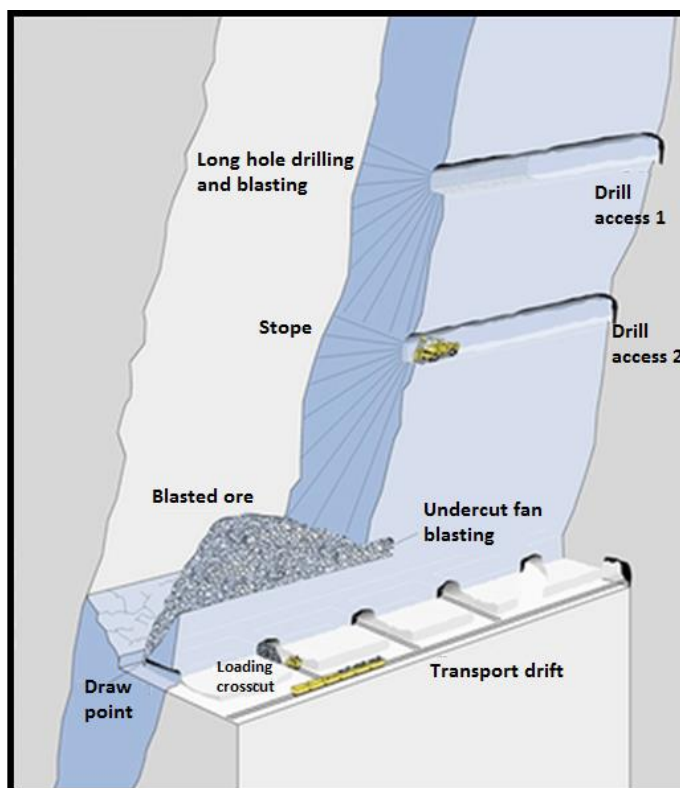


Figura 3,7: Tajeo con taladros largos

Fuente: Hamrin H, 2001

3.4.2 Ventajas

Este método de explotación usando tajeos con taladros largos, tiene las siguientes ventajas:

- Se perforan los taladros del tajeo con anticipación, siendo de mucha utilidad si hubiese alguna huelga o evento con los perforistas, como ya están perforados los taladros se logra cumplir con la siguiente operación minera unitaria de voladura de rocas.
- Al perforarse con taladros largos, se obtiene mayor producción en cuanto a toneladas fragmentadas.
- Como este método de explotación es fácilmente mecanizado. Entonces una flota de scooptams y camiones se transportan sobre un sistema de rampa conectando todos los subniveles, da una gran flexibilidad a este método de explotación
- Usando este método subterráneo se logra obtener alta productividad porque varios tajeos pueden ser secuenciados, de tal manera que la producción pueda ser obtenida de ellos. También los tajeos de subniveles pueden ser relativamente largos y requerirán poca mano de obra para producir mayor tonelaje.
- Bajo costos, es decir además de tener todos los beneficios de costo de minería granel, las perforadoras usadas en este

método resultaran en un espacio ancho del subnivel, resultando un costo de desarrollo menor. En ciertas circunstancias específicas para el relleno el cemento puede representar una componente de alto costo, pero el costo total aun resultara rentable comparado con los otros métodos de explotación.

- Los disparos de gran dimensión, si ellos son con varios. Entonces, con meses de anticipación estos pueden ser programados uno por semana liberando de esta manera la fuerza labor para desarrollar las labores de perforación y carguío en la programación de estas operaciones.

3.4.3 Desventajas

Como todo método de explotación también tiene sus limitaciones o desventajas, tales como:

- Al perforase taladros de mayor longitud en los tajeos, se pueden generar desviaciones, si el perforista no está bien entrenado y capacitado.
- Este método de explotación tiene un gran soporte técnico porque el conocimiento de la geología es requerido desde el inicio de la operación hasta el final de la extracción del mineral.

- En este método de explotación no hay minado selectivo, es decir dentro de un tajeo es imposible separar los minerales de alta ley con los de baja ley.
- Este método de explotación presenta problemas para controles de leyes de mineral.
- Este método de explotación presenta alta dilución.
- Altos costos para la preparación y el desarrollo de la operación minera
- Ocasionalmente en esta operación minera requiere de voladura secundaria.

CAPITULO IV

OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE PERFORACIÓN.

Dentro del complejo de las operaciones mineras unitarias de la industria minera, el binomio llamado perforación y voladura de rocas son las operaciones mineras más importantes; que de ellas depende el incremento y/o reducción de los costos operacionales. Estas dos operaciones mineras han mostrado notables avances en el campo tecnológico.

Respecto a la perforación, esto se refiere a la fabricación de perforadoras a percusión con mejores especificaciones técnicas en cuanto a la velocidad de barrido para la evacuación de los detritus y sobre todo a la mayor longitud de barrenos. Sin embargo, las perforadoras y herramientas tradicionales se usan actualmente y se continuaran usando, siendo las alternativas clásicas y de menor costo en el mercado para la minería artesanal y la minería de menor escala.

Cabe enfatizar, que sin perforación no habrá voladura de rocas, ni viceversa. Entonces, no habrá fragmentación de la roca y si no hay fragmentación de la roca no habrá extracción del mineral que se encuentra de la corteza terrestre.



Figura 4,1: Perforación de tajeo – Equipo Simba H 1257 Atlas Copco
Fuente: Elaboración propia

4.1 Definición

La definición más apropiada de la perforación es la siguiente: sea cualquiera el método con que se lleve a cabo, se basa en el mismo principio de la percusión y el giro continuo del barreno e impacto de la broca con el macizo rocoso. Cada giro produce un corte en la roca, cuyo

resultado es la perforación de un taladro de forma cilíndrica, en el cual se introducirán las mezclas explosivas comerciales, previamente diseñada dicha la carga explosiva con sus respectivos accesorios de voladura.

4.2 Clasificación de los equipos mineros de perforación

4.2.1 **Equipos principales:** En minería subterránea en perforación, se tienen los siguientes tipos de perforadoras.

Perforadoras: Los tipos de perforadoras son: Jack-leg. Hammer, jumbos (con llantas o con orugas) y las “Down the hole drill” (DHD).

En cuanto a las perforadoras Jack-leg son conocidas como perforadoras manuales, cuyo trabajo se realiza mediante el empleo de barrenos, el cual facilita su extracción y rotación. El barreno es sostenido por el ayudante del perforista para empatar con el pintado de la malla; es decir colocar la broca donde se hará la perforación del taladro y luego proseguir con el proceso de perforación.

Respecto a la rotación y percusión con aire comprimido, para hacer taladros pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para una perforación horizontal o hacia el piso (generalmente se usan jack leg), para una

perforación vertical hacia el techo (se usan las perforadoras stopers) y para piques (se usan las perforadoras jack hammer).



Figura 4,2: Perforadora Jack-leg

Fuente: Elaboración propia

Los equipos simba son conocidos como perforadoras hidráulicas, su trabajo se realiza mediante el empleo de equipos altamente sofisticados, robotizados, de gran capacidad de avance y performance. Utiliza la energía hidráulica para la transmisión, control de fuerzas y movimientos en la perforación. Además, cuenta con un tablero de control computarizado, equipado con un software de perforación donde se grafica la malla de perforación requerida. La

gran ventaja de estos equipos es su gran precisión y paralelismo en la perforación, claro está si el perforista está bien entrenado y capacitado para operar estos equipos. Por su gran rendimiento, es requerido por la gran minería.

Perforación mecanizada es importante para el marcado de la malla de perforación y voladura (B x S), cuyo resultado se refleja en una excelente voladura con el grado de fragmentación adecuada y requerida por la parrilla.

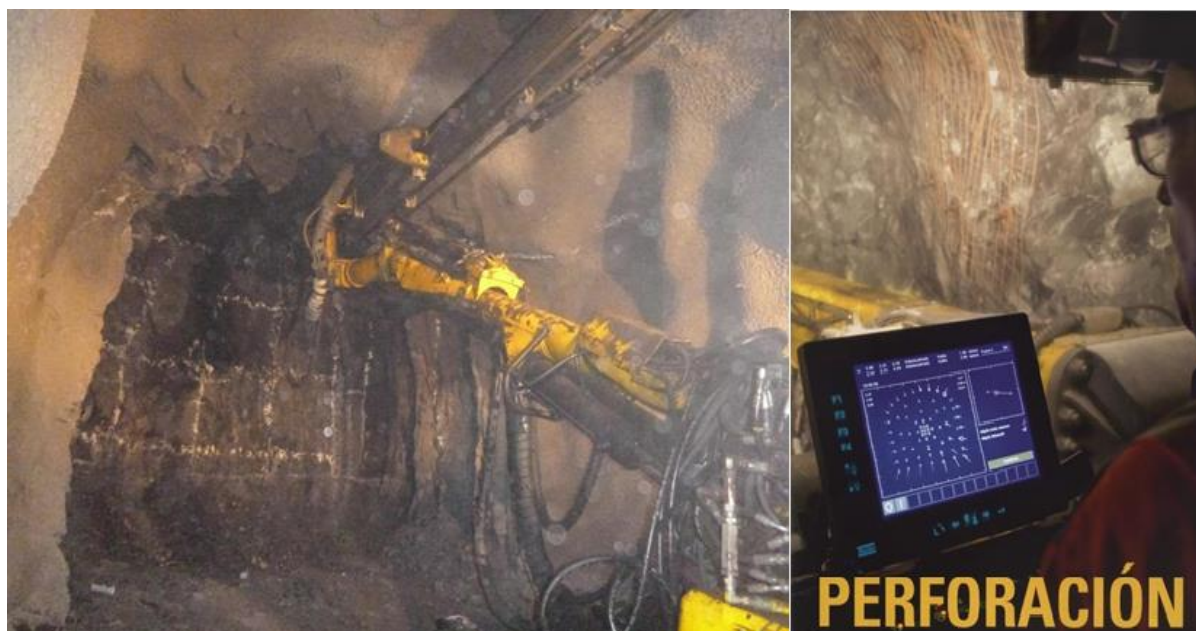


Figura 4,3: Perforadoras con tablero de control – Equipo Simba S1D Epiroc
Fuente: Curso MI 115 FIGMM

4.3 Accesorios de las perforadoras a percusión

4.3.1 **Barrenos:** Se tiene varios tipos de barrenos, tales como:

- a. **Barrenos integrales:** Estos barrenos son aceros, los cuales tienen las siguientes longitudes: 2 pies, 3, pies, 4 pies, 5 pies, 6 pies, 8 pies y 10 pies. Según la compañía “boart logyear” estos barrenos pueden sufrir desperfectos como rotura por:
- Pandeo en la perforación.
 - Mala maniobra del perforista
 - Por desgaste de la bocina de la perforadora.
 - Por marcas muy profundas en la barra de acero.
 - Por sobre perforación.
 - Por no utilizar el juego de barrenos.
 - Por mal almacenamiento y traslado a las labores
 - Por atascamiento.

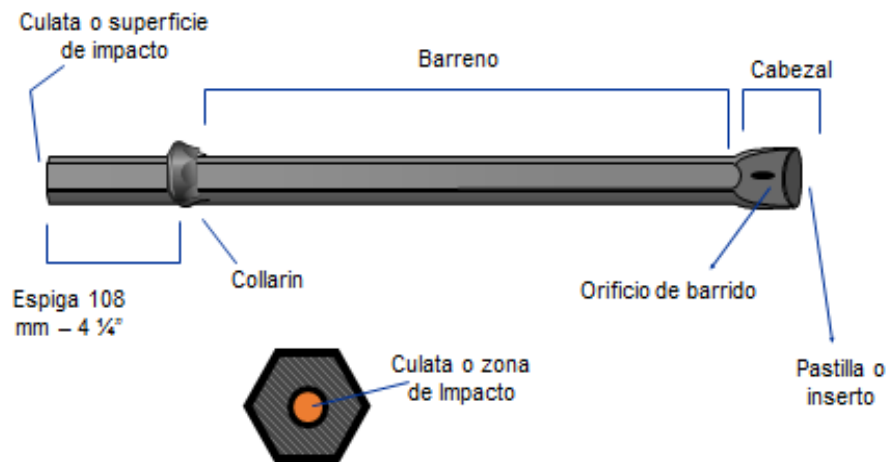


Figura 4,4: Partes del barreno integral

Fuente: Elaboración propia

- b. **Barreno cónico:** Generalmente estas barras de acero se usan en perforadoras manuales neumáticas: Stopers, Jacklegs, Sinkers.

También se usan en la mediana y pequeña minería, construcción civil. Los diámetros usados en taladros son de: 32mm - 41mm (1-1/4" a 1-5/8") y la longitud típica en taladros: 0,3m - 3,6m (1' a 12').

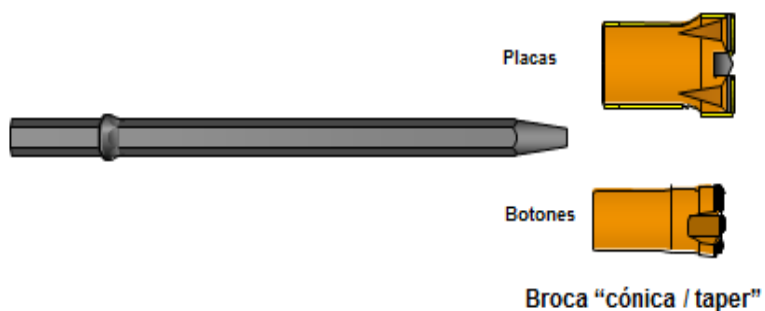


Figura 4,5: Barreno cónico

Fuente: Elaboración propia

- c. **Barreno con rosca:** Estos barrenos tienen una longitud aproximada de 4,31m (14' 1-1/2"), con rosca extremo R38.



Figura 4,6: Barreno con rosca

Fuente: Elaboración propia

- d. **Barreno tipo tubo:** Este tipo de barrenos se usan en superficie e interior mina - perforadoras hidráulicas pesadas. En hundimiento por subnivel en interior mina, corte y relleno mecanizado. En superficie - canteras de gran tamaño, banqueo, minería a tajo abierto y el diámetro típico del

taladro: 76mm - 127mm (3" a 5") con una longitud típica del
taladro: 15m - 45m (50' a 150')

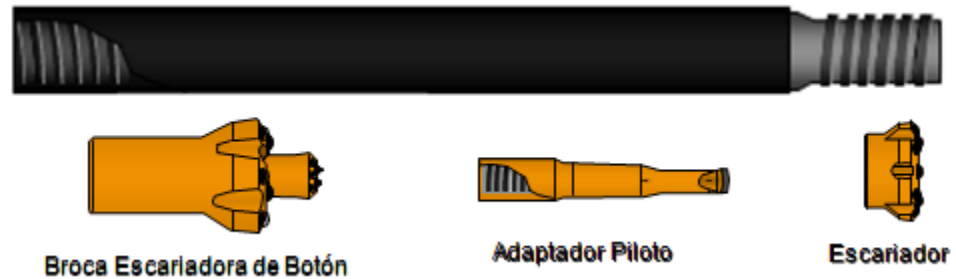


Figura 4,7: Barreno tipo tubo

Fuente: Elaboración propia

4.3.2 **Brocas:** Son fabricadas con carburo de tungsteno, estas son las que impactan directamente con el macizo rocoso al momento de la perforación de los taladros, se tiene los siguientes tipos de brocas: Botón, en cruz y embutida.



Figura 4,8: Tipos de brocas

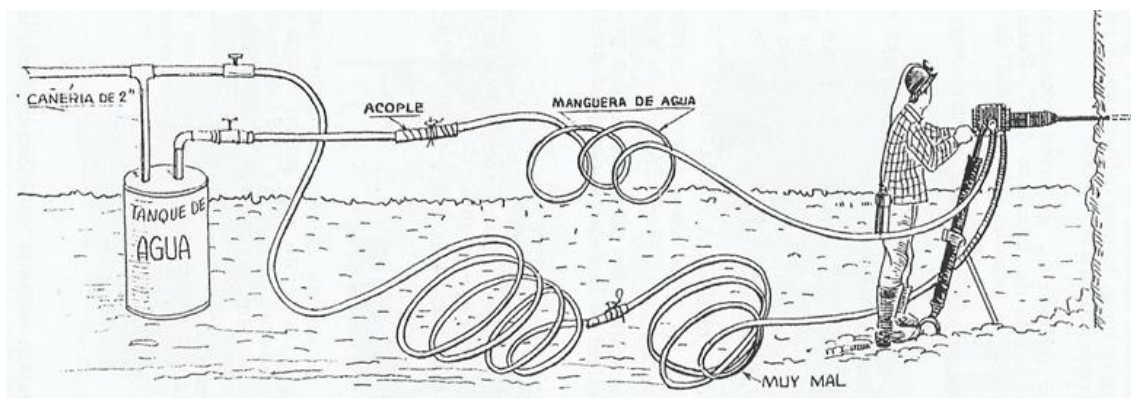
Fuente: Sandvik

4.3.3 **Mangueras de aire y agua:** En cuanto a estos accesorios son fundamentales e indispensables para la perforación de los taladros. Tanto la manguera de aire como del agua deben estar bien instaladas para no perder presión y deben estar estiradas (no enrolladas).

El peso y velocidad de las máquinas depende del fabricante, como se sabe todas estas perforadoras trabajan con aire comprimido (80 a 100 psi de presión) y tienen un consumo de aire de 100 a 150 CFM.

También se necesita agua para la perforación, aproximadamente 1 litros/segundo, la misma que sirve para ablandamiento de la roca, condensar el polvo y como refrigerante de la máquina.

También se necesitan de otros accesorios, es por ello que el perforista adicionalmente lleva: una barretilla, saca-barrenos, cucharilla, atacador de madera, llave Stilson y aceite.



2 Rollo de mangueras de 1" para aire.

Causas: Porque lo hacen?

1. Por no extender la tubería de 2" hacia el tope
2. Piensan que el manipuleo de mangueras es más cómodo.

Recomendaciones:

1. Utilizar máximo 20 m de manguera de 1" de aire
2. Mantener extendida longitudinalmente la manguera de 1", evitando enrollamientos.

Figura 4,9: Instalación incorrecta de mangueras

Fuente: Curso Voladura de Rocas FIGMM

4.4 Equipos de perforación simba

Los equipos de perforación simba están dentro de la clasificación de la perforación mecanizada, para labores de secciones mayores actualmente se emplean las máquinas de mayores dimensiones, tales como: Jumbos neumáticos o electrohidráulicos, track drill, wagon drill, etc.

Estos equipos pueden ser de percusión y de roto percusión, montadas en chasis sobre ruedas u orugas. Pueden perforar taladros de hasta 150 mm y de longitud de barreno entre 20m a 60 m de profundidad. Los barrenos que se emplean son acoplables con brocas intercambiables, lográndose

perforar tajeos con taladros largos y obtener mayor producción en Tm fragmentadas de mineral.



Figura 4,10: Equipo de perforación – Simba S1D
Fuente: Elaboración propia

4.4.1 **Ventajas**

Las principales ventajas son las siguientes:

- Es que se logra perforar taladros de longitudes mayores que los equipos convencionales.
- Dependiendo de la longitud planificada en el diseño y requerimiento de producción, se pueden acoplar barrenos con facilidad e intercambiar las brocas.

- Con el panel de control y el buen entrenamiento del perforista se puede lograr un adecuado paralelismo entre los taladros.

4.4.2 Desventajas

Como todo equipo tiene desventajas.

- Por la longitud de los taladros siempre existe la posibilidad de la desviación de los taladros en el momento de la perforación que no está dentro del rango de aceptación.

4.4.3 Importancia de la evacuación de los detritus

En cuanto a la evacuación de los detritus el Ph. D Alan Bauer, enfatiza que para el levantamiento vertical de las partículas de roca con una gravedad específica menor o igual a 3, la velocidad puede ser calculada usando la siguiente ecuación matemática:

$$V = \frac{13,300(S)(D)^{3/5}}{(S - 1)}$$

Donde:

V = velocidad de salida del aire pies/min.

S = gravedad específica

D = diámetro de las partículas de roca, pulg.



Figura 4,11: Evacuación de detritus
Fuente: Elaboración propia

En cuanto al aire comprimido es muy importante y fundamental para una buena limpieza de los taladros, y propone la siguiente ecuación matemática:

$$Q = \frac{V(A - a)}{144}$$

Donde:

Q = aire libre (cfm)

V = velocidad del aire (fmp)

a = área de la sección transversal del barreno pulg²

$A = \text{área de la sección transversal del taladro pulg}^2$

De acuerdo a Calder & Workman, enfatizan que es esencial que haya una velocidad de barrido adecuada para evacuar los detritus que se generan al momento de la perforación. La velocidad también debe ser adecuada para eliminar eficientemente los detritus más grandes posibles. Los detritus que son demasiado grandes para ascender desde el fondo del taladro a la superficie, el flujo de aire debe tener la suficiente presión y eyección de este para lograr una evacuación exitosa de los detritus.

La rectificación y la eliminación ineficiente de los detritus del taladro de perforación provocarán una pérdida de rango de penetración y a menudo reduce la vida útil de la broca. Por lo tanto, independientemente de la altitud, una perforadora debe tener una capacidad de compresora adecuada para asegurar una velocidad de barrido eficiente del taladro. Los mencionados Ph. D han formulado algunas tablas con sus respectivas pruebas.

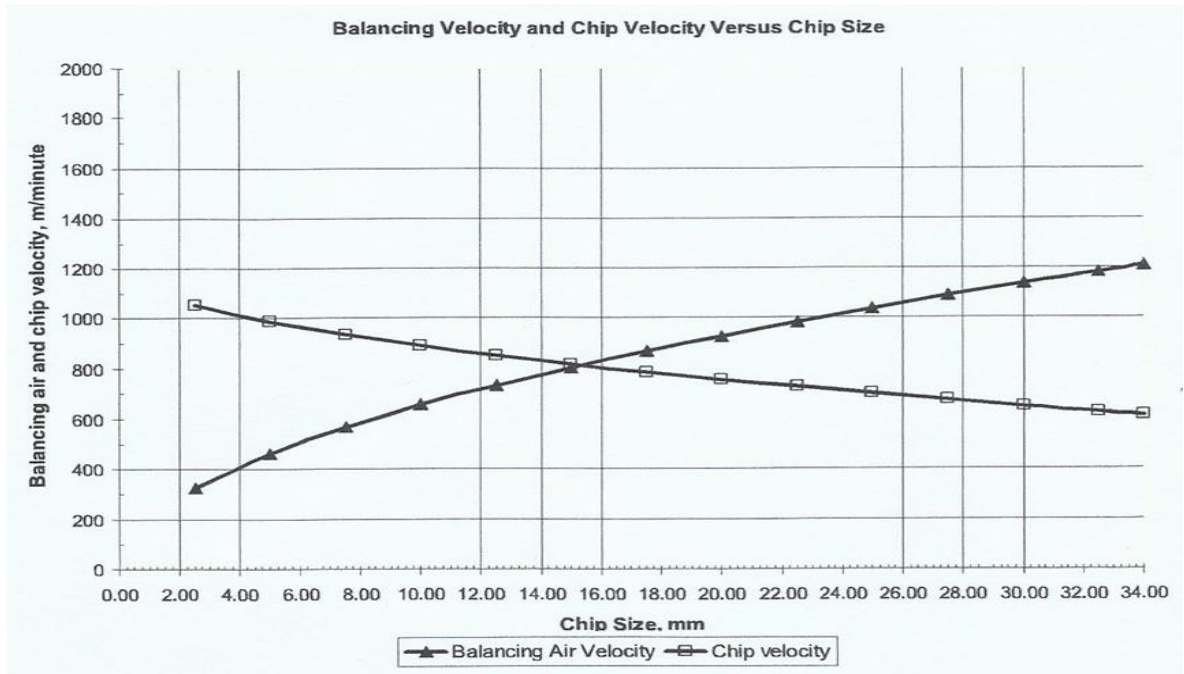


Figura 4,12: Velocidad de barrido y velocidad partícula vs tamaño de partícula

Fuente: Calder & Workman

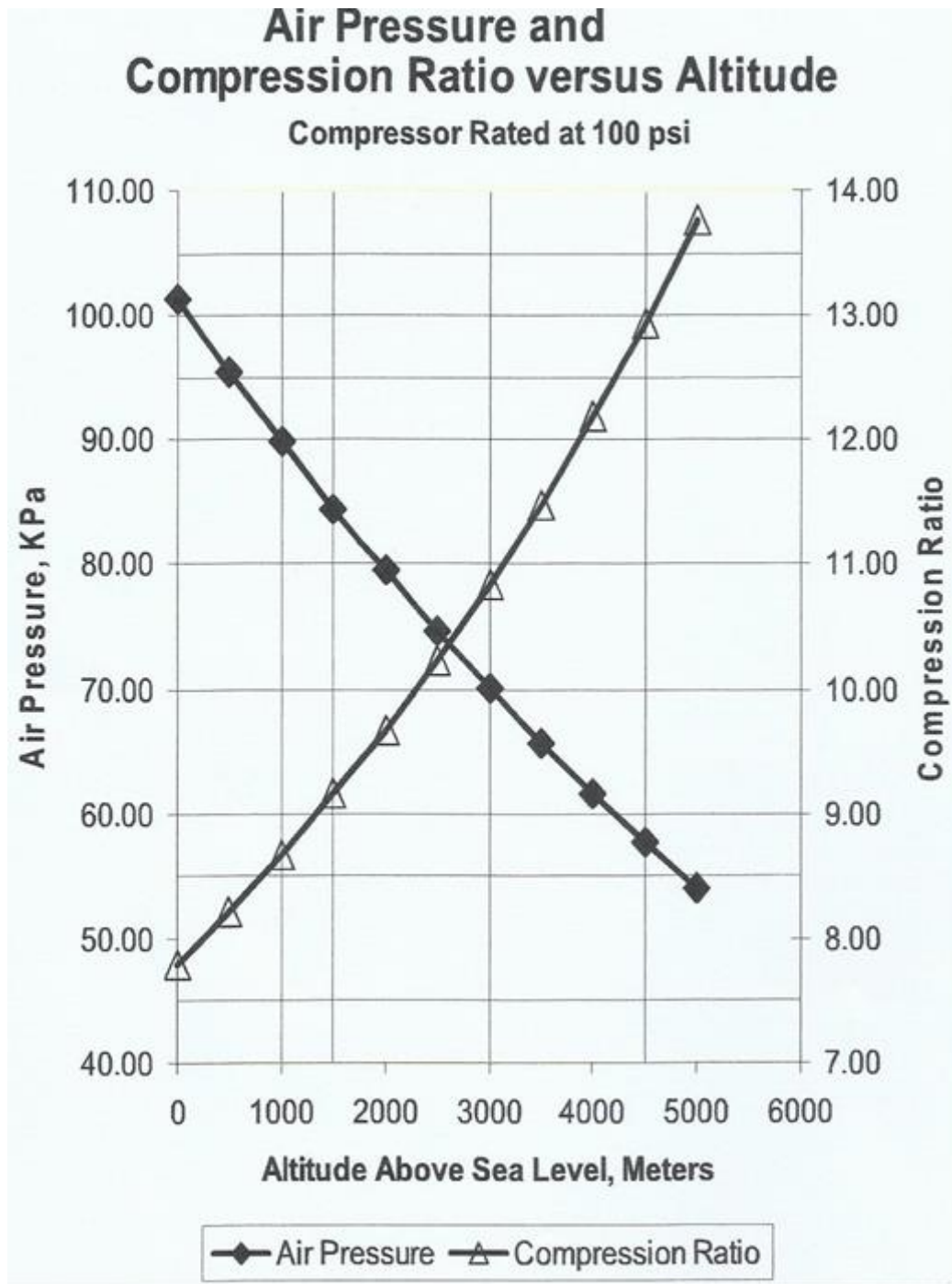


Figura 4,13: Presión de aire y rango de compresión vs. altitud

Fuente: Calder & Workman

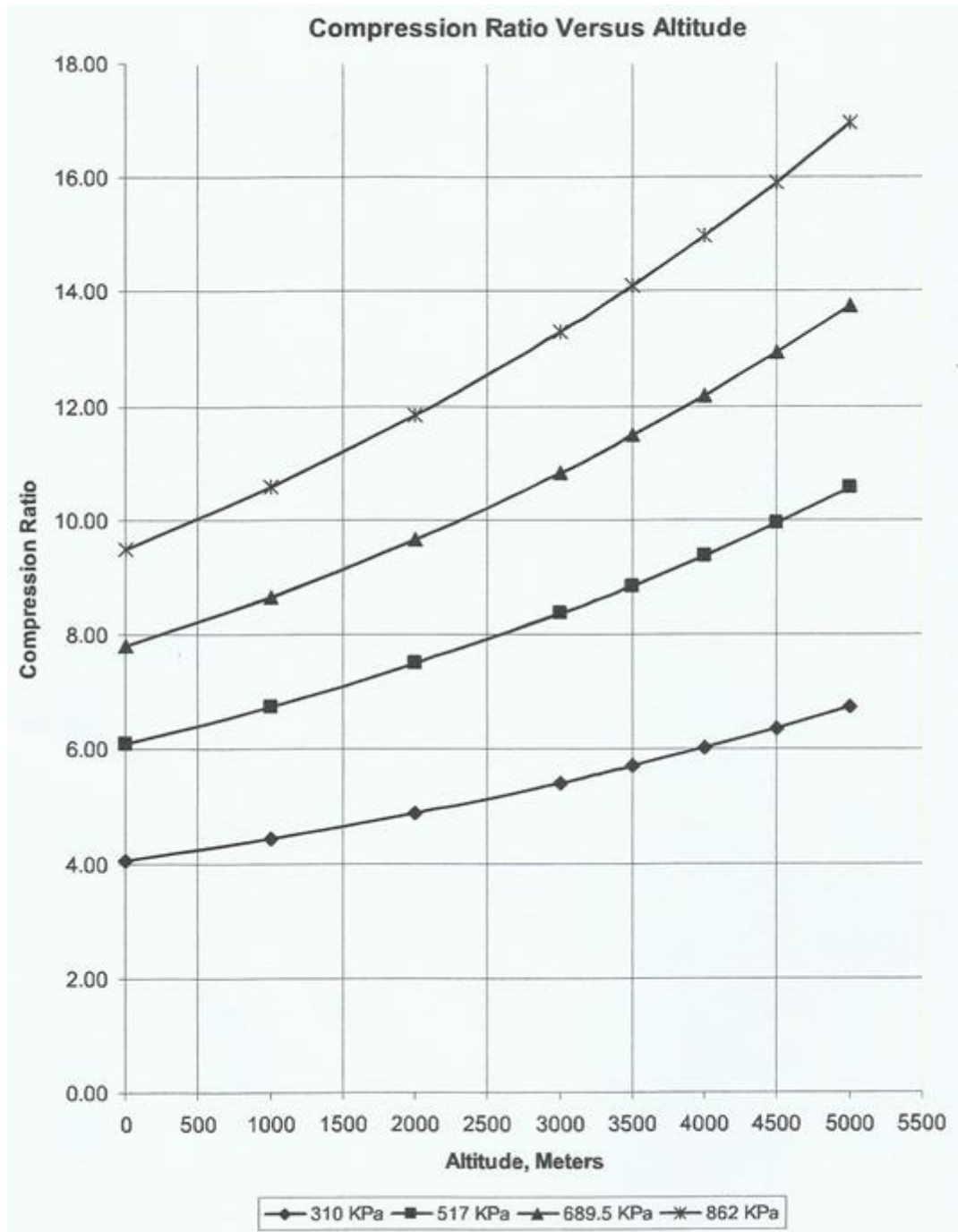


Figura 4,14: Rango de compresión vs. altitud
Fuente Calder & Workman

4.5 Influencia de la desviación de los taladros

La operación minera unitaria de voladura de rocas puede estropearse totalmente si la precisión de perforación es inadecuada. Un burden demasiado grande, en la parte del fondo da como resultado protuberancias en el piso, que luego debe hacerse voladura secundaria para obtener un piso liso. Una burden demasiado pequeño da como resultado un lanzamiento de fragmentos de roca, que es un impacto muy peligroso. Cuando se calcula el burden práctico B_p , se deben considerar las desviaciones de los taladros en el momento de la perforación.

De acuerdo a Persson, Holmberg & Lee (1993), enfatizan la desviación en la perforación puede considerarse como la suma de las tres desviaciones:

- La desviación del “collar” α_1 , (m) causada por un mal posicionamiento de la perforadora Vs el pintado de la malla donde se ubica el taladro en la superficie del macizo rocoso.
- La desviación angular α_2 (m / m) causada por la perforación incorrecta al iniciar la perforación del taladro.
- La desviación del taladro α_3 (m) resultante de un taladro de perforación curvo.

La desviación del “collar” depende de la precisión del marcado del taladro en la superficie del macizo rocoso antes de la perforación y del cuidado

que tenga el equipo de perforación cuando se coloca la broca de la perforadora en el empate con el taladro. Un valor normal para la desviación del collar es aceptable no más tres veces el diámetro del taladro.

La desviación angular depende de cuán cuidadosamente el equipo de perforación pueda alinear la perforadora y, por supuesto, de la firmeza de la perforadora en la misma dirección del taladro.

La desviación del taladro depende de la relación entre la longitud y diámetro del taladro, y del incremento de la presión de aire que usa la perforadora.

En la figura 4.14 se muestra la longitud de carga para varios diámetros de taladros cuando se utiliza una altura constante en un tajeo de 10 m. Los diámetros de los taladros pueden ser aproximadamente de: 0.01, 0.04, 0.07, 0.1, 0.15, 0.3, 0.5 y 1m.

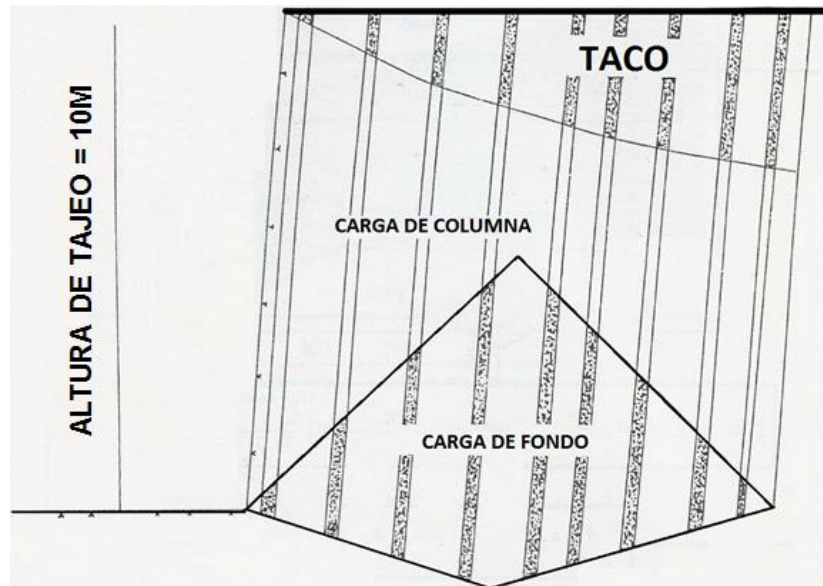


Figura 4,15: Longitud de carga
Fuente: Persson, Holmberg & Lee

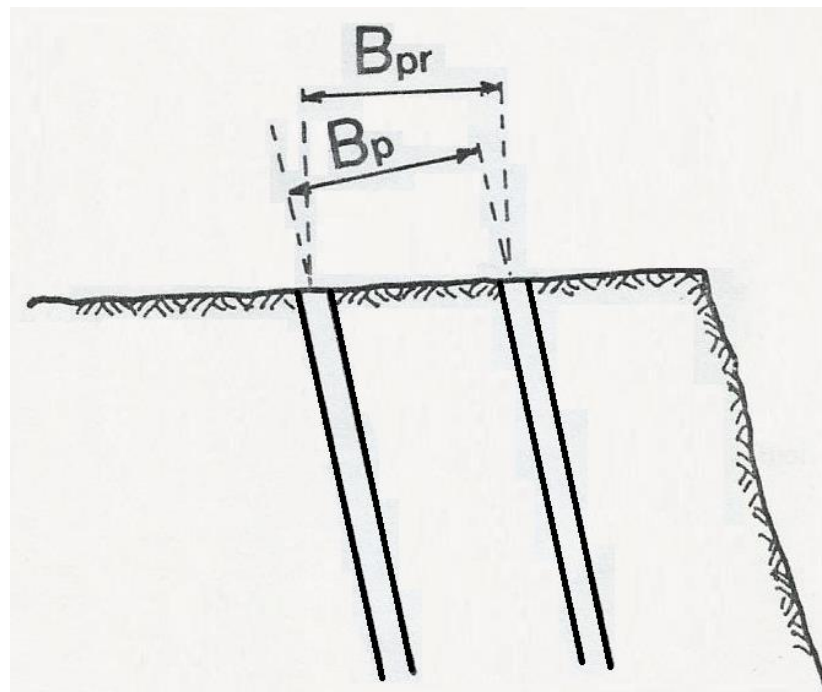


Figura 4,16: Burden práctico y proyectado
Fuente: Persson, Holmberg & Lee

En las operaciones de producción de esta mina subterránea, se tiene muy en cuenta los efectos que causan la desviación de los taladros en el momento de la perforación. Es por ello, que aleatoriamente siempre se monitorea que, si hay desviación, esta esté dentro del rango de aceptación.



Figura 4,17: Monitoreo de la desviación de los taladros
Fuente: Elaboración propia

CAPITULO V

VOLADURA DE ROCAS

Del ciclo total de minado es la segunda operación minera unitaria, cuyo objetivo es fragmentar el macizo rocoso de manera adecuada y eficiente. El proceso de la voladura origina una alta liberación de energía que produce la fragmentación propiamente de la roca y el desplazamiento de esta.

El resultado de la voladura de rocas es la fragmentación, variable aleatoria que determina el incremento y/o reducción de los costos operacionales.

Si la fragmentación es la adecuada y requerida por la parrilla, permitirá la remoción del material fragmentado a través de las operaciones binomiales de carguío y acarreo y se continúa con el ciclo total de minado.

Pero, si la fragmentación no es la adecuada, se incrementarán los costos operacionales, originando la perforación y voladura secundaria; lo que conlleva a interrumpir el ciclo total de minado.

En minería subterránea la voladura de rocas debe evaluarse desde el punto de vista económico, tanto la voladura de producción Vs. La voladura controlada para proteger el macizo rocoso circundante.



Figura 5,1: Fragmentación adecuada
Fuente: Elaboración propia

5.1 Definición

Existen varias definiciones, pero todas coinciden en fragmentar la roca, aquí algunas de estas definiciones:

- La voladura de rocas es una ciencia que usa modelos matemáticos para diseñar las mallas de perforación y voladura (B x S) y que en

los taladros de cargaran explosivos con sus respectivos accesorios de voladura, lo cuales al ser iniciados fragmentaran el macizo rocoso.

- Voladura de rocas, es la acción de fragmentar el macizo rocoso con la finalidad de extraer algún mineral.
- La voladura de rocas, es un proceso de la detonación los explosivos que al ser iniciados, cuya reacción físico-químico exotérmica producen altas presiones de temperaturas haciendo que el macizo rocoso se fragmente.



Figura 5,2: Fragmentación producto de la voladura

Fuente: Elaboración propia

5.2 Clasificación de los explosivos

Se tiene la siguiente clasificación:

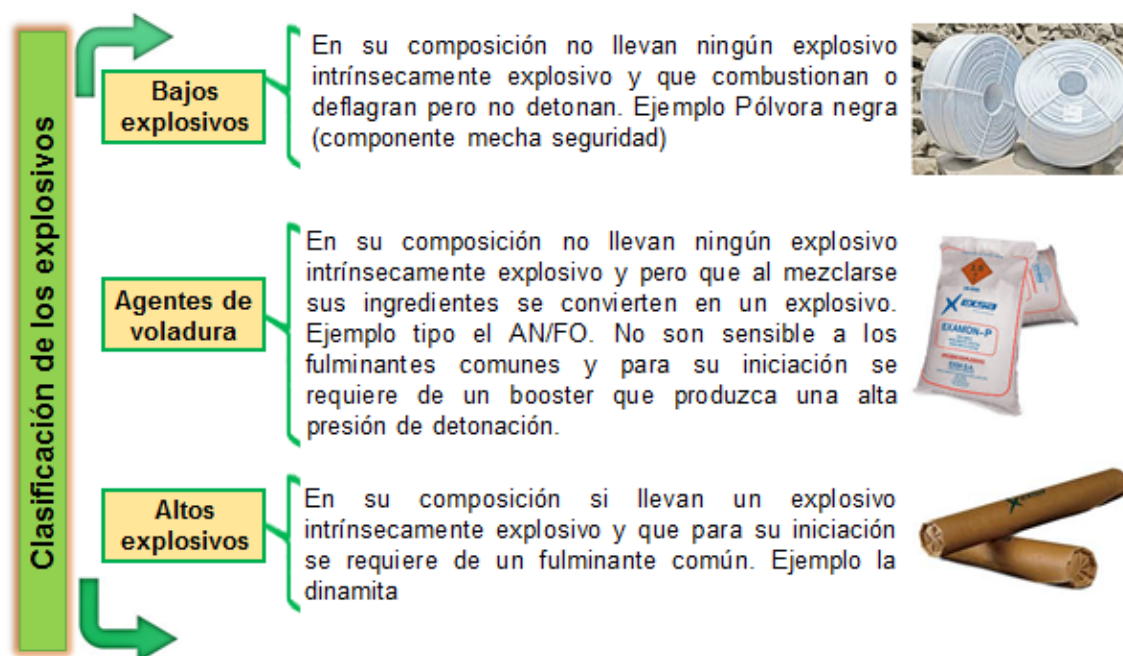


Figura 5,3: Clasificación de los explosivos

Fuente: Elaboración propia

5.3 Explosivos y accesorios de voladura usados.

En la operación minera unitaria de voladura de rocas, se usan las mezclas explosivas comerciales y accesorios de voladura de rocas, tales como:

5.3.1 Explosivos

- Dinamita:** Nombre común utilizado en mención de un gran número de mezclas explosivas comerciales. Los cuales como ingrediente contienen un material carbonáceo el cual es

sensibilizado por la nitroglicerina y algunas sales que proveen el oxígeno correspondiente para su detonación.

La compañía minera utilizó la dinamita Exsablock cuyas características principales son: Baja densidad (0.78 g/cm^3) y velocidad de detonación de 2000 m/s. Al realizar la evaluación del macizo rocoso se observa un terreno fallado e intensamente fracturado con presencia de agua. También se utilizó la dinamita Exadit 45% 7/8"x7". Costo por unidad \$ 0.50

- b. Emulsión:** Los especialistas la definen como una dispersión coloidal de una fase combustible en una solución salina. A la emulsión para evitar que precipite al quedar en reposo se le agrega pequeñas cantidades de agentes emulsificantes. En esta mina para los tajos se usa emulsión a granel (costo por kg \$ 0.80) y para los frontones se usa Emulnor 1000 de 1"x7", Emulnor 3000 de 1"x7" y Emulex 45% 1"x7"., emulsión Emulex 65 de 1 1/8" y Emulex 65 de 1"x7" deben ser empleados únicamente en los taladros de arranque.

5.3.2 Accesorios de voladura

- a. **Fanel:** Producto manufacturado en las fábricas peruanas cada una con sus propias marcas. Es un sistema de voladura no eléctrico.

La mina utiliza el Exanel 4.8 m (costo por unidad \$0.90) y para tajeos con taladros largos se ha pedido que la manguera este acorde a la longitud del barreno (costo por unidad \$1.80).

- b. **Cordón detonante:** Cordón flexible y resistente a la tracción, cuyo núcleo contiene pentrita – PENT. Está cubierto por un material impermeable, lo cual permite que pueda trabajar hasta en las condiciones más severas.

Esta mina tiene un consumo promedio de cordón detonante de 70,383m que representa 94 rollos al mes y su costo es de 0.30 \$/m.

- c. **Fulminante común:** Este accesorio de voladura consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio que se encuentra cerrada a un extremo donde carga el explosivo para su respectivo funcionamiento, su costo de 0.18 \$/unidad.

d. Mecha de seguridad: Se define como un medio por el cual una llama es transportada continuamente para propiciar la iniciación de un disparo primario. Esto es posible ya que su núcleo contiene pólvora negra.

En la mina el consumo promedio de mecha de seguridad es de un total de 15 cajas mensual, su costo es 0.22 \$/m.

5.4 Variable fragmentación

La fragmentación, es la variable aleatoria determinante para los costos operacionales. Esta depende de la adecuada selección del modelo matemático para diseñar las mallas de perforación y voladura (B x S).

Una vez realizado el diseño de las mallas, depende directamente del entrenamiento y capacitación del perforista y del equipo para que realice una buena perforación de los taladros.

Cabe enfatizar, que esta variable también depende directamente de la adecuada selección de la mezcla explosiva comercial y del buen diseño de carga de este.

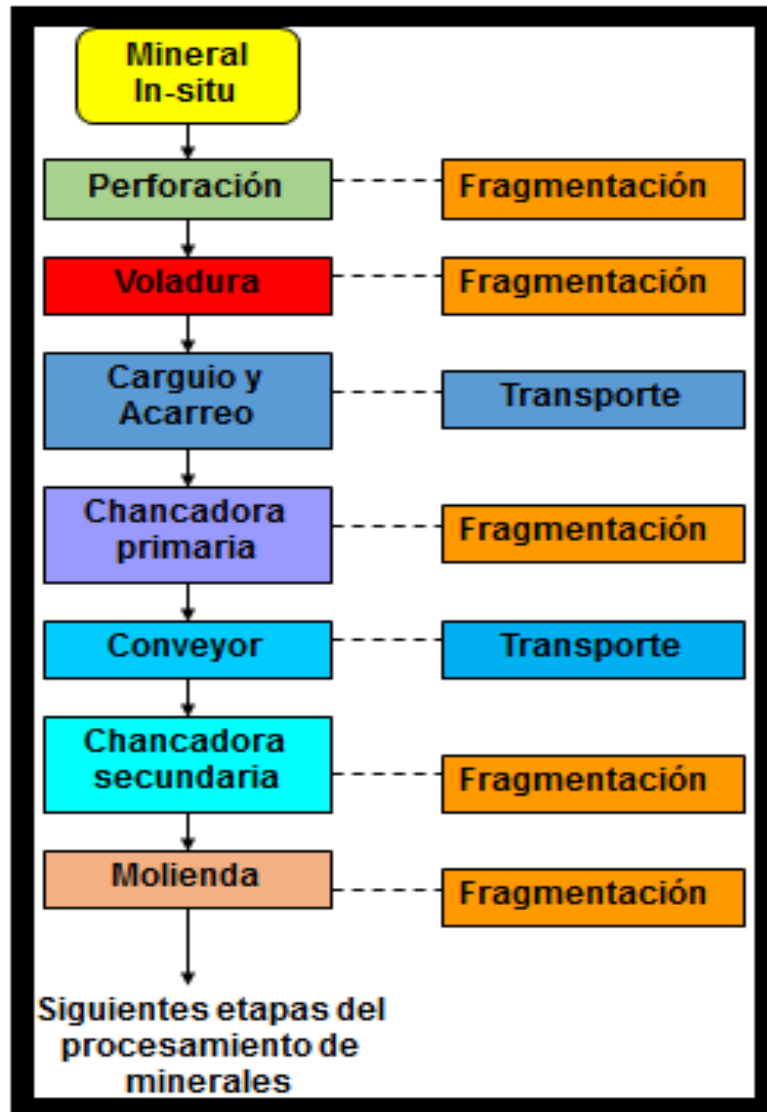


Figura 5,4: Fragmentación interrelaciona todas las operaciones mineras
Fuente: Curso de Voladura de Rocas, FIGMM

CAPITULO VI

SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO

Los sistemas de sostenimiento en minería subterránea aportan con el sostenimiento del macizo rocoso circundante a las labores mineras permanentes y/o temporales con la finalidad de extraer el mineral. Sin embargo, se debe tener en cuenta que el tipo de macizo rocoso es determinante para la selección de un sistema de sostenimiento.

El costo de la selección del tipo de sostenimiento es directamente proporcional a la operación minera unitaria de voladura de rocas. Es decir, se tiene que elegir un adecuado modelo matemático que usa la voladura controlada para no dañar la roca circundante a la labor en explotación.

Entonces, de lo anteriormente mencionado se puede deducir que, cuanto más competente sea el macizo rocoso y una adecuada voladura de rocas, menos sostenimiento se usará, por tanto, los costos se reducirán.

Según las estadísticas del MEM la mayoría de los accidentes fatales es por caída de rocas; es por ello que en la actualidad se pone mayor énfasis en el llamado sistema de sostenimiento. Entonces, se define de la siguiente manera a los sistemas de sostenimientos.

Los sistemas de sostenimiento están compuestos por los diferentes materiales convirtiéndose estos en activos o pasivos, cuya función sostener y/o aportar estabilidad al macizo rocoso circundante a las labores mineras, protegiendo la vida del personal y los equipos mineros.

6.1 Clasificación general de los sistemas de sostenimiento

Los profesionales especialistas en geomecánica han clasificado a los sistemas de sostenimiento en: natural y artificial.

6.1.1 Sostenimiento natural: Se refiere a que el macizo rocoso se autosostendrá de forma natural, este auto sostenimiento se da en los macizos rocosos competentes.

Dicha clasificación ya ha sido determinada por el departamento geomecánico de cada unidad minera.

6.1.2 Sostenimiento artificial: En este sistema de sostenimiento, se usan materiales con una capacidad portante para sostener al macizo rocoso circundante a las labores mineras. Se clasifica en sostenimiento activo (refuerzo) y sostenimiento pasivo (soporte).



Figura 6,1: Clasificación de los sistemas de sostenimiento
Fuente: Elaboración Propia

6.2 Selección de sistemas de sostenimiento en esta operación minera

En esta compañía minera, se están usando como sistemas de sostenimiento son: las cimbras metálicas, el shotcrete, los pernos de anclaje, y cuadros de madera en las labores convencionales.

En base a la clasificación RMR y Q de Barton determinada por el departamento de geomecánica, han determinado como sistema de sostenimiento patrón sobre el sistema de explotación actual que faciliten las operaciones de explotación, los sistemas de sostenimiento antes mencionados.

Entonces, de acuerdo con estas clasificaciones, el tipo de sostenimiento a instalar consta de los siguientes materiales:

- Shotcrete RP 940 con fibra metálica Dramix 65/35 (kg/Tm).
- Pernos de compresión y fricción axial (hydrabold, X – Pandabolt)
- Pernos de fricción (Split Set).
- Pernos de adhesión (Helicoidal).
- Malla Electro – Soldada.
- Cimbras metálicas Tipo H de 4” y 6”
- Cuadros de manera.
- “Woodpack”
- Resinas para consolidación del macizo rocoso (Geoflex).

6.2.1 El sistema de sostenimiento con shotcrete, es uno de los elementos de primer orden utilizado en esta mina, ya que es un sistema de fácil aplicación. Utilizado para el sostenimiento de roca de mala calidad. Este sistema es aplicado por vía seca, son

proyectados con equipo lanzador Aliva y por vía húmeda mediante una bomba de concreto de “Robots lanzador”.

Con el shotcrete ha sostenido labores de hasta 17m de ancho por 6.50m de altura en rocas muy malas a extremadamente malas con espesor de 2” a 3”.

En la siguiente tabla se muestra el diseño de mezcla que se usa en las labores mineras.

Tabla 6,1: Aplicación de shocrete vía seca vs. vía húmeda

Material	Mezcla vía húmeda		Mezcla vía seca
	Aditivo acelerante	Aditivo acelerante	
	A1-41	A1-41	
Cemento Portland 1	380 kg	400 kg	400 kg
Agregado	1696 kg	1637 kg	1676 kg
Agua (Lt)	163	180	200
Fibra de acero (kg/m³)	20-25-30	20-25-30	20-25-30
Fibra sintética	3 a 6 kg	3 a 6 kg
Aditivo plastificante (SH5)	2.7 lt	2.5 lt
Aditivo acelerante	20-21 Lt/m ³	10-14 Lt/m ³	10-14 Lt/m ³

Fuente: Departamento de geomecánica



Figura 6,2: Supervisando aplicación de shotcrete

Fuente: Elaboración propia

6.2.2 Sistema de sostenimiento con pernos: Se utiliza pernos denominados X - “Pandabolt” (tipo Swellex), y en labores temporales se utiliza pernos Split Set.

Los pernos helicoidales son usados en las intersecciones y en labores permanentes con calidad de roca IV Mala A y roca III Regulas B para sostener cuñas o bloques.

El factor de seguridad de las excavaciones primarias como tajeos, una vez aplicado el sostenimiento con shotcrete y pernos Hydrabolt debe tener un factor de seguridad de 1.3 mínimo.

Aunque los especialistas recomiendan que para estar seguros debe ser en el rango de 1.5 a 3.



Figura 6,3: Inspección de instalación de pernos
Fuente: Elaboración propia

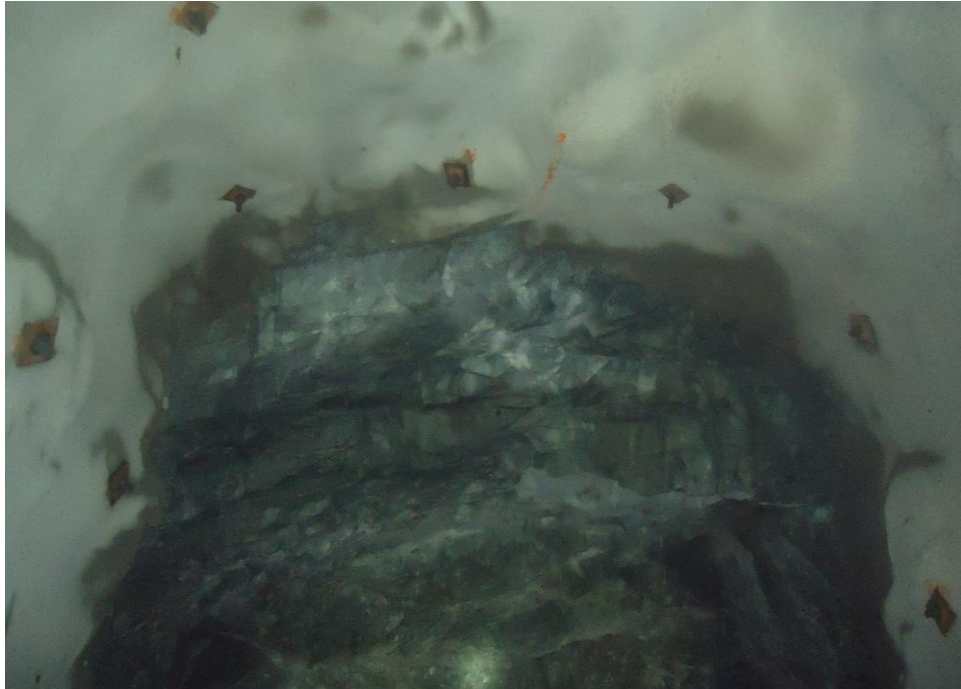


Figura 6,4: Sostenimiento con pernos
Fuente: Elaboración propia

- 6.2.3 Sistema de sostenimiento usando mallas:** Estas son mallas electrosoldadas, ha devenido en un decrecimiento gradual al ser sustituida por el shotcrete reforzado con fibra metálica.
- 6.2.4 Sistema de sostenimiento usando cimbras:** Las cimbras utilizadas por el sostenimiento en la mina es de tipo H de 4"x4" de 13.5 lb/pie. Su función es otorgar máxima seguridad, ajustándose lo más posible a la línea de excavación en el frente de avance de la labor. El uso de este sistema de sostenimiento también ha ido disminuyendo.

6.2.5 Sistema de sostenimiento usando cuadros de manera: Según la historia ha sido el primer sistema de sostenimiento usado por el hombre desde los albores de la minería. Este sistema ha utilizados desde inicios de la mina y aún se utilizan en los tajeos angostos. El espaciamiento máximo aproximado está en el rango de 1.10m.



Figura 6,5: labor minera TJ1728S
Fuente: Elaboración propia

6.2.6 Sistema de sostenimiento usando resina Geoflex: Este sistema de sostenimiento está hecha a base de silicatos, no expansiva que se usa principalmente para el sostenimiento del macizo rocoso

muy fracturado. Este material ha ido reemplazando el uso de las cimbras y del shotcrete.

Las resistencias del Geoflex deben ser sin grava un promedio de 165 kg/cm² y resina roca un promedio de 70 Kg/cm² para ser eficiente.

El consumo promedio es de 1.0 por taladro con un máximo de hasta 4 por taladro, este valor depende del grado de fracturamiento del macizo rocoso.

CAPITULO VII

CASO DE ESTUDIO.

Para desarrollar los casos-estudio de esta mina aurífera explotada por el método subterráneo, se tomó la data de la explotación de un tajeo, cuya longitud de barreno fue de 14 pies y se hizo la comparación de los resultados con otro tajeo con taladros largos de longitud de 12m; para ambos casos el diámetro de los taladros fue de 2”.

A continuación, se presenta los dos casos-estudio realizados en la presente tesis de investigación aplicada.

7.1 Caso-estudio N°01.

Se tomó la data de campo de la labor minera tajeo de la mina aurífera.

a. Datos de campo

- Labor minera: Tajeo
- Dimensiones del tajeo

- Ancho: 15.0m
- Longitud: 30.0m
- Altura: 14.0 pies
- Diámetro de los taladros $\phi = 2''$
- Malla de perforación y voladura B x S: 3.0m x 3.0m
- Densidad de la roca 2.2 Tm/m³
- Equipo de perforación: Simba
- Eficiencia de perforación promedio 95%
- Costo de mantenimiento 15.58 \$/Hr.

b.	Costo de explosivos y accesorios	<u>US\$</u>
–	Primer dinamita 45% (7/8" x 7") unid	0.50
–	Densidad de la dinamita 1.20gr/cm ³	
–	Emulsión kg	0.80
	• Densidad de la emulsión 1.30 gr/cc	
–	Accesorios	
	• Cordón detonante (m)	0.30
	• Fanel (unid)	1.80
	• Mecha de seguridad (m)	0.22
	• Fulminante común (unid)	0.18

- c.** Costo de mano de obra de cuadrilla de voladura
- Operador del carguío de taladros 1.50 \$/hr
 - Ayudante 1.40 \$/hr
- d.** Costo de mano de obra en perforación
- Operador del equipo Jumbo 3.0 \$/hr
 - Ayudante 2.48 \$/h

Después de contar con la data y analizar la información, se procedió a dar solución al presente caso-estudio.

Cálculo del número de taladros/tajeo

$$N^{\circ}_{Tal} = \frac{(Ancho)(Longitud)}{BxS}$$

$$N_{Tal} = \frac{(30.0m)(15.0m)}{3.0m \times 3.0m} = 50Tal$$

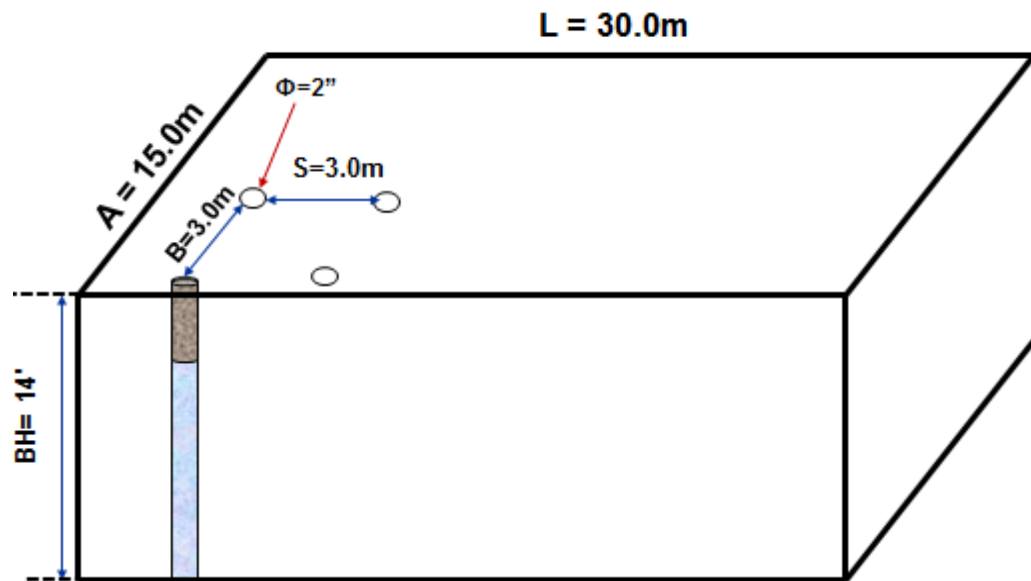


Figura 7,1: Parámetros del tajeo
Fuente: Elaboración propia



Figura 7,2: Empatando taladro del tajeo 14' - Equipo Simba T1D Epiroc
Fuente: Elaboración propia



Figura 7,3: Perforación de taladros de tajeo 14' - Equipo Simba T1D Epiroc
Fuente: Elaboración propia

Cálculo del tonelaje fragmentado por tajeo

$$V_{Tal} = (B)(S)(H_B)$$

$$V_{Tal} = (3.0m)(3.0m)(4.27m) = 38.43m^3$$

$$W_{Tal} = V(\rho_r)$$

$$W_{Tal} = 38.43m^3(2.2Tm/m^3)$$

$$W_{Tal} = 84.55 Tm/Tal$$

$$W_{T_{ajeo}} = 4,227.50 \text{ Tm/Tajeo}$$

Cálculo de la altura de carga de explosivo



Figura 7,4: Primer o cebo
Fuente: Elaboración propia

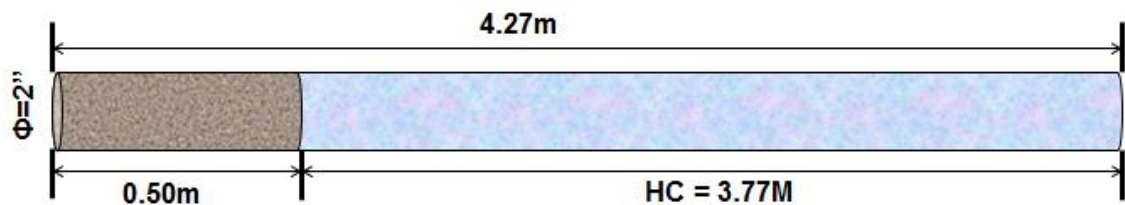


Figura 7,5: Diseño de carga 14'
Fuente: Elaboración propia

$$H_c = 4.27m - 0.50m = 3.77m$$

$$V_{Tal} = (\pi)(r)^2(H_c)$$

$$V_{Tal} = (3.1416)(1^{m^2})(377cm) = 7,641.17cm^3$$

$$Q_{MEC/Tajeo} = (V_{Tal})(\rho_{MEC})$$

$$W_{MEC} = 7641.17cm^3 (1.30gr/cm^3) 9,933.52gr$$

$$W_{MEC} = 9.93kg$$

$$W_{MEC} = 10kg/tal$$

Total, explosivo en el tajeo = 50 tal/tajeo x 10 Kg/Tal = 500.0 kg/tajeo

Cálculo del cordón detonante: Se toma como base el perímetro de la labor, en este caso tajeo = 100m.

Cálculo del costo de los explosivos y accesorios de voladura: Estos cálculos se pueden observar en la tabla 7.1

Tabla 7,1: Costos de voladura longitud 14'

Concepto	Cant	P.U US\$	US\$
Primer dinamita	50	0.50	25.00
Explosivo emulsión (kg)	500	0.80	400.00
Cordón detonante (m)	100	0.30	30.00
Fanel (unid)	50	1.80	90.00
Fulminante común (unid)	2	0.18	0.28
Mecha de seguridad (m)	20	0.22	4.40
Total explosivos y accesorios			549.68
Operador (Hr)	4	1.50	6.00
Ayudante (Hr)	4	1.40	5.60
Costo mano de obra cuadrilla de voladura			11.60
Total Costo de voladura (α)			561.28

Fuente: Elaboración propia

Cálculo del costo de perforación: Se muestran en la tabla 7,2

Tabla 7,2: Costo de perforación longitud 14'

Concepto	N° Hr	P.U US\$/Hr	Total US\$
Costo total de mantenimiento	4	15.58	62.32
Operador del equipo	2	3.00	6.00
Ayudante	2	2.48	4.96
Total costos de perforación (β)			73.28

Fuente: Elaboración propia

Cálculo del costo total de perforación y voladura (CTP&V): $(\alpha + \beta)$

$$\text{CTP\&V} = 561.28\$ + 73.28\$ = 634.56 \$$$

Cálculo del costo por tonelada fragmentada del tajeo

$$Tm = \frac{634.56\$}{4,227.50Tm} = 0.15\$/Tm$$



Figura 7,6: Resultado de la voladura de rocas
Fuente: Elaboración propia

Cálculo del VAN para un flujo de fondos proyectados

De acuerdo con los reportes de la empresa, se cuenta con unas reservas de 3.51 Mtn con una ley promedio de 2.5gAu/tn y una vida de la mina de 5 años, la planta puede tratar 1950 tn/día (702 000 ton/año) con una recuperación metalúrgica del 79% (proceso de gravimetría y flotación), con estos datos, realizaremos una proyección de flujos para la vida de la mina. Vamos a realizar el cálculo para 1 año y luego haremos un flujo para 5 años.

Según reporte del área de costos, se tienen los siguientes datos:

$$\text{producción} = \text{explotación} (\$/\text{tn}) + \text{acarreo y transporte} (\$/\text{tn}) + \text{planta} (\$/\text{tn})$$

$$\text{costo de producción} = 3.7 (\$/\text{tn}) + 2.5 (\$/\text{tn}) + 8.7 (\$/\text{tn})$$

$$\text{costo de producción} = 14.9 \$/\text{tn} \times 702000 \text{ tn}$$

$$\text{costo de producción} = 10,459,800 \$$$

Para un banco de 14', se realiza el cálculo de los metros de avance por tonelada rota de tajeo, con este dato obtenemos los metros lineales a preparar para un tonelaje requerido por año. El área de contratos facilitó el PU de la contrata, el cual asciende a 516 \$/mt lineal considerando el sostenimiento.

$$tn/mt = \frac{\text{Longitud} \times \text{ancho} \times \text{bancada} \times \rho_{roca}}{\text{metros lineales realizados}}$$

$$tn/mt = \frac{30m \times 15m \times 4.3m \times 2.2 \text{ tn}/m^3}{60m}$$

$$tn/mt = 70.95$$

$$\text{Costo de preparación} = \frac{516 \text{ \$/m} \times 702000 \text{ tn}}{70.95 \text{ tn}/mt}$$

$$\text{Costo de preparación} = 5,105,455 \text{ \$}$$

El relleno de los espacios vacíos en la mina se realiza con material detrítico. Según el área de costos, este es de 2.6 \$/m³, considerando que el tonelaje extraído por día es el mismo espacio vacío que se tiene que rellenar para conservar la estabilidad de la mina, realizamos los cálculos para 1 año.

$$\text{Requerimiento de relleno} = \frac{1950 \text{ tn}/\text{día}}{2.2 \text{ tn}/m^3}$$

$$\text{Requerimiento de relleno} = 886.4 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$\text{Costo de relleno} = 886.4 \text{ m}^3/\text{día} \times 360 \text{ días} \times 2.6 \text{ \$/m}^3$$

$$\text{Costo de relleno} = 829,636 \text{ \$}$$

Se tienen los siguientes costos adicionales, facilitados por el área de costos: costo geología exploraciones 3.6 \$/tn, costo soporte operativo directo 8.7 \$/tn, costo soporte operativo Indirecto 7.6 \$/tn, costo de soporte administrativo 6.1 \$/tn.

$$\text{Costo geología exploraciones} = 3.6 \text{ \$/tn} \times 702,000 \text{ tn} = 2,527,200 \text{ \$}$$

$$\text{Costo soporte operativo directo} = 8.7 \text{ \$/tn} \times 702,000 \text{ tn} = 6,107,400 \text{ \$}$$

$$\text{Costo soporte operativo indirecto} = 7.6 \text{ \$/tn} \times 702,000 \text{ tn} = 5,335,200 \text{ \$}$$

$$\text{Costo soporte administrativo} = 6.1 \text{ \$/tn} \times 702,000 \text{ tn} = 4,282,200 \text{ \$}$$

Sumando los costos de producción, preparación, relleno, geología exploraciones, COD, COI y soporte administrativo tenemos un costo total anual de:

$$\text{Costo total anual} = 34,646,891 \text{ \$}$$

Ahora, calcularemos el ingreso por ventas de mineral, se tiene una ley promedio de 2.5 gAu/tn, se tratan 702,000 tn al año, se castigan a los finos un 3% adicional en la operación, la recuperación metalúrgica es de 79%, el castigo por impurezas 6%, el precio del oro proyectado es de 1730.8 \$/Oz.

$$\text{Ingreso} = 702,000 \text{ tn} \times 2.5 \text{ grAu/tn} \times 97\% \times 79\% \times 1730.8 \text{ \$/Oz} \times \frac{94\%}{31.1035}$$

$$\text{Ingreso} = 70,346,327 \text{ \$}$$

Considerando, según data histórica de la empresa, una tasa de descuento de 10%, un costo de ventas del 10% sobre ventas y el gasto sobre el margen bruto de 3%, se tiene el siguiente flujo de EBITDA para los 5 años de la mina.

Tabla 7,3: Flujo de fondos para minado 14'

	1	2	3	4	5
Ingresos	70,346,327	70,346,327	70,346,327	70,346,327	70,346,327
Opex	34,646,891	34,646,891	34,646,891	34,646,891	34,646,891
Costo de ventas	7,034,633	7,034,633	7,034,633	7,034,633	7,034,633
Margen Bruto	28,664,803	28,664,803	28,664,803	28,664,803	28,664,803
Gastos	2,110,390	2,110,390	2,110,390	2,110,390	2,110,390
EBITDA	26,554,413	26,554,413	26,554,413	26,554,413	26,554,413

Fuente: Elaboración propia

El valor actual neto (VAN) de los flujos proyectados en los 5 años de vida de la mina resultan en \$ 100,662,119.

7.2 Caso-estudio N°02.

Se tomó la data de campo de la labor minera tajeo de la mina aurífera.

a. Datos de campo

- Labor minera: Tajeo
- Dimensiones del tajeo
 - Ancho: 15.0m
 - Longitud: 30.0m
 - Altura 10.0m
 - Sobre perforación 2.0m
- Diámetro de los taladros $\phi = 2''$
- Malla de perforación y voladura B x S: 3.0m x 3.0m
- Densidad de la roca 2.2 Tm/m³
- Equipo de perforación: Simba
- Eficiencia de perforación promedio 95%
- Costo de mantenimiento 15.58 \$/Hr.

- b.** Costo de explosivos y accesorios US\$
- Primer dinamita 45% (7/8" x 7") unid 0.50
 - Densidad de la dinamita 1.20gr/cm³
 - Emulsión kg 0.80
 - Densidad de la emulsión 1.30 gr/cc

- Accesorios
 - Cordón detonante (m) 0.30
 - Fanel (unid) 1.80
 - Mecha de seguridad (m) 0.22
 - Fulminante común (unid) 0.18

c. Costo de mano de obra de cuadrilla de voladura

- Operador del carguío de taladros 1.50 \$/hr
- Ayudante 1.40 \$/hr

d. Costo de mano de obra en perforación

- Operador del equipo 3.00 \$/hr
- Ayudante 2.48 \$/h

Después de contar con la data y analizar la información, se procedió a dar solución al presente caso-estudio.

Cálculo del número de taladros/tajeo

$$N^{\circ}_{Tal} = \frac{(Ancho)(Longitud)}{B \times S}$$

$$N_{Tal} = \frac{(30.0m)(15.0m)}{3.0m \times 3.0m} = 50Tal$$

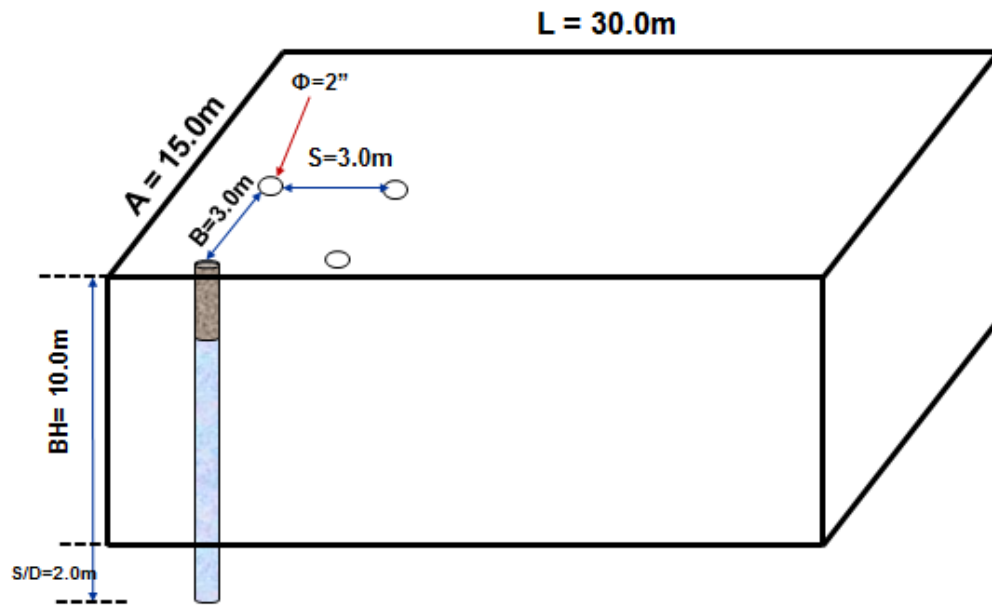


Figura 7,7: Parámetros del tajeo 12m
Fuente: Elaboración propia

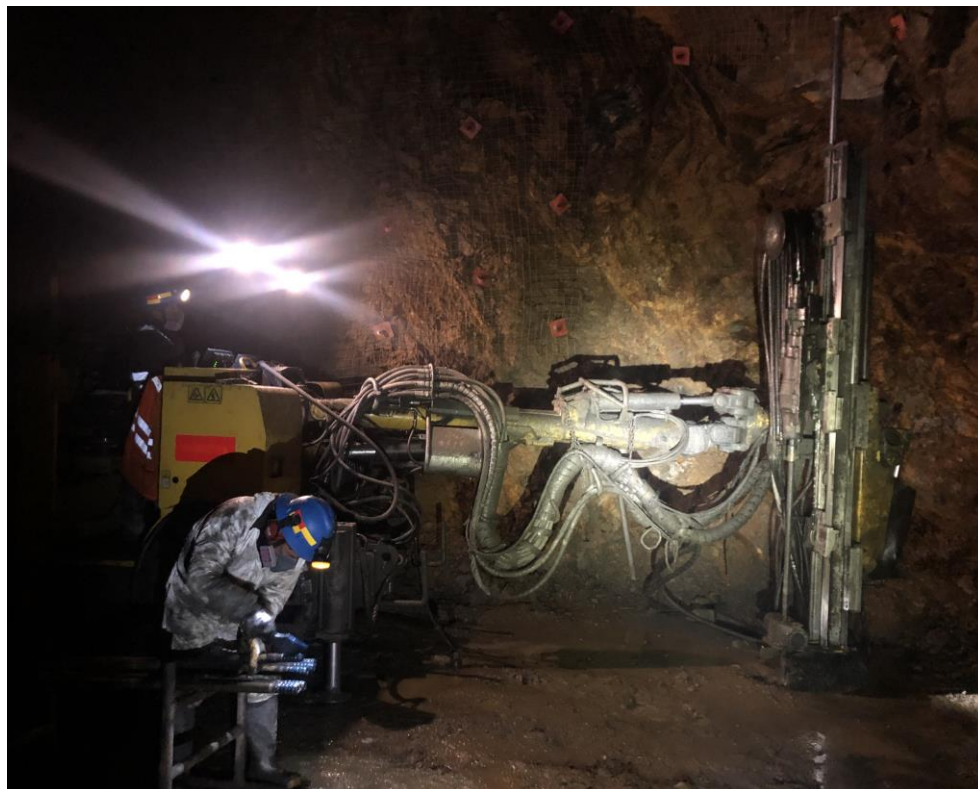


Figura 7,8: Empate de la broca y el taladro – Equipo Simba T1D Epiroc
Fuente: Elaboración propia



Figura 7,9: Perforación del tajeo 12m – Equipo Simba T1D Epiroc
Fuente: Elaboración propia

Cálculo del tonelaje fragmentado por tajeo

$$V_{Tal} = (B)(S)(H_B)$$

$$V_{Tal} = (3.0m)(3.0m)(10m) = 90.0m^3$$

$$W_{Tal} = V(\rho_r)$$

$$W_{Tal} = 90m^3(2.2Tm/m^3)$$

$$W_{Tal} = 198 Tm$$

$$W_{Tajeo} = 198Tm/Tal(50Tal/Tajeo) = 9,900Tm/Tajeo$$

Cálculo de la altura de carga de explosivo

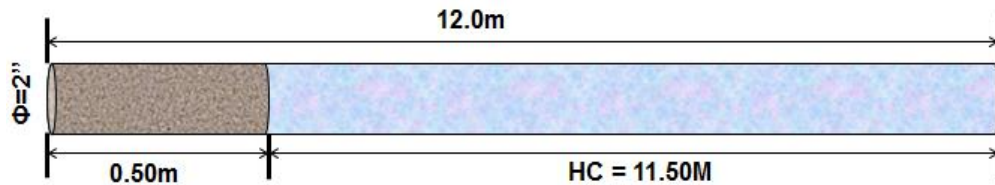


Figura 7,10: Diseño de carga del explosivo
Fuente: Elaboración propia

$$H_c = 12.0m - 0.50m = 11.50m$$

$$V_{Tal} = (\pi)(r)^2(H_c)$$

$$V_{Tal} = (3.1416)(1'')^2(1150cm)$$

$$\therefore V_{Tal} = 23,308.60cm^3$$

$$Q_{MEC/Tajeo} = (V_{Tal})(\rho_{MEC})$$

$$Q_{MEC/Tajeo} = (23,308.60m^3)(1.3gr/cm^3)$$

$$Q_{MEC/Tajeo} = 30,301.18gr$$

$$Q_{MEC/Tajeo} = 30.30gr$$

$$\therefore Q_{MEC/Tajeo} \approx 30.30Kg/Tal$$

Total, explosivo en el tajeo = 50 tal/tajeo x 30.30 Kg/Tal = 1,515.0 kg/tajeo

Cálculo del cordón detonante: Se toma como base el perímetro de la labor, en este caso tajeo = 100m.

Cálculo del costo de los explosivos y accesorios de voladura: Estos cálculos se pueden observar en la tabla 7.4

Tabla 7,4: Costos de voladura

Concepto	Cant	P.U US\$	US\$
Primer dinamita	50	0.50	25.00
Explosivo emulsión (kg)	1,515	0.80	1,212.00
Cordón detonante (m)	100	0.30	30.00
Fanel (unid)	50	1.80	90.00
Fulminante común (unid)	2	0.18	0.28
Mecha de seguridad (m)	20	0.22	4.40
Total explosivos y accesorios			1,361.68
Operador (Hr)	4	1.50	6.00
Ayudante (Hr)	4	1.40	5.60
Costo mano de obra cuadrilla de voladura			11.60
Total Costo de voladura (α)			1,373.28

Fuente: Elaboración propia

Cálculo del costo de perforación: Se muestran en la tabla 7,5

Tabla 7,5: Costo de perforación

Concepto	N° Hr	P.U US\$/Hr	Total US\$
Costo total de mantenimiento	4	15.58	62.32
Operador del equipo	6	3.00	18.00
Ayudante	6	2.48	14.88
Total costos de perforación (β)			95.20

Fuente: Elaboración propia

Cálculo del costo total de perforación y voladura (CTP&V): $(\alpha + \beta)$

$$\text{CTP\&V} = 1,373.28\$ + 95.20\$ = 1,468.48 \$$$

Calculo del costo por tonelada fragmentada del tajeo

$$Tm = \frac{1,468.48\$}{9,900Tm} = 0.15\$/Tm$$



Figura 7,11: Resultado de la voladura
Fuente: Elaboración propia

Cálculo del VAN para un flujo de fondos proyectados

Para poder realizar el flujo para los 5 años de vida de la mina, considerando la reposición de las reservas por el cambio de método, la única variante sería los metros de preparación requeridos por el cambio en la longitud de banco, ya que, la planta va a tratar 1950 tn/día, las ventas van a ser las mismas, el relleno requerido también va ser el mismo, por lo tanto, realizaremos el cálculo para el metraje de preparación requerido y sumaremos los costos operativos obtenidos en el caso de estudio 1, así como los ingresos por ventas y realizaremos el flujo de EBITDA para los 5 años de la mina.

$$tn/mt = \frac{\text{Longitud} \times \text{ancho} \times \text{bancada} \times \rho_{roca}}{\text{metros lineales realizados}}$$

$$tn/mt = \frac{30m \times 15m \times 10m \times 2.2 \text{ tn}/m^3}{60m}$$

$$tn/mt = 165$$

$$\text{Costo de preparación} = \frac{516 \$/m \times 702000 \text{ tn}}{165 \text{ tn}/mt}$$

$$\text{Costo de preparación} = 2,195,345 \$$$

Tomando en consideración los costos calculados en el Caso 1 y sumando el costo de preparación obtenido, tenemos el costo operativo total

Costo total anual = 31,736,782 \$

Como mencionamos, los ingresos por ventas serán los mismos porque la planta tratará el mismo tonelaje

Ingreso = 70,346,327 \$

Considerando, según data histórica de la empresa, una tasa de descuento de 10%, un costo de ventas del 10% sobre ventas y el gasto sobre el margen bruto de 3%, se tiene el siguiente flujo de EBITDA para los 5 años de la mina.

Tabla 7,6: Flujo de fondos para minado 10m

	1	2	3	4	5
Ingresos	70,346,327	70,346,327	70,346,327	70,346,327	70,346,327
Opex	31,736,782	31,736,782	31,736,782	31,736,782	31,736,782
Costo de ventas	7,034,633	7,034,633	7,034,633	7,034,633	7,034,633
Margen Bruto	31,574,912	31,574,912	31,574,912	31,574,912	31,574,912
Gastos	2,110,390	2,110,390	2,110,390	2,110,390	2,110,390
EBITDA	29,464,522	29,464,522	29,464,522	29,464,522	29,464,522

Fuente: Elaboración propia

El valor actual neto (VAN) de los flujos proyectados en los 5 años de vida de la mina resultan en \$ 111,693,722.

CAPITULO VIII

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

8.1 Análisis de resultados.

Si bien es cierto que en el planeamiento de minado se determina el método de explotación. Cabe enfatizar que a medida que se profundice la mina, la geometría de mineral puede cambiar y por tanto se debe replantear el método de explotación, pero siempre se mantendrán los principios base.

Entonces, en este caso se optó por el método de explotación de tajeos con taladros largos, lo cual requirió que los equipos de perforación fueran simbas, con mallas de perforación y voladura (B x S) de 3.0m x 3.0m. En cuanto a la desviación de los taladros por su longitud al momento de la perforación, se monitoreó aleatoriamente los taladros perforados, y si hubo desviaciones de los taladros aproximadamente entre el rango de 1° a 3°.

Lo cual está dentro del rango de aceptación, y la fragmentación fue la adecuada.

Adicional a ello, se realizaron los flujos de fondos para la vida de la mina (5 años), tomando en cuenta la reposición de las reservas y el tratamiento de planta, obteniéndose un VAN de \$ 111,693,722 para el minado de 10m por taladros largos a diferencia de un VAN de \$ 100,662,119 para un minado de 14'.

Entonces, se puede decir que las ventajas técnicas en este caso representada por la eficiencia operativa de los equipos simba juntamente con el perforista bien entrenado se logró perforar los taladros largos casi perpendicularmente. Las ventajas económicas fueron el volumen que se obtuvo de aproximadamente un 57% más de Tm fragmentadas, cuyo costo fue de 0.15 \$/Tm y un mayor VAN de los flujos descontados en base a la vida de la mina.

8.2 Validación de la hipótesis general

Para validar o rechazar la hipótesis general, se tomarán los siguientes supuestos según la experiencia y la toma de datos estadísticos: el costo de preparación para el Caso-estudio 1 seguirá una distribución normal y tendrá una media de 7.27 \$/tn con una desviación estándar de 0.2 \$/tn; respecto al Caso-estudio 2 (aplicación del método de taladros largos), el costo de preparación seguirá una distribución normal y tendrá una media de 3.13 \$/tn con una desviación estándar de 0.2 \$/tn. Para ambos casos de estudio se tendrá una distribución normal para la recuperación metalúrgica de media 79% y desviación estándar de 1.5% (datos recopilados del año de investigación en la empresa) y un precio del oro con media de 1730.8 \$/oz con una desviación de 20 \$/oz. Todos los demás datos se consideran constantes.

Considerando los datos anteriormente mencionados, se realizaron 100 simulaciones del VAN de los flujos de fondos para cada caso de estudio, obteniendo las siguientes distribuciones de los datos:

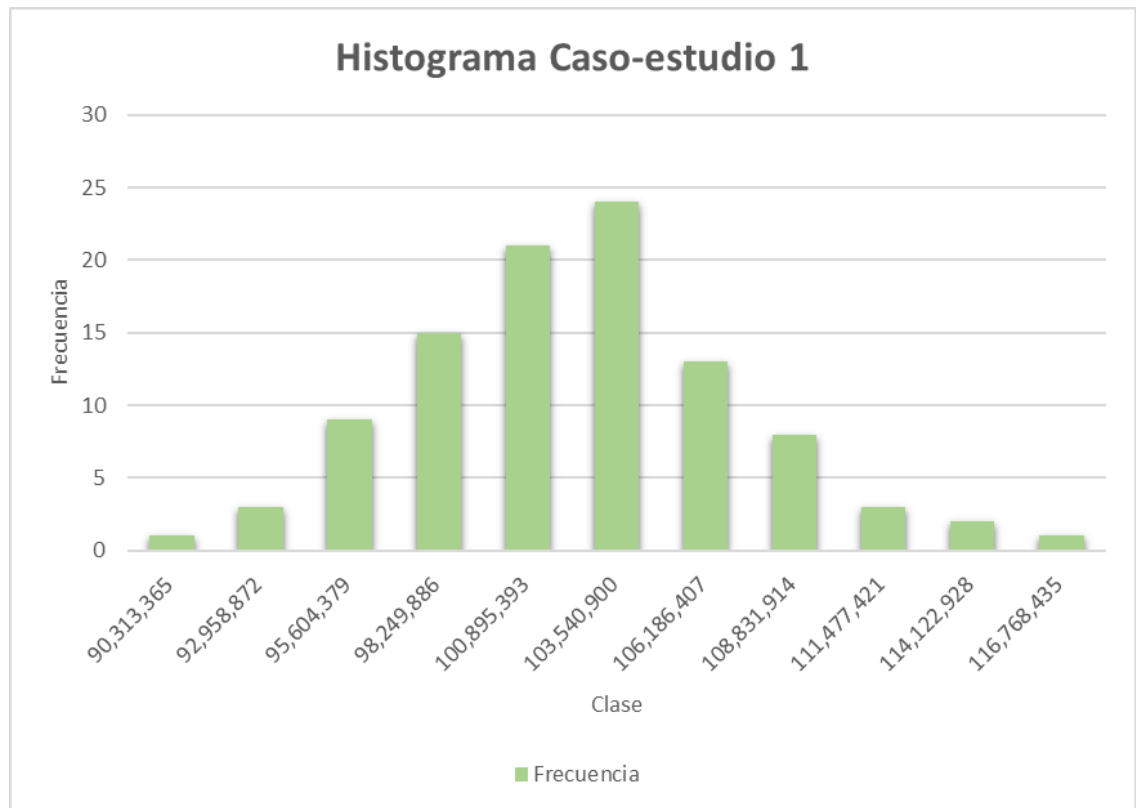


Figura 8,1: Histograma de 100 simulaciones del VAN para el caso-estudio 1
Fuente: Elaboración propia

Tabla8,1: Clase y frecuencia de Histograma caso-estudio 1

<i>Clase</i>	<i>Frecuencia</i>
90,313,365	1
92,958,872	3
95,604,379	9
98,249,886	15
100,895,393	21
103,540,900	24
106,186,407	13
108,831,914	8
111,477,421	3
114,122,928	2
116,768,435	1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8,2: Estadística descriptiva de Histograma caso-estudio 1

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	101,145,384
Desviación estándar	4,856,085
Cuenta	100

Fuente: Elaboración propia

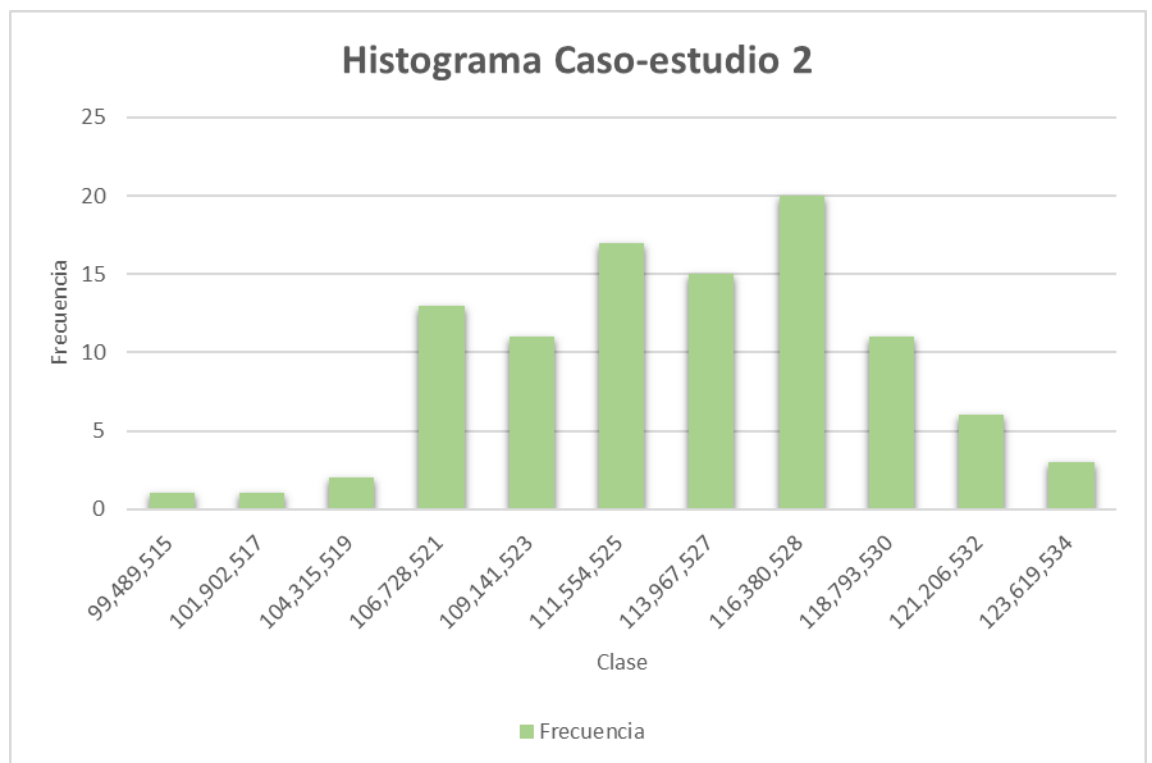


Figura 8,2: Histograma de 100 simulaciones del VAN para el caso-estudio 2
Fuente: Elaboración propia

Tabla8,3: Clase y frecuencia de Histograma caso-estudio 2

<i>Clase</i>	<i>Frecuencia</i>
99,489,515	1
101,902,517	1
104,315,519	2
106,728,521	13
109,141,523	11
111,554,525	17
113,967,527	15
116,380,528	20
118,793,530	11
121,206,532	6
123,619,534	3

Fuente: Elaboración propia

Tabla8,4: Estadística descriptiva de Histograma caso-estudio 2

<i>Estadística descriptiva</i>	
Media	112,170,989
Desviación estándar	5,015,294
Cuenta	100

Fuente: Elaboración propia.

Se realiza la prueba de normalidad según Anderson-Darling, considerando un nivel de significancia del 5% ($p=0.05$), los resultados son los siguientes:

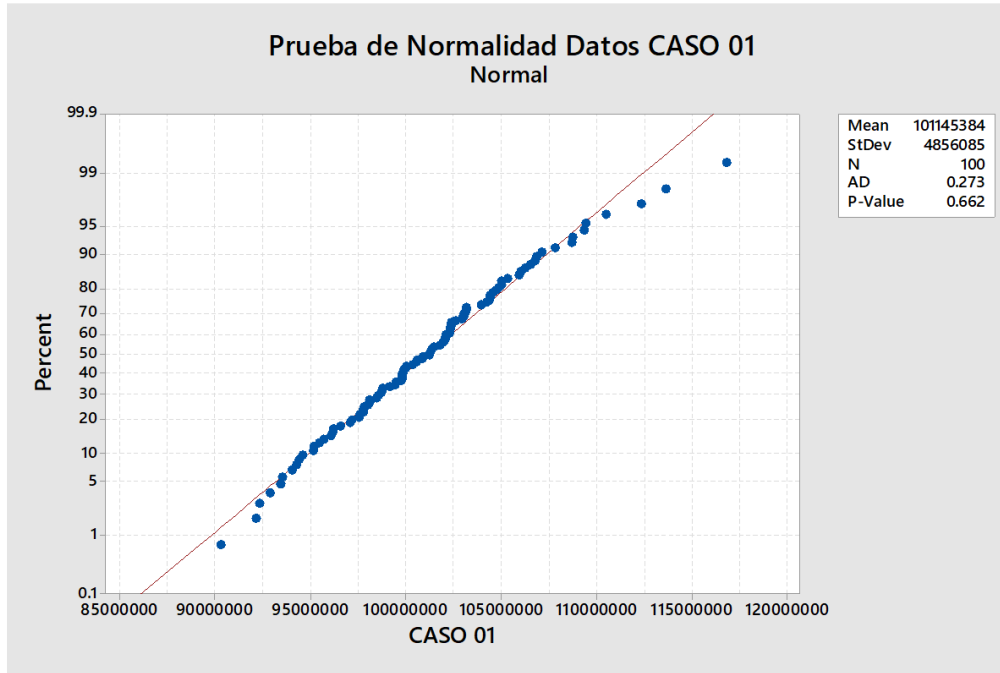


Figura 8,3: Prueba de normalidad para datos, simulación del Caso-estudio 1
Fuente: Elaboración propia

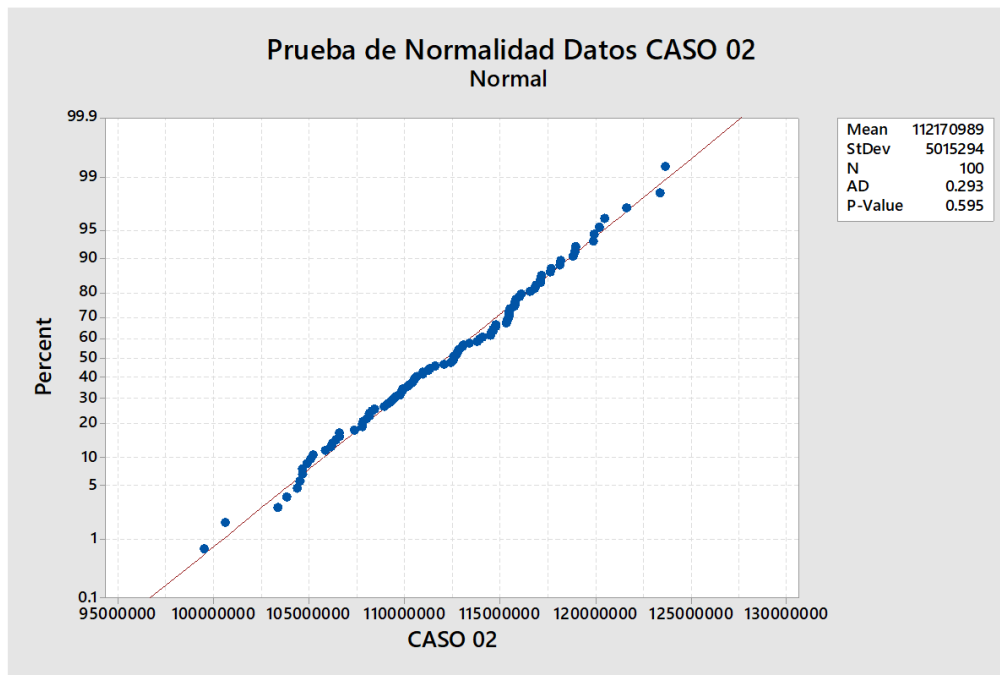


Figura 8,4: Prueba de normalidad para datos, simulación del Caso-estudio 2
Fuente: Elaboración propia

Para el caso-estudio 1, se obtuvo un p_value de 0.662, mayor al nivel de significancia ($p=0.05$) considerado, por lo tanto, la distribución de los valores del CASO 01 tienden a una distribución normal; para el caso-estudio 2, se obtuvo un p_value de 0.595, mayor al nivel de significancia ($p=0.05$) considerado, por lo tanto, la distribución de los valores del CASO 02 tienden a una distribución normal. Como ambas distribuciones tienen tendencia a la distribución normal, se puede aplicar prueba de hipótesis de la estadística paramétrica aplicando T-Student.

Para realizar la prueba de hipótesis, vamos a proponer la hipótesis nula y alterna:

H_0 : La diferencia entre los valores de la media de los valores del VAN obtenidos mediante el CASO 02 y la media de los valores del VAN obtenidos mediante el CASO 01 tienden a cero.

H_1 : La diferencia entre los valores de la media de los valores del VAN obtenidos mediante el CASO 02 y la media de los valores del VAN obtenidos mediante el CASO 01 tienden a ser mayores de cero.

Vamos a utilizar el software Minitab para poder realizar la prueba de hipótesis, en el interfaz introduciremos los datos solicitados.

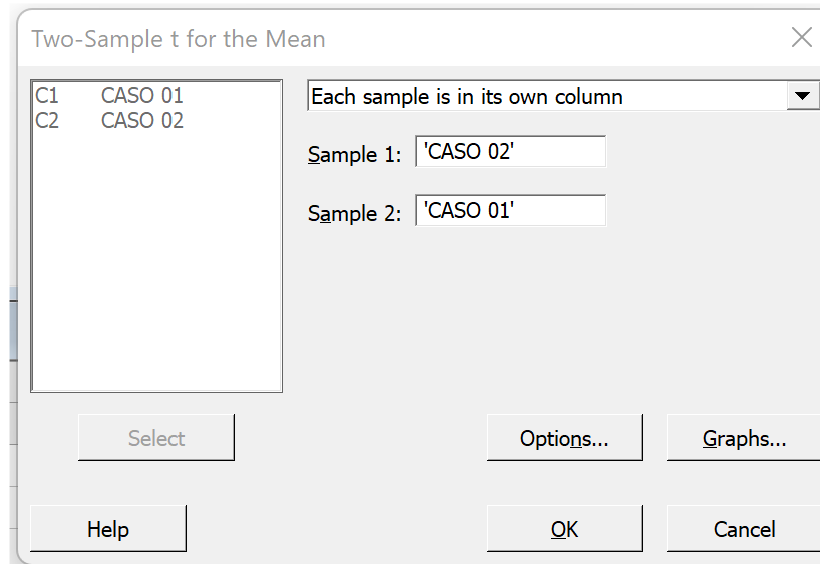


Figura 8,5: Introduciendo datos en Minitab para prueba de hipótesis
Fuente: Elaboración propia

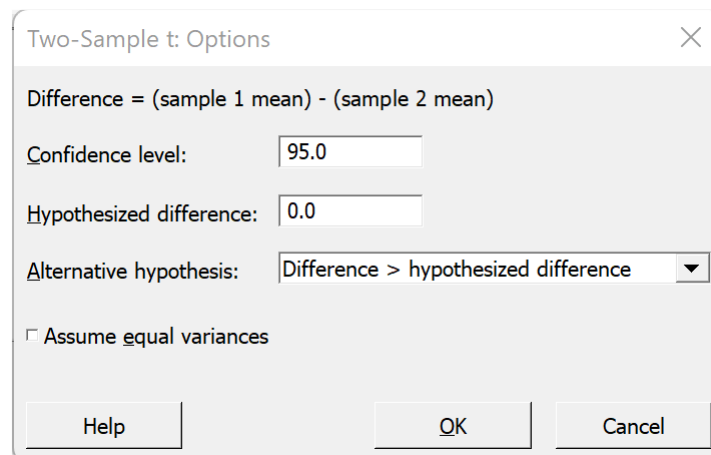


Figura 8,6: Introduciendo el nivel de confianza de la prueba
Fuente: Elaboración propia

$$\mu_1 = \text{Media del Caso} - \text{estudio 2}$$

$$\mu_2 = \text{Media del Caso} - \text{estudio 1}$$

$$\text{Diferencia} = \mu_1 - \mu_2$$

T-test para dos muestras:

$$\text{Hipótesis nula} \quad H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$$

$$\text{Hipótesis alterna} \quad H_1: \mu_1 - \mu_2 > 0$$

Tabla8,5: Resultados de prueba de hipótesis

T-Value	DF	P-Value
15.79	197	0.000

Fuente: Elaboración propia

El p_value obtenido fue 0, es decir, se rechaza la hipótesis nula H_0 y se acepta la hipótesis alterna H_1 . Se concluye que se acepta la hipótesis alterna, con un valor de significancia del 5%, es decir que la diferencia de la media de valores del VAN obtenidos mediante el Caso-estudio 2 y media de valores del VAN obtenido con el Caso-estudio 1 es como mínimo cero, pero no existe evidencia suficiente para decir que es menor que cero. En otras palabras, se puede decir que existe evidencia suficiente para concluir que el VAN con el Caso-estudio 2(método de taladros largos) es mayor estadísticamente al VAN obtenido con el Caso-estudio 1(método convencional).

CONCLUSIONES

- Si la naturaleza del macizo rocoso lo permite se puede cambiar el método de explotación sobre una base desde el punto de vista de seguridad y rentabilidad; proporcionando además un adecuado sistema de sostenimiento subterráneo para proteger sobre todo la vida del personal, las áreas de trabajo y el equipo minero.
- Para una mayor productividad se implementaron los equipos simba, T1D y S1D, los cuales fueron equipos jumbo con brazo cambiado, conservando el chasis, esto es una alternativa saludable para ahorro de costos.
- Considerando las reservas de la mina y el tratamiento en la planta de beneficio, se obtuvo un mayor VAN para la explotación de tajeos con taladros largos a diferencia del minado convencional.

RECOMENDACIONES

- Capacitar y entrenar continuamente al personal que opera las perforadoras, de tal manera de obtener paralelismo en todos los taladros del tajeo o de cualquier otra labor de producción.
- Evitar el uso del sistema de sostenimiento con cuadros de madera, remplazándolos con otros sistemas de sostenimiento que el macizo rocoso lo requiera según su clasificación geomecánica.
- Continuar con el método de explotación tajeo con taladros largos, por sus grandes ventajas que ofrece. Tales como los taladros pueden perforarse con anticipación y mayor producción en Tm fragmentadas.


BIBLIOGRAFIA

- Agreda, C. (1993). Modelización matemática de la voladura de rocas. Lima-Perú.
- Bauer, A. (1978). Trends in drilling and blasting. C.I.M.M. Bulletin.
- Cokayne, E. W. (1975). Some practical problems of sublevels caving at craigmont mines. First annual underground operator's conference, Sudbury, Ontario.
- Cook, M. (1974). The science of industrial explosives. IRECO Chemicals. Salt Lake City, Utah.
- Hamrin, H. (2001). Underground Mining Methods and applications. En W. Hustruikd & R. Bullock (Eds.). Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies. United States of America: Society for Mining, Metalurgy and Exploration, Inc.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). Excavaciones Subterráneas en Roca. México. McGRAW-HILL.
- Hoek E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F. (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock. Canada.
- Jarvis Clark. (1969). Ramps, new ideas for underground mining.
- Konya, C. & Albarrán, E. (1998). Diseño de voladuras.
- Mamen, C. (1967). Mining technology – a year of intensive mechanization. Canadian mining journal. Vol. 02

Wyllie, R. J. M. (1969). Mechanized cut and fill stopes – big machines in narrow places. *World mining*.

ANEXOS

Anexo 1: Clasificación geomecánica del macizo rocoso

	SDST. SEGUN GSI MODIFICADO LABORES TEMPORALES Y PERMANENTES SECCION: 3.00h-4.50h				
<div style="display: flex; flex-direction: column; gap: 5px;"> <div style="background-color: #90EE90; padding: 2px; display: inline-block;">A</div> SIN SOPORTE O PERNO PUNTUAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)</div> <div style="background-color: #90EE90; padding: 2px; display: inline-block;">B</div> PERNO SISTEMATICO. (1.5x1.5 m.) MALLA OCASIONAL					

C

D

E

F

Anexo 2: Clasificación de la roca RMR

INDICE GSI	RMR	CALIDAD	TIPO DE EXPLOSIVO
FRACTURADA/BUENA (F/B)	65-70	BUENA	EMULSION
FRACTURADA/REGULAR (F/R)	55-65		
MUY FRACTURADA/BUENA (MF/B)	55-65	REGULAR	DINAMITA EXADIT 45
FRACTURADA/POBRE (F/P)	45-55		
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)	45-55		
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)	35-45		
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R)	30-45	MALA	DINAMITA EXSABLOCK
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)	25-30		
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	25-35		
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	15-25		
			NO REQUIERE VOLADURA

Anexo 3: Constancia de asesoría

SERVICIOS PROFESIONALES DE INGENIERÍA

CONSTANCIA Nº JG-2022-19

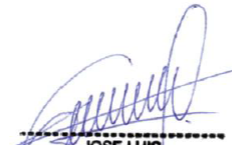
Quien suscribe deja constancia que:

ALVARO MOREANO RODRÍGUEZ

Fue asesorado para el desarrollo de los cálculos estadísticos de la prueba de hipótesis, en el marco del trabajo titulado "Estudio Técnico-Económico usando taladros largos en las Operaciones Mineras Subterráneas".

Se emite la presente constancia para los fines que se estimen pertinentes.

Lima, 06 de mayo del 2022.



JOSE LUIS
GUERRERO GUEVARA
Ingeniero Químico
CIP Nº 188036

Ing. José Luis GUERRERO GUEVARA
Registro del Colegio de Ingenieros del Perú Nº 188036
Especialista en Control Estadístico de Procesos
Diplomado en Data Science

Verifique la autenticidad de este documento enviando un correo a jose.querrero.trabajo@gmail.com, indicando el número del certificado o constancia.

Anexo 4: Individual value plot & Boxplot

