

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“VENTAJAS TÉCNICO ECONÓMICAS DE LA MECANIZACIÓN
EN MINERÍA SUBTERRÁNEA”**

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

**ELABORADO POR
CARLOS ALBERTO SOLÓRZANO PICÓN**

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

**LIMA-PERÚ
2022**

DEDICATORIA

A Pedro Jesús, Iris Margot, Pedro Miguel, Rubén José a mi esposa e hijos.

Agradezco a Dios por poner en mi camino personas y profesionales de excelencia.

A mis padres por su muestra de amor y entrega en el día a día de mi vida.

A los catedráticos de la UNI que no solo compartieron su conocimiento sino también inculcaron en mí el orgullo de pertenecer a esta gran familia.

RESUMEN

Con el aumento de la demanda de los minerales metálicos se tiene la necesidad de extraer las vetas cada vez más angostas de manera más eficiente y a menor costo es por ello que las compañías mineras en zonas convencionales plantean considerar el cambio de los equipos de perforadoras Jack-leg por los nuevos jumbos de perforación frontal para vetas angostas cuya especificación técnica permite ingresar a labores cada vez más pequeña como es el caso de los jumbo MUKY FF de Resemin en los frentes de menor dimensión.

En los casos-estudios se ha demostrado las ventajas técnico-económicas al mecanizar la operación minera unitarias de perforación y sostenimiento con jumbos de perforación frontal para vetas angostas obteniéndose una mejora en el ratio de perforación de 34m/h a 137m/h; el ratio de sostenimiento de 3m/h a 5m/h disminuyendo el costo de 366 \$/m Vs.313 \$/m de avance para sección de 2.4mx3m para un tipo de roca tipo III con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/PIF/R RMR 40-50.

ABSTRACT

With the increase in demand for metallic minerals, there is a need to extract increasingly narrow veins more efficiently and at a lower cost, which is why conventional mining companies plan to consider changing from Jack-leg drilling equipment to the new face drilling jumbos for narrow veins whose technical selections allow entering increasingly smaller tasks, as is the case of the reseinin MUKY FF jumbos on smaller faces.

In the case-studies, the technical-economic advantages of mechanizing unitary drilling and support mining operations with face-drilling jumbos for narrow veins have been demonstrated. smaller dimension for narrow veins. Obtaining an improvement in the drilling ratio from 34m/h to 137m/h and the support ratio from 3m/h to 5m/h, reducing the cost of 366 \$/m Vs. 313 \$/m of advance for a 2.4mx3m section for a type III rock type with GSI: F/R –MF/RF/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

INDICE

DEDICATORIA

RESUMEN

ABSTRACT

INDICE

INDICE DE FIGURAS

INDICE DE TABLAS

INTRODUCCIÓN11

CAPITULO I

GENERALIDADES13

1.1 Antecedentes referenciales. 13

1.2 Planteamiento de la realidad problemática. 15

1.3 Objetivos..... 17

1.3.1 General. 17

1.3.2 Específicos..... 18

1.4 Hipótesis 18

1.4.1 General 18

1.4.2 Especifica..... 18

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO20

2.1 Diseño de una labor minera subterránea..... 20

2.1.1 Características geomecánicas del macizo rocoso. 21

2.1.2 Propiedades físicas del macizo rocoso. 22

2.1.3	Análisis de los métodos de los diseños de sostenimiento.....	23	
2.2	Perforación a percusión.....	26	
2.2.1	Definición.....	27	
2.2.2	Equipos principales de perforación subterránea.....	28	
2.3	Explosivos y accesorios usados.....	31	
2.3.1	Definición.....	33	
3.2	Clasificación de los explosivos.....	34	
2.3.3	Problemas relacionados con la voladura subterránea.....	35	
2.3.4	Factores que afectan la vibración del macizo rocoso.....	37	
2.3.5	Explosivos y accesorios de voladura usados.....	37	
2.4	Sistemas de sostenimiento.....	41	
2.4.1	Definición.....	43	
2.4.2	Contribución de la Geomecánica.....	44	
2.4.3	Clasificación general de los sistemas de sostenimiento.....	44	
2.4.4	Selección del sistema de sostenimiento:.....	48	
CAPITULO III			
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....			54
3.1	Metodología:.....	54	
3.2	Tipo de investigación.....	55	
3.3	Alcance de la investigación.....	55	
3.4	Diseño de la investigación.....	56	
3.5	Técnicas de investigación.....	57	
3.6	Población y muestra.....	57	

3.6.1 Población	58
3.6.2 Muestra	58
3.7 Estrategias para la prueba de hipótesis.....	63
3.7.1 Hipótesis nula e hipótesis alternativa	63
3.7.2 Nivel de significancia.....	63
3.7.3 Estadístico de Prueba	64
3.7.4 Instalación del sistema de sostenimiento artificial.....	64
3.7.5 Análisis del sistema de sostenimiento.....	66
CAPITULO IV	
MINAS SUBTERRÁNEAS EN EL CENTRO DEL PERU.....	67
4.1 Macizo rocoso de la mina	67
4.2 Obtención de set de muestras.	69
4.2.1 Obtención de tiempos y ratios de perforación promedio en (metros perforados por hora).....	69
4.2.2 Obtención de tiempos y ratios de sostenimiento (metros de avance sostenido por hora).	71
4.2.3 Obtención de costos en dólares por metro de avance.	72
4.3 Análisis de la muestra.....	75
4.3.1 Perforación con Jack leg.....	75
4.3.2 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas. .	77
Se perforó frentes de sección 2.4.m x 3.m con barras de 10 pies y con un diámetro de 41mm.	77
4.3.3 Sostenimiento combinado de malla electro soldada con Split de la forma convencional utilizando Jack leg.	80
4.3.4 Sostenimiento combinado de malla electrosoldada con Split set de la forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para	

vetas angostas.....	82
4.3.5 Costo por metro de avance forma convencional utilizando Jack leg.	85
4.3.5 Costo por metro de avance forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.	87
CAPITULO V	
CONTRASTACION DE LA HIPOTESIS, ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	90
5.1 Contrastación de las hipótesis específicas	90
5.1.1 Contrastación de las hipótesis específica h1a.....	91
5.1.2 contrastación de las hipótesis específica h1b	93
5.2 Contrastación de la hipótesis general.....	95
5.2.1 Contrastación de la hipótesis general H1.	95
CONCLUSIONES	97
RECOMENDACIONES	99
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	100
ANEXOS	

INDICE DE FIGURAS.

Figura 1,2 Perforadora neumática en carril y barra sinfín para empuje años 190013	
Figura 1,2 Perforadora Jack leg método sueco desde 1946.	14
Figura 2,1 Perforación con jumbo	27
Figura 2,2 Definición de un explosivo	34
Figura 2,3 Clasificación de las MEC	34
Figura 2,4 Huelga de mineros.....	36
Figura 2,5 Emulsiones encartuchadas	38
Figura 2,6 ANFO.....	39
Figura 2,7 Clasificación de las emulsiones	39
Figura 2,8 Composición típica de una emulsión.....	40
Figura 2,9 Sostenimiento combinado.....	43
Figura 2,10 Clasificación de los sistemas de sostenimiento.....	44
Figura 2,11 Sostenimiento natural	45
Figura 2,12 Sostenimiento artificial	45
Figura 2,13 Sostenimiento con pernos.....	46
Figura 2,14 Instalación de cimbras	47
Figura 2,15 Sostenimiento con Wood packs	49
Figura 2,16 Sostenimiento con Cimbras.	50
Figura 2,17 Sostenimiento con split set y mallas.....	51
Figura 2,18 Sostenimiento convencional.....	51
Figura 2,19 Sostenimiento con shotcrete	53
Figura 3,1 Investigación aplicada cuantitativa.....	54
Figura 3,2 Tipos y niveles de investigación.....	55

Figura 3,3 Alcances de la investigación	55
Figura 3,4 Equipo Jack-leg	59
Figura 3,5 Malla de perforación voladura 2.4mx3m tipo de roca III RMR 40-60 convencional.....	60
Figura 3,6 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas	61
Figura 3,7 Malla de perforación voladura 2.4m x 3m tipo de roca III RMR 40-60 para jumbo de perforación frontal de vetas angostas.....	62
Figura 3,8 Malla de sostenimiento combinado, malla electrosoldada y Split set sección 2.4m x 3m.....	65
Figura 4,1 Jack leg, ratio de perforación Vs tiempo	75
Figura 4,2 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas	77
Figura 4,3 Jumbo de perforación frontal para vetas angostas ratio de perforación Vs tiempo	78
Figura 4,4 Ratio de sostenimiento convencional vs tiempo para Split set y malla electrosoldada	80
Figura 4,5 Ratio de sostenimiento mecanizado Vs tiempo.....	82
Figura 4,6 Avance por disparo vs costo por metro de avance forma convencional	85
Figura 4,7 Avance por disparo vs costo por metro de avance forma mecanizada.....	87

INDICE DE TABLAS

Tabla 4,1 Mapeo geomecánica.....	68
Tabla 4,2 Características geomecánicas de la roca.....	68
Tabla 4,3 Perforación con Jack-leg.....	70
Tabla 4,4 Perforación con jumbo para vetas angostas.....	70
Tabla 4,5 sostenimiento convencional.....	71
Tabla 4,6 Sostenimiento Mecanizado.....	71
Tabla 4,7 Costo por metro de avance convencional.....	74
Tabla 4,8 Costo por metro de avance mecanizado.....	74
Tabla 4,9 t de Student para Jack leg.....	76
Tabla 4,10 t de Student para jumbo de perforación frontal para vetas angostas. ...	79
Tabla 4,11 t de Student para Jack leg.....	81
Tabla 4,12 t de Student para jumbo de perforación frontal para vetas angostas ...	84
Tabla: 4,13 t de Student para Jack leg.....	86
Tabla 4,14 t de Student para Jack leg.....	88
Tabla 4,15 t de Student para las dos muestras.....	92
Tabla 4,16 t de Student para las dos muestras.....	94
Tabla 4,17 t de Student para las dos muestras.....	96

INTRODUCCIÓN

A medida que las vetas se vuelven más angostas más complicada se vuelve la mecanización de las labores, ya que se debe disminuir cada vez más las dimensiones de las secciones de las labores para su extracción.

Las operaciones mineras evaluada tiene muchos años de antigüedad y está comprendida a la mecanización de sus labores mineras de menor dimensión con ayuda de los nuevos jumbos cada vez más pequeños como es el caso del jumbo de perforación frontal para vetas angostas de resemin el muky ff el cual cuenta con un adaptador para el sostenimiento de dichas labores. En este caso se toma como población y muestra labores cuya dimensión de sus secciones es de 2.4m x 3m de tipo de roca III GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 se ha tomado la decisión de cambiar las perforadoras Jack-Leg por los jumbos de perforación frontal para vetas angostas cuya perforación tiene un alcance de 10 pies. que por sus características técnicas tienen ventajas importantes en cuanto al ratio de perforación, sostenimiento y los costos.

El capítulo I aborda la importancia de la mecanización de la operación minera unitaria de perforación, se aborda los antecedentes referenciales y los antecedentes de la realidad problemática, objetivos e hipótesis de la tesis.

El capítulo II se fundamenta la base teórica del desarrollo de la tesis, como la perforación a percusión de las labores en explotación, los explosivos y accesorios de voladura que se usan para fragmentar el macizo rocoso, el abanico de los sistemas de sostenimiento que existen en el mercado y los recomendados por el departamento de geomecánica para sostener la roca circundante a la labor minera en explotación, lo cual permitirá resguardar la vida del personal y proteger los equipos mineros.

El capítulo III se manifiesta la metodología de investigación de la presente tesis, el tipo de investigación, el alcance, el diseño de la tesis, la técnica de investigación, la población, la muestra y la estrategia de hipótesis que se aplicaron en la presente tesis.

En el capítulo IV se presenta la tesis en sí, la población y muestra de las labores en las que se realizó el trabajo de esta tesis, las características del macizo rocoso las ratios perforación, sostenimiento y los costos de las minas en que se trabajó.

En el capítulo V se presenta la contrastación de la hipótesis, aprobación o rechazo de la hipótesis específicas y general de la tesis, el análisis y discusión de resultados conclusiones y recomendaciones.

CAPITULO I

GENERALIDADES

Este capítulo aborda la importancia de la mecanización de la operación minera unitaria de perforación y sostenimiento. Siendo estas fundamentales para el proceso de producción de cualquier operación minera.

1.1 Antecedentes referenciales.

Los trabajos de explotación minera en los primeros años de la colonia en el Perú estuvieron caracterizados por más fuerza humana que tecnología, sin embargo, el uso de los taladros con barreno manual dio inicio incipiente al uso de máquinas, herramientas y explosivos, a finales del siglo xix e inicios del siglo xx se empieza a utilizar perforadoras neumáticas (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 2021).



Figura 1,2 Perforadora neumática en carril y barra sinfín para empuje años 1900
Fuente: instituto ingeniero de minas del Perú,2021.

Atlas copco desarrolla el método sueco a partir del año 1946 haciendo uso de perforadora neumáticas tipo Jack leg soportando las perforadoras neumáticas con su pie de avance. A medidas que se desarrolla perforadoras más potentes, pesadas y montadas sobre chasis. denominados jumbos los cuales pues necesitaban cada vez más aire por lo que los tubos crecían y se recalentaban es entonces donde aparece la energía hidráulica y en combinación con la energía eléctrica en la que trabajando con un motor eléctrico da pase a los nuevos jumbos electrohidráulicos dejando atrás a la energía neumática (Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, 2021).



Figura 1,2 Perforadora Jack leg método sueco desde 1946.
Fuente: Elaboración propia.

Luego de revisar información concerniente al tema de tesis, se encontró información que involucra la implementación de nuevas tecnologías en la Mina Casapalca para la zona de vetas que aún está en procesos de mecanización a diferencia de la zona de cuerpos que está casi en su totalidad mecanizado. En la zona de vetas debido al tamaño cada vez menor de sus vetas es más difícil su mecanización. en las

diferentes áreas del proceso productivo, tales como perforación, voladura, el acarreo en interior mina, extracción del mineral, ventilación, etc. Lo cual reduciría los costos directos de operación ya que durante los años 2014 y 2015, y mediados del año 2016 en la zona de vetas se han realizado perforaciones de 8 pies de longitud en los niveles superiores, aprovechando la potencia de veta de 1.60 metros en promedio y altas leyes de plata; a medida que se profundiza en los niveles inferiores la potencia y dureza de la roca se comportan adversamente para nuestras operaciones por lo que se estandariza barrenos para taladros de 6 pies (Rivas, 2021, pág. 83).

En la Compañía Minera Kolpa por su geología las vetas son angostas y actualmente utiliza equipos modernos en la perforación de frentes y tajeos como son los equipos jumbos de perforación frontal para vetas angostas específicamente los equipos MUKY FF que perforan y sostiene frentes de pequeñas dimensiones a la vez haciendo uso de un adaptador para el sostenimiento, para la perforación en taladros largos usan el jumbo MUKI LHBP y para la mecanización del sostenimiento usan el jumbo SMALL BOLTER.

El DUAL 88 es un jumbo con la última tecnología diseñado para tener condensado en un solo equipo dos aplicaciones de las operaciones unitarias; realizar la perforación frontal y sostenimiento para las labores de avance en preparación y desarrollo (Seguridad Minera, 2021).

1.2 Planteamiento de la realidad problemática.

En la mayoría de las minas usan equipos no adecuados a la operación ya que

adecuan la mina al equipo disponible esto trae consigo un mayor costo y una mayor dilución en el caso del mineral.

- **Sostenimiento de Split set y malla electrosoldada de forma convencional:**
El sostenimiento se realiza con Split set y malla electrosoldada, para dicha instalación se realiza con perforadoras neumáticas Jack leg con la presencia de dos personales el maestro y su ayudante, el tiempo que se demora en sostener por paño de malla varía entre 45 a 1 hora.
- **Jack leg:** Bajo ratio de perforación de 34 m perforados por hora y bajo ratio de sostenimiento de 3m sostenidos por hora al ser una perforadora del tipo neumático.
- **Sobrerotura y dilución:** La sobrerotura y dilución está por encima del 10% debido a la falta de control del paralelismo en la corona y hastiales de la malla de perforación voladura, usos excesivos de explosivos, el no cumplir con la voladura controlada genera el incremento del costo de perforación y del resto de las operaciones unitarias
- **Malla empírica:** Falta de estandarización de la malla de perforación-voladura por tipo de roca lo cual conlleva al desgaste innecesario de los aceros por perforar taladros adicionales, a su vez se utiliza explosivos de más o faltantes lo cual trae como consecuencia la fragmentación inadecuada del macizo rocoso.
- **Equipo jumbo inadecuado:** Muchas minas en el Perú cuentan con zonas

mecanizadas y otras zonas por mecanizar uno de los problemas que surge es que no se cuenta con el equipo jumbo adecuado a la sección preestablecida en la zona por mecanizar por lo que se comete el error de incrementar la sección para cumplir con la ficha técnica del equipo de perforación jumbo disponible y por ende incrementa el costo de minado y la dilución en caso del mineral.

De la revisión teórica y de los antecedentes referenciales cada compañía minera tiene sus propios problemas de operación y la solución respectiva. Entonces, para las minas en evaluación la perforación se realiza con perforadoras convencionales neumáticas del tipo Jack legs en secciones 2.4m x 3m, la malla de perforación es una malla empírica, se presenta sobre rotura y dilución de más de 10 %. Se utiliza el sostenimiento combinado de Split set y malla electrosoldada de forma convencional con ayuda de una máquina perforadora neumática Jack leg,.se propone como alternativa la posibilidad de mecanizar dicha labor minera, utilizando los equipos jumbo de perforación frontal para vetas angostas estimando un avance de 10' con una sección de "2.4mx3m" reduciendo el tiempo de perforación de los taladros. Así como, el uso del sistema de sostenimiento artificial combinado activo con Split set y malla electrosoldada el cual será instalado con el mismo equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas el cual cuenta con un adaptador de pernos de esta manera el ciclo de minado continua de sostenimiento a perforación sin cambiar de equipo este mismo equipo permitirá una perforación más eficiente y disminuirá el tiempo de sostenimiento por metro lineal.

1.3 Objetivos.

1.3.1 General.

- Mecanizar la perforación y sostenimiento con equipo minero jumbo de

perforación frontal para vetas angostas en frentes de avances que cuentan con un tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50, para reducir el costo en dólares por metro de avance.

1.3.2 Específicos.

- Aumentar el ratio de perforación haciendo uso de equipo minero jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

- Aumentar el ratio de sostenimiento en labores temporales con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 mecanizando el sostenimiento con Split set y malla electrosoldada haciendo uso del mismo equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

1.4 Hipótesis

1.4.1 General

- H1: La mecanización de la perforación y sostenimiento con equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 reducirá el costo de operación en dólares por metro de avance.

1.4.2 Especifica

- H1a: El jumbo de perforación frontal para vetas angostas aumentara el ratio de perforación en metros por hora.
- H1b: El jumbo de perforación frontal para vetas angostas aumentara el ratio de sostenimiento en metros de avance por hora en sistema de sostenimiento combinado malla electrosoldada y Split set con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-

60; MF/P IF/R RMR 40-50.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

Este capítulo enmarca el fundamento teórico en que se basa la presente tesis; cuando se realiza la explotación de los minerales por el método subterráneo, se debe tener en cuenta el método de explotación, los costos OPEX Y CAPEX, el análisis del sistema de gestión de la unidad minera, optimizar la cadena de suministros, optimizar las operaciones mineras incrementar la producción del metal para obtener un costo por metal más bajo (Brañes, 2020).

También, se tomará en cuenta los accesos para ingresar a la labor minera, ingreso de los equipos mineros, dependiendo del tipo de calidad de roca se debe seleccionar el sistema de sostenimiento para sostener la roca circundante a la labor minera.

2.1 Diseño de una labor minera subterránea.

Cuando se trata de la apertura de una operación minera por el método subterráneo, se puede decir en forma general que para dicho diseño se requiere la siguiente información (Hustrulid, 2001, pág. 465).

- La geología y geometría de los distintos tipos de rocas.
- Los principales defectos mecánicos que existen en los diferentes tipos de roca que se presentan.
- Geometría general de las labores mineras subterráneas.
- Propiedades físicas del macizo rocoso
- Clasificación del macizo rocoso con propósitos de diseño.
- Determinación de los esfuerzos in situ.
- Criterios de falla del macizo rocoso.
- Diseño teórico de las labores mineras subterráneas.
- Evaluación del diseño in situ.

La construcción de este tipo de modelos es fundamentalmente gráfica e interactiva, y dispone de una serie de salidas que permite realizar el cálculo de volúmenes y masas entre las distintas entidades. Por ejemplo: la intersección entre el diseño de la labor minera y las distintas zonas de la mineralización dará el volumen de cada tipo de mineral y del estéril (Arteaga, 1997, pág. 69).

Entonces, partiendo de lo anteriormente mencionado, esta mina subterránea no es exenta a contar con los mismos requerimientos para diseñar las diferentes labores mineras subterráneas con el fin de crear accesos y explotar los minerales.

2.1.1 Características geomecánicas del macizo rocoso.

El macizo rocoso ha sido clasificado por el índice Q de Barton y el índice RMR (Rock Mass Rating System) propuesto por Bieniawski, llegando a determinar los tipos de roca, las propiedades físicas y de resistencia de la roca han sido estimados a partir de ensayos de laboratorio y del índice de resistencia

geológico GSI que se relaciona con los índices Q y RMR (Ramirez, 2004, pág. 149).

2.1.2 Propiedades físicas del macizo rocoso.

En general las propiedades físicas del macizo rocoso que se requieren son las siguientes (Ramirez, 2004, pág. 31).

- Densidad
- Porosidad
- Módulo de Young
- Relación de Poisson
- Resistencia compresiva uniaxial
- Resistencia compresiva triaxial
- Resistencia a la tensión indirecta
- Constantes de deslizamiento
- Módulo de fracturamiento.

Algunos comentarios específicos con respecto a algunas de las pruebas de propiedad física parecen estar en orden. Las pruebas de resistencia a la compresión triaxial, tanto para muestras de roca competente como para muestras con planos de falla, deben usar un rango relativamente pequeño en cuanto a presiones de confinamiento que se acerque lo más posible a la realidad cuando se trata de realizar un diseño específico. Por ejemplo, 250 a 2500 psi. Para este rango de presiones de confinamiento, generalmente resulta usar el criterio de falla de Coulomb que es más fácil de aplicar que la curva de la envolvente de Mohr's. Se necesita una investigación adicional sobre las muestras sometidas a pruebas triaxiales para determinar si el

criterio de falla obtenido al analizar una gran cantidad de muestras a diferentes presiones de confinamiento es el mismo que el obtenido por las muestras sometidas a esfuerzos triaxiales por tensión, donde cada muestra se analiza en un rango de presiones de confinamiento en una Máquina de pruebas tensional (Kovari, 1975, pág. 17).

Si se pudiera obtener una correlación uno a uno entre estos dos métodos de prueba para muchos tipos de roca, entonces la cantidad de muestras requeridas para la prueba triaxial podría reducirse significativamente. En un ensayo triaxial, un espécimen cilíndrico de suelo es revestido con una membrana de látex dentro de una cámara a presión. La parte superior e inferior de la muestra tiene discos porosos, los cuales se conectan al sistema de drenaje para saturar o drenar el espécimen. En estas pruebas se pueden variar las presiones actuantes en tres direcciones ortogonales sobre el espécimen de suelo, efectuando mediciones sobre sus características mecánicas en forma completa (Salas, 2011, pág. 15).

2.1.3 Análisis de los métodos de los diseños de sostenimiento.

En la ingeniería de rocas la primera y más importante sistema de clasificación fue propuesto hace 40 años fue propuesto por Terzaghi en 1946 en su libro tunneling with Steel support considerando los 3 principales diseños de enfoques para excavaciones en roca analítica , observacional y empírica ; en muchas construcciones subterráneas y proyectos mineros se han provisto de solo un sistema de diseño y en otros casos en prueba y error (Bieniawski, 1989, pág. 2).

Las bases para el diseño del sostenimiento propuestas por Terzaghi (EE. UU 1945) y Protod y akonov (Rusia 1952), las cuales se usaron en las décadas 1960 y 1970;

servieron para que surjan nuevos métodos de diseño del sostenimiento, los cuales pueden ser agrupados en tres categorías.

Métodos empíricos: provienen de las clasificaciones geomecánicas, principalmente de Bieniawski (1989), N. Barton (1974) y Laubscher (1973). También, se puede mencionar a Plamstram (1995), desarrollo una metodología del dimensionamiento del sostenimiento en macizos rocosos, a partir de la aplicación del índice del Macizo Rocoso RMI.

Cabe enfatizar, que los métodos empíricos no toman en cuenta ni el estado tensional del macizo rocoso antes de la construcción de la excavación, ni los cambios tensionales que esta genera. Tampoco permite el cálculo del Factor de Seguridad (FS) de los elementos de sostenimiento).

Método gráfico de estabilidad: es un método empírico, desarrollado para los “cablebolts”. Basado en el análisis de más de 350 casos históricos de las minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos abiertos. Así como la información de la resistencia y estructura del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o inestable aun con sostenimiento. Se determina usando la siguiente ecuación matemática:

$$N' = Q' x A x B x C$$

Donde:

N': Numero de estabilidad

Q': Índice de calidad tunelera

A: Factor de esfuerzo de la roca

B: Factor de ajuste por orientación de los contactos

C: Factor de ajuste gravitacional.

Métodos analíticos: estos se basan en los conceptos de plastificación de la roca y de la rigidez del sostenimiento; a estos métodos se les conoce como interacción roca-sostenimiento o confinamiento-convergencia. Se representan por una curva característica de la roca, que relaciona la presión interna y la deformación radial (convergencia).

Estos métodos se basan en ciertas suposiciones que limitan su campo de aplicación, pero puede ser una herramienta muy útil para el dimensionamiento un elemento de sostenimiento temporal, ya que estos métodos toman en cuenta todos aquellos factores no considerados en los métodos empíricos.

Métodos numéricos: teniendo en cuenta las limitaciones de los dos métodos anteriores en el diseño de excavaciones y en el análisis de la interacción roca-sostenimiento, existe este tercer método numérico; basado en relaciones tenso-deformacionales que se encuentran en el comportamiento mecánico del macizo rocoso a través de la resolución de ecuaciones diferenciales.

En la actualidad los Ph. D Bawden, Hoek y Kaiser han desarrollado algunos softwares muy didácticos para ser aplicados en la caracterización del macizo rocoso, entre los cuales se tiene:

- Rocklab.
- Rockscience

- DIPS
- Phases
- Unwedge.

2.2 Perforación a percusión

Para esta compañía minera, la operación minera unitaria de perforación, es la que da inicio a la explotación de minerales, es decir es la primera operación de producción; estas máquinas perforadoras actúan a través de la energía mecánica y otras hidráulicas, cuyo objetivo de estos equipos mineros es hacer taladros en el macizo rocoso de acuerdo a un diseño de mallas conocido como perforación y voladura (B x S). Con esta operación minera unitaria se generan excavaciones en las labores mineras subterráneas.

Una adecuada operación de perforación de los taladros y luego un buen diseño de carga de mezclas explosivas a los taladros esto permitirá obtener un material fragmentado del tamaño requerido para su posterior carguío y acarreo. Sin embargo, al no tener una adecuada fragmentación, esto permitirá incrementar el costo operacional de perforación y voladura secundaria. La perforación se realiza con equipos que combinan los efectos de percusión y rotación, con lo que se produce la trituración de la roca.



Figura 2,1 Perforación con jumbo
Fuente: Elaboración propia

2.2.1 Definición.

La perforación a percusión, se refiere a que estos equipos de perforación tienen como fundamento el impacto del acero a través del pistón transmitiendo la energía al fondo del barreno, y este a su vez a la broca, que es el elemento que impacta directamente con el macizo rocoso, haciendo que perfore los taladros donde se cargaran los explosivos (Agreda, 2014).

Se define la perforación como el rango de penetración entregado por una perforadora a percusión, esta expresado mediante la siguiente relación matemática:

$$\odot PR = \frac{P^{3/2} A^{3/2} S^{1/2}}{W^{1/2}}$$

Donde:

PR = rango de penetración (pies/min)

P = presión en el frente de trabajo del pistón (psi)

A = área del frente del pistón (pulg²)

S = longitud de la carrera del pistón (pulg)

W = peso del pistón (lb)

2.2.2 Equipos principales de perforación subterránea

La mina subterránea en evaluación, se tienen los siguientes equipos de perforación para producción en las diferentes labores mineras:

- **Jumbo Electrohidráulico:** Para perforación de taladros largos con PTL, spider, chimenea slot – VCR.
- **Jumbo Simba:** Para perforación de taladros largos con simba.
- **Máquina perforadora jackleg y gamarrilla:** Para perforación con jackleg en explotación de tajeos en bresting.
- **Jumbo de perforación frontal y sostenimiento:** Para perforación y sostenimiento de frentes.

2.2.3 Accesorios principales de las perforadoras a percusión.

Para este tipo de perforadoras a percusión, en esta mina se tienen los siguientes accesorios.

- **Para la máquina perforadora jackleg y gamarrilla:** Se usa las siguientes herramientas: Plataforma de perforación metálica, Juego de barrenos de 4' y

6` y/o barras cónicas de 4` y 6` con sus respectivas brocas de 41” y 38” de diámetro, juego de barretillas de 4´,6´,8` y 12´, llave francesa de 12”, cucharilla, saca barreno, lampa y pico. Para este mismo equipo se usa los siguientes materiales: Flexometro, pintura, atacadores de madera y aceite de lubricación.

- **Para Jumbo de perforación frontal:** Se usa las siguientes herramientas: Barra de perforación, brocas, juego de llaves, pico, lampa, 02 juegos de barretillas, y los materiales que se emplearon son: Pintura, cordel, guidores, tubos, extintor, conos y cinta de seguridad, trapo industrial, bandeja y kit anti-derrame.

- **Jumbo electrohidráulico:** Para perforación de chimenea slot – VCR, este equipo usa las siguientes herramientas: Juego de llaves diferentes medidas, 02 juegos de barretillas de 6, 8, 10 y 12, Juego de barras de 4 pies, brocas de 2.5”, broca de 3”, tubo de fierro de 3”, “Shank Adapter”, Clinómetro, Rimadora. Para este trabajo se usa los siguientes materiales: Grasa Alvania Shell, Aceite Shell Tellus 68, plomada, flexómetro, extintor, Kit anti-derrame, bandeja para almacenar aceite y grasa.

- **Variables importantes de la perforación a percusión:** Cuando se trata de minería subterránea, la perforación propiamente dicha se utiliza en los avances de los frentes de explotación, así como también en la construcción de accesos como chimeneas y piques.

En este caso, para la perforación de taladros se adiciona agua, para reducir el polvo y además permite la evacuación de los detritus que se forman al momento de la perforación y no se atasque la broca, así como también ayuda

a la refrigeración de la broca.

Antes de iniciar el trabajo de perforación, primero se debe chequear el buen funcionamiento de la perforadora con sus respectivas herramientas y accesorios, el nivel de aceite para lubricar y la suficiente cantidad de agua para la operación.

- **Velocidad de rotación:** el Ph. D Alan Bauer (1976), respecto al levantamiento vertical de las partículas de roca con una gravedad específica menor o igual a 3 propuso que la velocidad puede ser calculada usando la siguiente ecuación:

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

Donde:

V = velocidad de salida del aire pies/min.

S = gravedad específica

D = diámetro de las partículas de roca, pulg.

- **Caudal de presión de aire:** En cuanto a esta variable se debe tener en cuenta la correcta instalación de las mangueras y la compresora (Agreda, 2014).
- **Mangueras:** En primer lugar, se debe revisar las mangueras de aire antes de acoplar a la máquina, para evitar el ingreso de fragmentos de rocas a la perforadora. También, se debe revisar las cañerías, uniones, collarines, arranques, coplas y mangueras para prevenir posibles fugas de aire y de agua (Agreda, 2014).

- **Compresoras:** Para la operación de máquinas perforadoras neumáticas, necesariamente se requiere el suministro de aire comprimido. Estos equipos deben tener una compresora con sus respectivas mangueras de aire. Para el trabajo de perforación las mangueras deben estar estiradas en línea recta, para contar con la suficiente cantidad de aire y de agua (Agreda,2014).

En cuanto al aire comprimido para una buena limpieza de los taladros propuso la siguiente expresión matemática:

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

Donde:

Q = aire libre (cfm)

V = velocidad del aire (fpm)

a = área de la sección transversal del barreno pulg²

A = área de la sección transversal del taladro pulg²

2.3 Explosivos y accesorios usados.

Las operaciones mineras de perforación y voladura de rocas a poca profundidad han dado lugar a muchas quejas y reclamos por parte de las comunidades aledañas. Estas dos operaciones mineras unitarias de producción tienen sus impactos negativos, que al no ser controlados corre el riesgo la compañía minera de tener problemas y romper las buenas relaciones con las comunidades cercanas. Sin

embargo, en la actualidad existe ciencia y tecnología para mitigar, controlar y evitar estos impactos negativos, de tal manera que se pueden solucionar.

La respuesta al dilema es la investigación científica de si la voladura en el lugar de la queja realmente plantea un problema o es una fabricación que surge de un interés creado. "The Central Mining Research Station" (CMRS) ha realizado estudios y análisis exhaustivos de la vibración producida por las voladuras subterráneas, donde se establecieron pautas para un diseño seguro en la detonación de los disparos primarios, métodos para reducir las vibraciones sin afectar la eficiencia de la voladura (usando voladura controlada) y modelos matemáticos para predecir las amplitudes de las vibraciones máximas.

En los últimos años se ha avanzado mucho en la estabilidad estructural de las labores mineras debido a la operación minera unitaria de voladura de rocas para mantener los impactos negativos inducidos por la detonación de disparos primarios dentro de los límites permisibles.

- El estudio de la naturaleza y la intensidad de la vibración inducida por la voladura de rocas, que se reflejan en el techo y los pilares de las labores mineras.
- Para determinar el efecto de las voladuras en la sección inferior sobre la sección superior y viceversa.
- Medir la dimensión de la fractura en el macizo rocoso circundante por efecto del disparo primario.
- Para establecer la relación entre la velocidad pico partícula (PPV), el peso de la mezcla explosiva comercial (Q) y la distancia (D) desde la fuente con el fin

de predecir el nivel de vibración para poder diseñar las mallas de voladura de forma segura.

- Estudiar el efecto de la vibración que pueda soportar el macizo rocoso y la detención de la ventilación en sus proximidades con el fin de determinar la zona de influencia de las voladuras subterráneas.
- Para realizar un estudio comparativo sobre los efectos de las voladuras Vs. la perforación de taladros, el ruido de la voladura controlada, etc.

Por otro lado, para obtener una fragmentación adecuada, eficaz y efectiva de la roca mediante el método de perforación, se requiere:

- El tipo de explosivo y el diseño correcto de carga
- Posición correcta de los accesorios de voladura y,
- Detonación del disparo primario con la secuencia correcta y la sincronización respectiva.

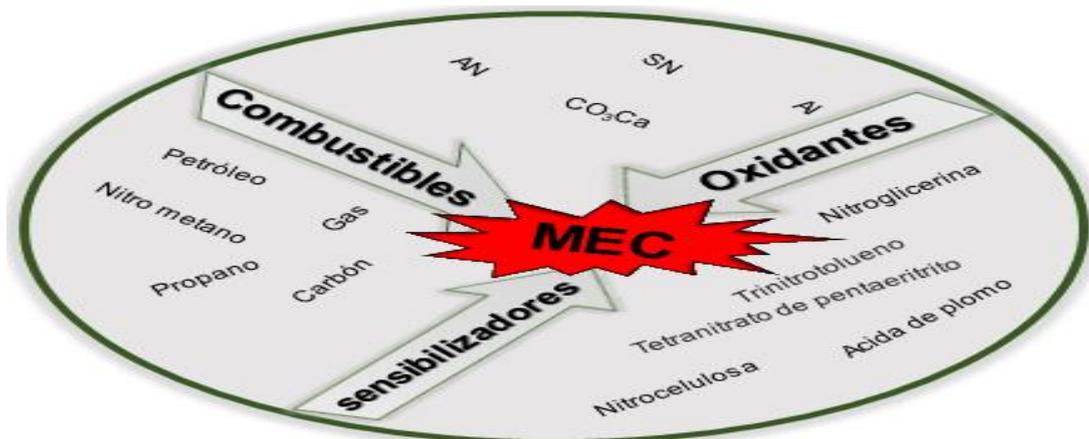
2.3.1 Definición.

Los materiales explosivos son sustancias o compuestos químicos en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de oxidación-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de milisegundos, en grandes volúmenes de productos gaseosos y con la correspondiente liberación de energía (Exsa, 2021, pág. 9).

Así, los explosivos comerciales que son una mezcla de sustancias, combustible y oxidante, que al ser iniciados mediante un estímulo adecuado, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida que tras ella, se genera una serie de productos

gaseosos a alta temperatura y presión, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1000 a 10000 veces mayor que el volumen original de espacio donde se aloja el explosivo (Exsa, 2021, pág. 9).

Figura 2,2 Definición de un explosivo



Fuente: Agreda 2014

3.2 Clasificación de los explosivos.

Las mezclas explosivas comerciales para la industria minera y para obras civiles, se clasifican de la siguiente manera:



Figura 2,3 Clasificación de las MEC
Fuente: Agreda 2014

- **Bajos explosivos:** Son las mezclas explosivas comerciales que en su

composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo, y que combustionan o deflagran, pero no detonan. Un ejemplo típico es la pólvora negra que se usa en la mecha seguridad (Exsa, 2021, pág. 19).

- **Agentes de Voladura:** Se refiere a las mezclas explosivas comerciales que en su composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo y pero que al mezclarse sus ingredientes se convierten en un explosivo, así por ejemplo al mezclar el $\text{NO}_3\text{NH}_4 + \text{CH}_2 = \text{AN/FO}$.

Un agente de voladura no es sensible a los fulminantes comunes y para su iniciación se requiere de un booster que produzca una alta presión de detonación (Exsa, 2021, pág. 21).

- **Altos explosivos:** Son las mezclas explosivas comerciales que en su composición si llevan un explosivo intrínsecamente explosivo y que para su iniciación se requiere de un fulminante común. Ejemplo la dinamita (Exsa, 2021, pág. 19).

2.3.3 Problemas relacionados con la voladura subterránea

Las comunidades aledañas a la explotación minera muchas veces se incomodan por los impactos producidos por la voladura de rocas; a pesar que ellos están familiarizados con la importancia de extraer minerales, consideran las actividades mineras como una intrusión en sus vidas y que afectan las estructuras de sus viviendas y zonas agrícolas.

Actualmente son azuzados por “líderes” con un interés personal para protestar o bloquear las vías de libre tránsito contra la minería. Por lo tanto, una serie de

problemas socioeconómicos de estas comunidades que no le compete a la compañía minera muy a menudo se presentan con reclamaciones por daños ambientales, con el propósito de pedir dinero a la mina en cuestión. Esto se debe a la falta de la presencia del estado con obras sociales y la falta del principio de autoridad. Estos problemas afectan directamente a la imagen de un país frente a las inversiones extranjeras y propias; trayendo como consecuencia la falta de trabajo y ahuyentar las inversiones por falta de políticas claras y seguras para los inversionistas. Entonces, si no hay minería no habrá desarrollo (la industria minera, es considerada hoy por hoy la madre de todas las industrias) y esto trae consigo hambruna, miseria, desempleo y más delincuencia, tal como está sucediendo en nuestro país por falta de un estado que no ejerce la autoridad (Agreda, 2014).



Figura 2,4 Huelga de mineros
Fuente: La República

2.3.4 Factores que afectan la vibración del macizo rocoso

La generación y propagación de la vibración a la superficie dependen de varios factores, entre los que se pueden mencionar, son:

- Profundidad de la voladura subterránea hasta el punto de monitoreo.
- El peso de la carga explosiva que detona en el disparo primario antes del horario establecido o la carga máxima que se dispara fuera del horario por demoras ajenas a la propia operación minera.
- Tipo de explosivo utilizado.
- Tipo y estructura del macizo rocoso circundante.
- Las discontinuidades geológicas en los estratos del macizo rocoso. Dirección y paralelismo de los taladros para la voladura de producción en el plano de los estratos superpuestos.
- Tipo y método de monitoreo del sistema.
- Ubicación del geófono de medición, ya sea en el suelo o en la propia estructura.

2.3.5 Explosivos y accesorios de voladura usados

Los explosivos y accesorios de voladura forman un binomio en la operación minera unitaria de voladura de rocas, que para su buen funcionamiento uno depende del otro y viceversa (Fuente propia).

Actualmente, en esta compañía minera se utilizan los siguientes explosivos y accesorios.

Explosivos: Las mezclas explosivas comerciales que se utilizaron son las siguientes:

Emulsiones: Las encartuchadas y que son sensibilizadas físicamente.

- Para la corona se usan las de 1000 1"x8"
- Para las ayudas se usan las de 3000 1"x8"
- Para el arranque (cebo) se usan las de 5000 1"x8"
- La carga de los explosivos que se plantea realizar es el AN/FO examon p,



Figura 2,5 Emulsiones encartuchadas
Fuente: Famesa

El propósito de la voladura es fragmentar el macizo rocoso en rocas del tamaño requeridos por la parrilla del echadero de mineral o desmonte para facilitar el carguío y acarreo de este material.

A continuación, algunas definiciones de estas mezclas explosivas comerciales, que se están usando en esta operación minera subterránea.

ANFO: Es un agente de voladura seco. Fue descubierto por accidente en 1940. El AN/FO a granel fue usado como agente de voladura en las operaciones mineras a tajo abierto y subterráneo. Es decir, en las operaciones mineras donde no existe agua

se obtienen buenos resultados en términos de fragmentación. La densidad está comprendida en el intervalo de 0.85 g/cc en caída libre (Agreda, 2014).



Figura 2,6 ANFO
Fuente: Agreda 2014

Emulsión. Estas mezclas explosivas pertenecen al grupo de la última generación. La emulsión, es una dispersión coloidal de una fase combustible (Fuel Oil, wax) en una solución salina (AN, SN, CaNO_3 , H_2O); para impedir que se asienten al quedar en reposo, se agregan pequeñas cantidades de agentes emulsificantes monometilaminas, sulfuros y ácidos sulfúricos de cadena larga o coloidales liofílicos (Blinks, 2006, pág. 212).



Figura 2,7 Clasificación de las emulsiones
Fuente: Agreda 2014

Las ventajas de las emulsiones sensibilizadas físicamente son las siguientes:

- Menor precio.
- Excelente resistencia al agua.
- Posibilidad de conseguir productos con densidades entre 1 y 1.45 g/cm³.
- Elevadas velocidades de detonación, 4.000 a 5.000 m/s. con poco efecto del diámetro de encartuchado.
- Gran seguridad de fabricación y manipulación.
- Posibilidad de mecanizar la carga y preparar los diferentes agentes de voladura.

Como todo explosivo las emulsiones también presentan las siguientes desventajas:

- La alterabilidad por las bajas temperaturas.
- La contaminación durante la carga si se utiliza a granel.
- El tiempo de almacenamiento y los periodos prolongados de transporte.



Figura 2,8 Composición típica de una emulsión
Fuente: Agrega 2014

Accesorios de voladura: Los accesorios de voladura que se usaron son los siguientes.

- Cordón detonante
- Mecha de seguridad
- Fulminante común y,
- Se propone el fanel de 14' con sus respectivos tiempos de retardo para la secuencia de salida.

2.4 Sistemas de sostenimiento

Cuando se trata de excavaciones subterráneas con el propósito de la extracción de minerales, de inmediato se debe tener en cuenta los sistemas de sostenimiento.

Para seleccionar algún sistema de sostenimiento se debe conocer al macizo rocoso a través de la información geológica obtenida a través de los programas de perforación, las características físico-mecánicas, etc.; con toda esta información el profesional estará en condiciones de seleccionar un adecuado sistema de sostenimiento para sostener las diferentes labores mineras subterráneas.

Por otro lado, Las clasificaciones geomecánicas surgieron de la necesidad de parametrizar observaciones y datos empíricos, de forma integrada, para evaluar las medidas de sostenimiento en excavaciones subterráneas. Al tener múltiples variables geológicas de difícil cuantificación, el uso de los métodos empíricos fue de gran ayuda desde el primer sistema de clasificación propuesto en 1946 por Terzaghi hasta la actualidad.

Se puede decir que hoy en día las clasificaciones geomecánicas con un método de uso generalizado en minería subterráneas, y que gracias a ellas es posible un mejor conocimiento e interpretación de los datos geológicos y geotécnicos en el diseño y excavación de las mismas.

De acuerdo con la clasificación y propiedades índice de las rocas, el macizo rocoso estudiado posee una textura clástica, con cemento débil. A continuación, se describen las principales características del macizo rocoso, de acuerdo con la clasificación RMR de Bieniawski del año 1972 y con el sistema Q de Barton del año 1974 (Carrillo, 2002, pág. 92).

La sencillez de los métodos propuesto por Bieniawski (1973) y Barton, Lien y Lunde (1974) contribuyeron definitivamente a su rápida aceptación y expansión. Palmstrom en 1995 y 1996 propone el índice R_{Mi}, a partir de la resistencia a la compresión simple de la roca matriz y el parámetro de diaclasas JP, en función de las discontinuidades y tamaño del bloque. El R_{Mi} permite caracterizar macizos rocosos y calcular sistemas en excavaciones subterráneas.

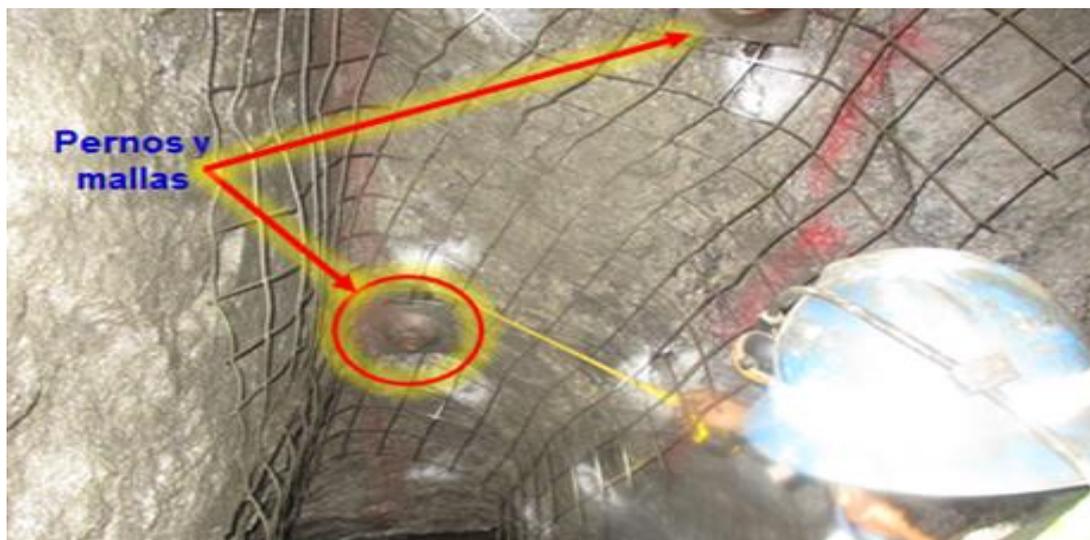


Figura 2,9 Sostenimiento combinado
Fuente: Elaboración propia

2.4.1 Definición

Sostenimiento se le puede definir como la metodología y la aplicación de los diferentes materiales usados para obtener una buena estabilidad y mantener la capacidad portante del macizo rocoso circundante a la labor minera.

En cuanto a sistemas de sostenimiento existen varias definiciones, pero todas están directamente relacionadas con la geomecánica, es por ello que se ha tomado como la mejor definición a la propuesta por Bieniawski. Es la ciencia e ingeniería que estudia los suelos y los materiales rocosos, lo mismo que a los macizos rocosos. Este es un campo de práctica profesional e investigación que trata de lo anteriormente mencionado. La geomecánica contribuye a un número de disciplinas tales como: Ingeniería de minas, civil, geológica, petrolera y de gas natural. Estas disciplinas se estudian para diseñar y construir algunos proyectos, tales como: Minas, túneles, cimentaciones, estabilidad de taludes, piques, perforaciones en la búsqueda de petróleo y gas, etc. La geomecánica permite mejorar ambos: el ambiente en que

vivimos y la calidad de vida de los habitantes del planeta tierra (Bieniawski, 1989, pág. 25).

2.4.2 Contribución de la Geomecánica

La contribución de la geomecánica en cuanto a los sistemas de sostenimiento para cualquier labor minera subterránea es (Bieniawski, 1989, pág. 137).

- Permite seleccionar el tipo y el sistema de sostenimiento más adecuado.
- Mejorar las condiciones de estabilidad de las diferentes labores mineras subterráneas.
- Minimizar o disminuir la aplicación de los diferentes sistemas de sostenimiento.
- Evitar o minimizar el deterioro de los diferentes sistemas de sostenimiento.

2.4.3 Clasificación general de los sistemas de sostenimiento

Los sistemas de sostenimiento se clasifican en dos grandes grupos, tales como Sostenimiento natural y, Sostenimiento artificial.

Esta clasificación se puede observar en la figura 2,20.



Figura 2,10 Clasificación de los sistemas de sostenimiento
Fuente: Córdoba, 2013

Sostenimiento natural: Se refiere cuando se tiene un macizo rocoso competente. En este tipo de sostenimiento, como su nombre lo indica, al ejecutarse una excavación el macizo rocoso se auto sostiene (Hoek, 1995, pág. 21).

Figura 2,11 Sostenimiento natural



Fuente: Elaboración propia

Sostenimiento artificial: En este tipo de sostenimiento se usa si o si algún sistema de sostenimiento. Se puede definir como los diferentes refuerzos (sostenimiento activo) y soportes (sostenimiento pasivo) que se usan en las diversas labores mineras subterráneas (Hoek, 1995, pág. 134).

Figura 2,12 Sostenimiento artificial



Fuente: Elaboración propia

El sostenimiento artificial se subdivide en dos tipos: Sostenimiento activo y sostenimiento pasivo.

Activo: Sostenimiento activo se denomina así a los sistemas de sostenimiento que al instalarse pasan a formar parte del macizo rocoso. En otras palabras, se podría decir se compenetran entre la roca y el sistema sostenimiento (Hoek, 1995, pág. 3).

Ejemplo de sostenimiento activos son los pernos helicoidales, Split set.



Figura 2,13 Sostenimiento con pernos
Fuente: Elaboración propia

Pasivo: Sostenimiento pasivo, se denomina así a los sistemas de sostenimiento que al instalarse no pasan a formar parte del macizo rocoso, si no que este sostiene al macizo rocoso. En otras palabras, se podría decir que soportan los esfuerzos del macizo rocoso (Hoek, 1995, pág. 3).

Ejemplo de sostenimiento son las cimbras metálicas, los cuadros de madera, etc.



Figura 2,14 Instalación de cimbras
Fuente: Elaboración propia

Equipos para instalar los sistemas de sostenimiento

Para llevar a cabo la instalación de los sistemas de sostenimiento en esta mina, se usan los siguientes equipos mineros:

Jumbo Boltec: Es un equipo que se utiliza para perforar los taladros donde se instalarán los pernos helicoidales y Split set: Se usa las siguientes herramientas: Juego de barrenos de 2', 4', 7' y 8' con sus respectivas brocas, saca barreno, llave stilson de 14", llave "crescent" de 12", cucharilla, atacador de madera, adaptador para perno helicoidal, pintura, recipiente para remojar los cartuchos de cemento. Pernos helicoidales con su respectiva placa y tuerca, cartuchos de cemento, cartuchos de resina.

Jumbo con brazo retráctil y canastilla de fierro con compuerta: Para sostenimiento con pernos helicoidales; para este equipo se usa las siguientes herramientas: Juego de barretillas de 6', 8', 10' y 12'; 2 llaves stilson N° 12, una llave

francesa N° 10, cucharilla, atacador de madera, pintura roja, arco de sierra, recipiente para remojar el cembol, cizalla de 18 pulg., porta cartuchos de cembol, porta atacador. Barra de perforación de 8' o 9', broca de 37mm o 38mm, coupling adapter.

Perforadora Jack Leg: Para sostenimiento con pernos helicoidales y split set de acuerdo a la sección se usa una máquina elevadora de personas (Manitou) Se usa las siguientes herramientas: Juego de barrenos de 2', 4', 6' y 8' con sus respectivas brocas de 37mm de diámetro, saca barreno, llave stilson de 14", llave crescent de 12", cucharilla, atacador de madera, adaptador para perno helicoidal, pintura, recipiente para remojar los cartuchos de cemento. Pernos helicoidales con su respectiva placa y tuerca, cartuchos de cemento.

Jumbo con cambio de cabezal: Para sostenimiento con pernos helicoidales y Split set de diferentes tamaños pues se usa para sostener secciones hasta de 3.5m x 3.5m Se usa las siguientes herramientas: Juego de barras de 8' y 10' con sus respectivas brocas de 39mm de diámetro, saca barreno, llave stilson de 14", llave crescent de 12", cucharilla, atacador de madera, adaptador para perno helicoidal, pintura, recipiente para remojar los cartuchos de cemento. Pernos helicoidales con su respectiva placa y tuerca, cartuchos de cemento.

2.4.4 Selección del sistema de sostenimiento:

Para llevar a cabo la selección de un adecuado sistema de sostenimiento para las labores en explotación de esta mina subterránea, es indispensable contar con la información del departamento de geomecánica en cuanto a la caracterización del macizo rocoso.

Para estas labores mineras en explotación, se usan los cuadros de madera, sostenimiento combinado, tales como: Pernos y mallas, algunas veces cimbras y donde lo requiera el macizo rocoso shocrete.

Cuadros con madera:

El sostenimiento con cuadros de madera en la explotación de tajeos en bresting: se usa las siguientes herramientas, tales como: Corvina, azuela, formón, puntas de acero y de diamante, comba de 6 libras y de 18 libras, flexómetro, caballete y juego de barretillas, sogas de 3/4 de nylon, pico y lampa. Redondos, tablas, cuarterones, puntales y rieles para marchavantes.



Figura 2,15 Sostenimiento con Wood packs
Fuente: Elaboración propia



Figura 2,16 Sostenimiento con Cimbras.
Fuente: Elaboración propia

Pernos y mallas: Para sostener las labores mineras en esta mina subterránea, se instalan sistemas de sostenimiento combinados, tales como:

Sostenimiento con perno helicoidal y malla: Perforadora con su barra de avance, plataforma de perforación, escalera de tijera o lineal y gatas mecánicas. Juego de barrenos de 4', 6' y 8' con sus respectivas brocas, 2 juegos de barretillas, combo de 6 libras, llave stylson N° 14, saca barreno, adaptador de perno helicoidal, llave francesa N° 10, cucharilla, atacador de madera, pintura, recipiente para el fraguado de los cartuchos de cemento, cizalla de 18 pulgadas, arco y sierra. Pernos helicoidales con su respectiva placa y tuerca, malla electro soldada, cartuchos de cemento y andamio.

Sostenimiento con pernos split set y malla: Perforadora con su barra de avance, plataforma de perforación, escalera de tijera o lineal, gatas mecánicas o puntales. Juego de barrenos de 2', 4', 6' 7'y 8' con sus respectivas brocas, 2 juegos de

barretillas, combo de 6 libras, llave stylson N° 14, saca barreno, adaptador de perno helicoidal, llave francesa N° 10, cucharilla, atacador de madera, pintura, recipiente para el fraguado de los cartuchos de cemento, cizalla de 18 pulgadas, arco y sierra. Pernos split set con su respectiva placa y tuerca, malla electrosoldada o tejida según sea el caso, cartuchos de cemento.



Figura 2,17 Sostenimiento con split set y mallas
Fuente: Elaboración propia



Figura 2,18 Sostenimiento convencional
Fuente: Elaboración propia

Shotcrete: Es un mortero proyectado compuesto de arena-cemento y puede contener áridos en la arena gruesa $\varnothing = 4\text{mm}$. El contenido de cemento fluctúa entre 1.44g/cm^3 de mezcla.

La Gunita se emplea principalmente como una impregnación preliminar cuando se está consolidando áreas con filtraciones de agua, en cuyo caso el diámetro de área $\varnothing = 2\text{mm}$, la cantidad de cemento es de 1.44 g/cm^3 .

El Shotcrete se define como una mezcla de componentes “pre confeccionada” la cual aporta una resistencia determinada para el control de los esfuerzos impartidos por el macizo rocoso hacia la excavación (Hoek, 1995, pág. 203).

Este shotcrete se clasifica en dos sistemas de sostenimiento, tales como:

Sistema de mezcla seca: Este sistema es método clásico y no requiere de una mecanización especializada y se adapta con facilidad a las condiciones cambiantes de la roca, sobre todo cuando existe presencia de agua. Todos los materiales, incluyendo los aditivos, son mezclados previamente al recorrido del material por la manguera, hasta la tobera (Hoek, 1995, pág. 203).

Sistema de mezcla húmeda: Es el método que últimamente ha generado mayor aceptación. Los equipos están diseñados para proyectar altos volúmenes de mezcla en operación continua y la compactación de la mezcla en pared resulta relativamente menor, porque el aire comprimido necesita mayor energía. Existe menor rebote durante el lanzado y se puede controlar la relación agua-cemento, por cuanto esta no depende del operador (Hoek, 1995, pág. 204).



Figura 2,19 Sostenimiento con shotcrete
Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se hace referencia a la información concerniente a la investigación aplicada, explicando de manera sucinta el procedimiento en que se basa la presente tesis.

3.1 Metodología:

se clasifica el tipo de investigación, estableciendo un proceso algorítmico, por lo que en base a estas clasificaciones se plantea en esta tesis una investigación científica aplicada con enfoque del orden cuantitativo (Sampieri, 2014, pág. 4).

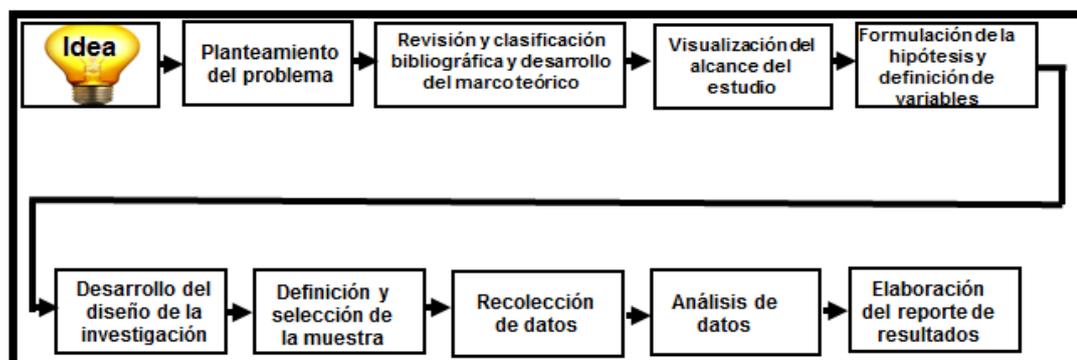


Figura 3,1 Investigación aplicada cuantitativa
Fuente: Elaboración propia

3.2 Tipo de investigación.

Se propone un enfoque de los niveles de investigación, para el caso de la presente tesis se ubica en la investigación aplicada, la cual está orientada a resolver los problemas de una determinada zona, y también se llaman aplicadas porque se basan en los resultados de la investigación básica (Ñaupas, 2013, pág. 90).

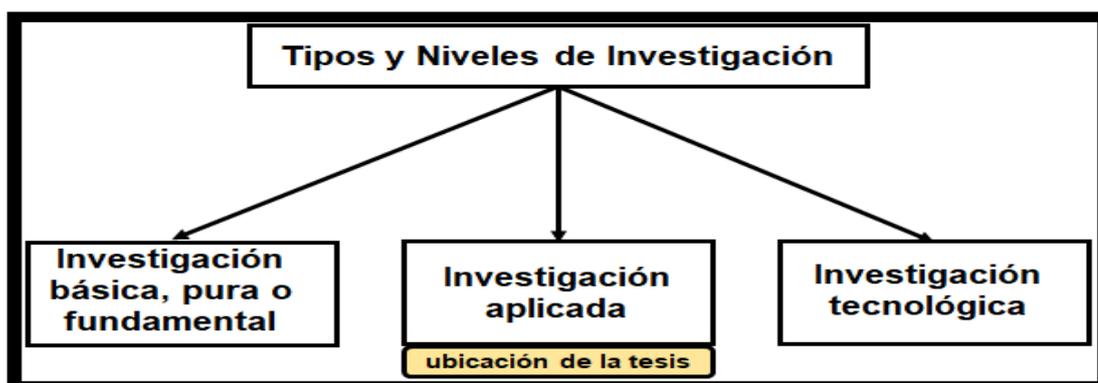


Figura 3,2 Tipos y niveles de investigación
Fuente: Elaboración propia

3.3 Alcance de la investigación.

Tal como comentamos en ediciones anteriores de este libro, no se deben considerar los alcances como “tipos” de investigación, ya que, más que ser una clasificación, constituyen un continuo de “causalidad” que puede tener un estudio, dentro del enfoque cuantitativo se ubica esta tesis. Entonces, se estaría hablando de un alcance de investigación explicativa (Sampieri, 2014, pág. 88).

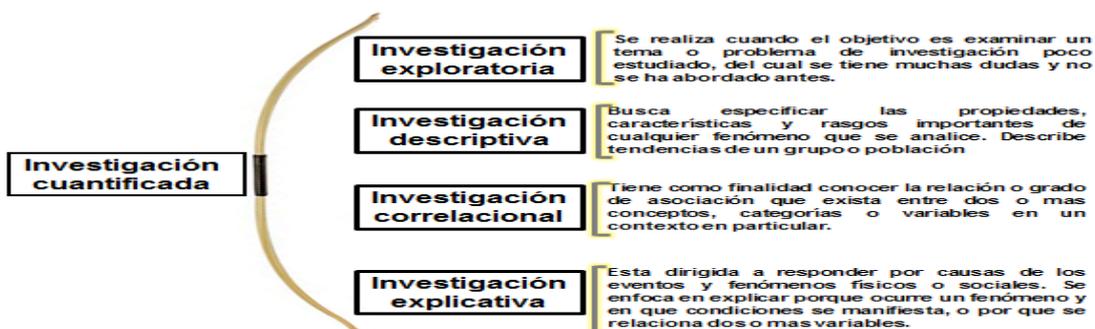


Figura 3,3 Alcances de la investigación
Fuente: Hernández, 2014

Entonces, teniendo en cuenta el proceso de la investigación cuantitativa para esta tesis se abordó un alcance explicativo, porque al cambiar un tipo de equipo de perforación a otro, donde sus características técnicas hacen que sea más eficiente, cuantificando el beneficio técnico-económico en metros perforados por hora, metros de avance por hora y dólares por metro de avance.

3.4 Diseño de la investigación

Una vez que se ha definido el tipo de estudio a realizar y establecido la(s) hipótesis de investigación o los lineamientos para la investigación (si es que no se tienen hipótesis), el investigador debe concebir la manera práctica y concreta de responder a las preguntas de investigación. Esto implica seleccionar o desarrollar un diseño de investigación y aplicarlo al contexto particular de su estudio. (Kerlinger, 1979, pág. 187)

Para esta tesis se tiene diseños experimentales puros ya que reúne los dos requisitos para lograr el control y la validez interna:

1. Grupos de comparación (manipulación de la variable independiente).
2. Equivalencia de los grupos. Estos diseños llegan a incluir una o más variables independientes y una o más dependientes.

Asimismo, esta tesis cuenta con un diseño con posprueba únicamente y grupo de control. Este diseño incluye dos grupos: uno recibe el tratamiento experimental y el otro no (grupo de control).

Entonces, se puede enfatizar que esta tesis está enmarcada en el diseño de investigación experimental pura con diseño de post prueba.

porque se utiliza cuando se quiere determinar el grado de influencia de una variable independiente sobre la variable dependiente, en forma comparativa.

Para el caso de la tesis como influye la mecanización en la operación minera unitaria de perforación con equipos jumbo de perforación frontal para vetas angostas (variable independiente), en el ratio de perforación, sostenimiento y costo de operación en metros de avance (variables dependientes).

3.5 Técnicas de investigación

Para llevar a cabo esta investigación se usó las fuentes documentales como las bibliografías (textos bibliográficos de especialización en minería subterránea), iconográficas como la toma de fotografías concernientes al tema de investigación y manuscritos como los apuntes.

En esto apuntes manuales, se anotan los tiempos de perforación de cada uno de los taladros de la labor minera, tanto con el equipo de perforación Jack-leg y los jumbos de perforación frontal para vetas angostas.

3.6 Población y muestra

Tomando los conceptos básicos de población y muestra; estas se determinaron dentro de la propia mina.

3.6.1 Población

la población no es más que aquel conjunto de individuos o elementos que podemos observar, medir una característica o atributo. La población, entonces, debe estar constituida por un conjunto de sujetos, objetos o hechos, que presentan características similares, que son medibles y que constituyen la unidad de investigación (Sampieri, 2014, pág. 65).

De acuerdo a estos conceptos, de la mina en estudio se ha tomado como población de estudio los frentes cuyas secciones fueron de 2.4.m x 3.m tipo de roca III con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 para Jack Leg. y jumbos de perforación frontal para vetas angostas.

3.6.2 Muestra

La muestra es una parte o fracción representativa de una población, universo o colectivo, que ha sido obtenida con el fin de investigar ciertas características del mismo. (Sampieri, 2014, pág. 141).

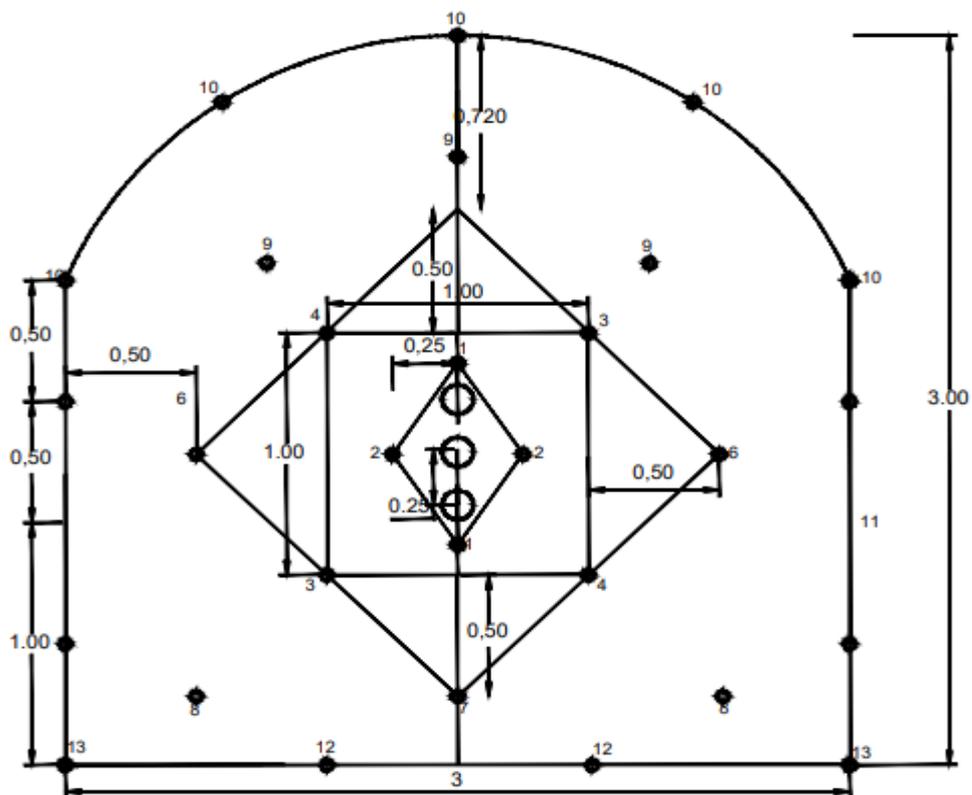
Por tanto, Para esta investigación se ha tomado una muestra la cual se eligió aleatoriamente 10 frentes cuya sección es de 2.4m x 3m con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 las cuales fueron el área de trabajo para los equipos de perforación Jack-leg y los jumbos de perforación frontal para vetas angostas.

- **Equipo de perforación Jack-leg:** perforó de sección 2.4.0m x 3.0m y con barreno de 6 pies y con un diámetro de 41mm.



Figura 3,4 Equipo Jack-leg
Fuente: Elaboración propia

MAJLA DE PERFORACION 3,0mx3,0m
TIPO DE ROCA: REQUILAR-A III-A RMR- 41-50



TALADROS	N° TAL	EMULNORDE 5000 1" X 8" Cart.	EMULNORDE 3000 1" X 8" Cart.	EMULNORDE 1000 1" X 8" Cart.	ANFO Kg.	TOTAL Kg.
ARRANQUE	4	4			7.08	7.48
AYUDA ARRANQUE	4	4			7.08	7.48
AYUDA CUADRADOR	2		2		3.54	3.74
CUADRADOR	4		4	20		2.4
AYUDA CORONA	3		3		5.31	5.61
CORONA	5		5	30		3.5
AYUDA ARRASTRE	3		3		5.31	5.61
ARRASTRE	4		28			2.8
TALADROS RIMADOS	3					
TALADROS DE ALIVIO	0					
TOTAL TAL CARGADOS	29				28.33	38.71
TOTAL TAL PERFORADOS	32					

KILOS DE EXPLOSIVOS	38.71 Kg
LONGITUD TALADRO	1.8mts.
AVANCE PROMEDIO	1.62mts.
FACTOR DE CARGA	23.89 Kg m. lineal
FANEL	29 UND
CARMEX	2 UND
MECHA RAPIDA	0.15 m
CORDON DETONANTE	15 m

Figura 3,5 Malla de perforación voladura 2.4mx3m tipo de roca III RMR 40-60 convencional

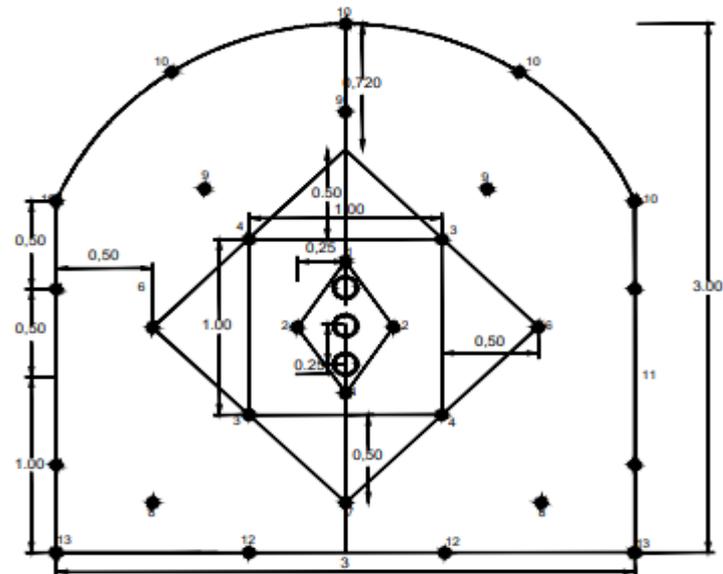
Fuente: Elaboración propia

- **Equipo de perforación jumbo de perforación frontal para vetas angostas.**
se perforó secciones de 2.4m x 3.0m, con barreno de 10 pies con un diámetro de brocas de 38mm para perforar taladros de sostenimiento con Split set y 41 mm para perforación de taladros en frentes.



Figura 3,6 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas
Fuente: Elaboración propia

MALLA DE PERFORACION 3.0m x 3.0m
TIPO DE ROCA: REGULAR-A III-A RMR- 41-60



TALADROS	N° TAL	EMULNOR DE 5000 1" X 8" Cart.	EMULNOR DE 3000 1" X 8" Cart.	EMULNOR DE 1000 1" X 8" Cart.	ANFO Kg.	TOTAL Kg.
ARRANQUE	4	4			12.41	12.81
AYUDA ARRANQUE	4	4			12.41	12.81
AYUDA CUADRADOR	2		2		6.2	6.4
CUADRADOR	4		4	28		3.2
AYUDA CORONA	3		3		9.31	9.61
CORONA	5		5	40		4.5
AYUDA ARRASTRE	3	3	3		9.31	9.61
ARRASTRE	4		36			3.6
TALADROS RIMADOS	3					
TALADROS DE ALIVIO	0					
TOTAL TAL. CARGADOS	29				49.64	62.54
TOTAL TAL. PERFORADOS	32					

KILOS DE EXPLOSIVOS	62.54 Kg
LONGITUD TALADRO	3.00mts.
AVANCE PROMEDIO	2.70mts.
FACTOR DE CARGA	23.19 Kg m. lineal
FANEL	29 UND
CARMEX	2 UND
MECHA RAPIDA	0.15 m
CORDON DETONANTE	15 m

Figura 3,7 Malla de perforación voladura 2.4m x 3m tipo de roca III RMR 40-60 para jumbo de perforación frontal de vetas angostas.

Fuente: Elaboración propia

3.7 Estrategias para la prueba de hipótesis.

Para desarrollar la presente tesis, se realizará la estadística de prueba de t de Student debido a que el espacio muestral es menor a 30 tanto para el equipo de perforación con Jack-leg y jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

La prueba de hipótesis que se plantea en este subcapítulo es una prueba de hipótesis estadística, es necesario comprobar las hipótesis específicas para probar la hipótesis general.

3.7.1 Hipótesis nula e hipótesis alternativa

Estas dos hipótesis estadísticas son contrarias entre ellas, la aprobación de una supone el rechazo de la otra.

- La hipótesis específica H1a se aprobará mediante el rechazo de su hipótesis nula H0a.

- La hipótesis específica H1b se aprobará mediante el rechazo de su hipótesis nula H0b.

3.7.2 Nivel de significancia

Es un nivel de la probabilidad de equivocarse, existen dos niveles de significancia (α) convenidos en las ciencias: uno de ellos de 5% y otro de 1%, mientras más pequeño sea este nivel de significancia, menor será el riesgo de rechazar la hipótesis nula, aunque fuera verdadera (error tipo I) (Metodología de la Investigación” Hernández, 2014). Para este estudio consideramos un nivel de significancia de 0.05 ($\alpha = 0.05$).

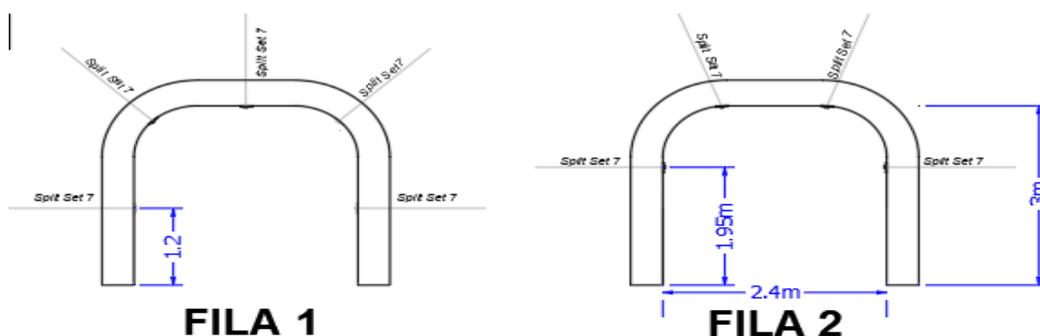
3.7.3 Estadístico de Prueba

la cantidad de datos de la muestra es menor a 30, además no se conoce la desviación estándar del total de la población estos son los motivos por el cual se toma como estadístico de prueba el t de Student.

3.7.4 Instalación del sistema de sostenimiento artificial

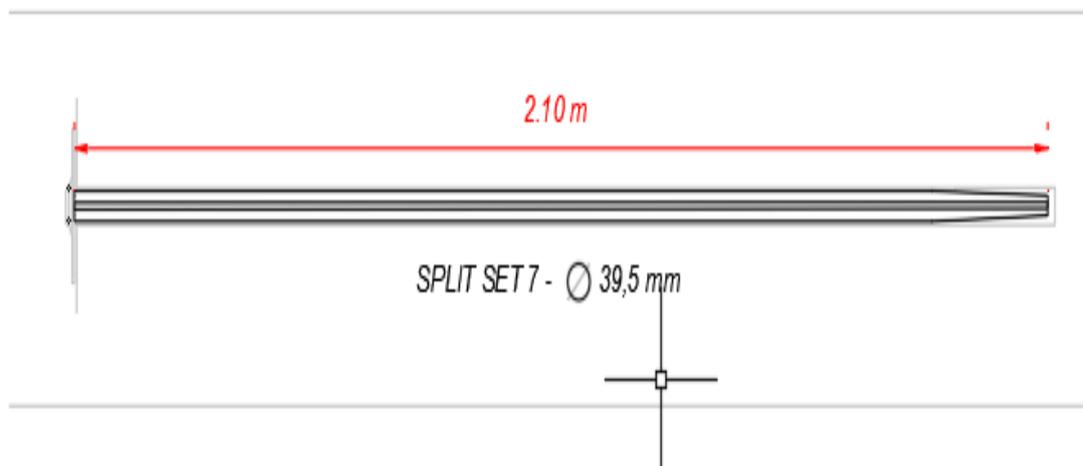
Para realizar esta actividad el personal debe contar con el mameluco con cintas reflectivas, protector de cabeza (casco), barbiquejo, botas con punta de acero, respirador contra polvo, guantes de cuero o jebe, correa porta lámpara, tapones de oídos, anteojos de seguridad, ropa de jebe.

En esta labor se viene utilizando sostenimiento activo con split set y malla electrosoldada con Jack leg forma convencional se propone reemplazarla por una forma mecanizada el uso de jumbo de perforación frontal para vetas angostas con cambio de cabezal utilizando un adaptador de Split set. para lo cual se tuvo en cuenta las condiciones del macizo rocoso (tipo de roca regular III), el ábaco de Barton (Anexo 3) y el factor de seguridad que debe estar en el rango de 1.5 - 2 para que sea aceptable.



SECCION 2.4mx 3m

GSI: F/R -MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50



Especificaciones Técnicas:

1. En la Fila 1, los Split Set 7, deben ser instalados a 1.2 m del piso en la fila 1 y en la Fila 2 a 1.95 m del piso.
2. El espaciado entre Split set es: 1.5 m (transversal) y 1.05 m (longitudinal).
3. Se prepara cortes de Malla Electrosoldada de 66 cocos por 2.40 m de ancho.
4. El sistema de instalacion de Split Set 7 es sistematico (5 x 4) unidades.

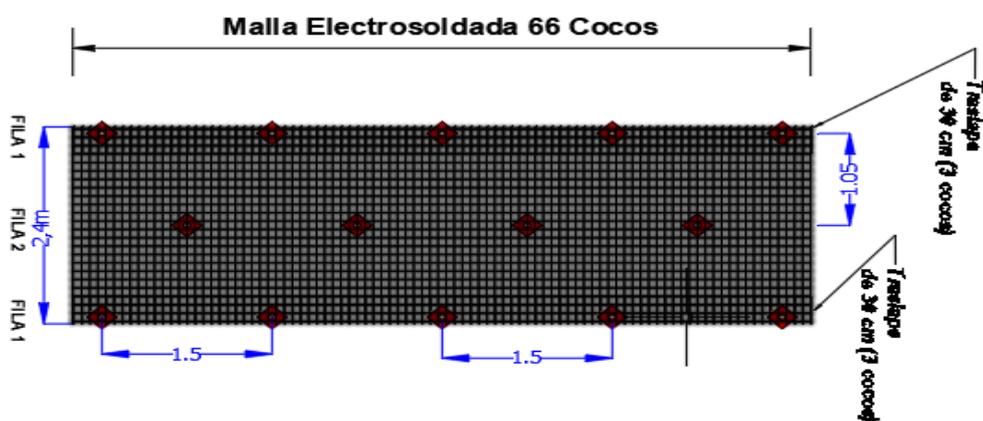


Figura 3,8 Malla de sostenimiento combinado, malla electrosoldada y Split set sección 2.4m x 3m.

Fuente: Elaboración propia

3.7.5 Análisis del sistema de sostenimiento.

El departamento de geomecánica de la mina en estudio, usa la caracterización geomecánica de Bieniawski (RMR). Siendo un método empírico lo relacionan con el tipo de roca que se tiene en las labores mineras. También estos profesionales expertos en geomecánica aplican su experiencia de campo y criterio; y a la fecha se continúa aplicando esta metodología.

A pesar de que se está viviendo una época de cambios globales en todos los aspectos del saber humano, aun se continúa usando la Jack leg para la instalación de Split y Malla para sostener labores como sistema de sostenimiento, pero actualmente se cuenta con jumbos exclusivos para sostenimiento o con doble función de perforación de frentes y sostenimiento con un adaptador de pernos Split set el cual proporciona mejorar el ratio de sostenimiento.

CAPITULO IV

MINAS SUBTERRÁNEAS EN EL CENTRO DEL PERU

Este capítulo aborda la calidad del tipo de roca de las minas en estudio, En los subcapítulos se desarrolla la obtención de las muestras para la perforación con Jack Leg y jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

4.1 Macizo rocoso de la mina

Según el Departamento de Geomecánica, la zonificación geomecánica que presenta la U.E.A de la compañía minera evaluada, está definida por tres tipos de roca clasificados según el RMR:

- RMR < 40
- RMR < 40 – 60 >
- RMR > 60

De acuerdo con el mapeo geomecánica en dicha zona, se determinó tres grupos principales de discontinuidades.

Tabla 4,1 Mapeo geomecánica

Contacto N°	Buz (°)	Dirección de buz (°)	Condición
1	80	130	Principal
2	90	10	Secundaria
3	65	335	Secundaria
Fallas	70	305	Sistema de falla paralela a la veta

Fuente: Departamento de geomecánica

En ciertas zonas se evidencia una mayor presencia de estructuras como fallas, fractura miento, desclasamiento y vetillas de carbonato generando un empobrecimiento en la calidad de roca, cuyas características geomecánicas se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 4,2 Características geomecánicas de la roca

TIPO DE ROCA	RMR	COLOR	GSI	TIPO DE SOSTENIMIENTO	
BUENA	II	61-80	AZUL	F/R	Sin soporte - Perno Ocasional - Perno y malla ocasional
REGULAR	III-A	51-60	VERDE	F/R, MF/R, F/P	Malla + P. sistemático de 7' de fricción o compresión (E: 1.5x1.5m)
REGULAR	III-B	41-50	AMARILLO	IF/R, MF/P,	Malla + P. sistemático de 7' de fricción o compresión (E: 1.2x1.2m)
MALA	IV-A	31-40	ANARANJADO	MF/P, IF/P, MF/MP	Shot (e=2") ó Malla + P. sistemático de 7' de compresión (E: 1.2x1.2m)
MALA	IV-B	21-30	ROJO	MF/MP, IF/P, IF/MP	Shot (e=2") + Malla + P. sistemático de compresión 7' (E: 1.2 x 1.2m) + Shot (e=1") sobre malla
MUY MALA	V	< 20	MARRÓN	IF/MP, T/MP, T/P	Shot (e=2") + Malla + P. sistemático de compresión 7' (E: 1.2 x 1.2m) + Shot (e=2") sobre malla

Fuente: Departamento de geomecánica

Al tope de la labor se tiene presencia de fracturas paralelas y abiertas, que afecta directamente al sistema de sostenimiento, lo cual hace inestable la labor minera.

los últimos 20m antes del tope está pasando por una roca andesita volcánica de textura porfírica, teniendo fracturas paralelas con relleno de calcita generando un fracturamiento con bloques tabulares e inestables en los hastiales y en la corona carga muerta por tener fracturas horizontales.

Otras características geomecánicas, en cuanto a la zona encajonante; desde un punto de vista litológico la estructura está emplazada en una roca volcánica (andesita) de textura porfírica a afanítica de color gris oscuro de moderada silicificación según la tabla geomecánica tiene un GSI: MF/R (muy fracturado regular) correlacionando con el RMR está en el rango de: 51-60 con una roca de tipo IIIA.

En cuanto a la zona mineralizada (veta), la estructura mineralizada tiene una potencia de 2.1, cuya característica principal cerca de la caja piso carbonato con una potencia 0.8m, tiene una textura bandeada siendo la zona más inestable.

Mientras que cerca de la caja techo se tiene una estructura con disseminación más competente, y entre estas dos zonas se tiene una falla con relleno de panizo teniendo un GSI: IF/R (intensamente fracturado regular) y un RMR cuyo rango está entre: 41 - 50 con roca tipo IIIB.

4.2 Obtención de set de muestras.

4.2.1 Obtención de tiempos y ratios de perforación promedio en (metros perforados por hora).

Tabla 4,3 Perforación con Jack-leg

Perforadora Jack-leg Longitud de barreno 6 pies		
Labor sección 2.4m x 3.0 m	Tiempo promedio (h)	Promedio de Ratio de perforación (m/h)
Sn380-4E	1.62	33.94
Sn380-4W	1.53	35.78
SN288-4E	1.63	33.59
Sn288-4W	1.65	33.25
SN060-7E	1.67	32.92
SN060-7W	1.68	32.59
SN006NE	1.55	35.40
SN204SW	1.57	35.02
SN203NE	1.58	34.65
SN203SW	1.52	36.17

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4,4 Perforación con jumbo para vetas angostas

Jumbo de Perforación frontal para vetas angostas con barreno 10 pies		
Labor Sección 2.4mx3m	Tiempo promedio X (h)	Promedio de ratio de perforación Y (m/h)
Sn380-4E	0.73	126.12
Sn380-4W	0.59	154.55
SN288-4E	0.71	129.09
Sn288-4W	0.66	138.90
SN060-7E	0.68	135.47
SN060-7W	0.67	137.16
SN006NE	0.72	127.59
SN204SW	0.64	142.50
SN203NE	0.63	144.38
SN203SW	0.65	140.68

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2 Obtención de tiempos y ratios de sostenimiento (metros de avance sostenido por hora).

Tabla 4,5 sostenimiento convencional

Sostenimiento combinado Split set 7 pies y malla electrosoldada con Jack leg.		
Labores sección 2.4mx3m	Promedio Tiempo X (h)	Promedio Ratio de sostenimiento Y (m/h)
Sn380-4E	0.87	2.42
Sn380-4W	0.85	2.47
SN288-4E	0.82	2.57
Sn288-4W	0.80	2.63
SN060-7E	0.77	2.74
SN060-7W	0.72	2.93
SN006NE	0.70	3.00
SN204SW	0.68	3.07
SN203NE	0.67	3.15
SN203SW	0.63	3.32

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4,6 Sostenimiento Mecanizado

Sostenimiento combinado Split set 7 pies y malla electrosoldada con jumbo de perforación frontal para vetas angostas		
Labores Secciones (2.4mx3m)	Tiempo X (h)	Ratio de sostenimiento Y (m/h)
Sn380-4E	0.57	3.71
Sn380-4W	0.55	3.82
SN288-4E	0.52	4.06
Sn288-4W	0.48	4.34
SN060-7E	0.47	4.50
SN060-7W	0.42	5.04
SN006NE	0.40	5.25
SN204SW	0.38	5.48
SN203NE	0.37	5.73
SN203SW	0.35	6.00

Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Obtención de costos en dólares por metro de avance.

COSTO DE OPERACION CONVENCIONAL CON JACK LEG 6 PIES							
TIPO ROCA:		SEMIDURA EMULSION			Longitud de	6	pies
EXPLORIVO:		JACKLEG, SCOOP			barra Eficiencia	90%	
EQUIPOS : SECCION:		2.4mx3m			de perfo N° Tal	0	
LONGITUD:		1.62			arranque : N°	32	und
Densidad		3.10 VOLUMEN:			Taladros:	29	und
					N° Tal.carg.:	1.62	m
						14.58	m ³
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA UNIDAD	PRECIO UNITARI		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$ / m)	
1.-	MANO DE OBRA						
MOD03	PERFORISTA	1.28 Tarea	33.69	\$/Tarea	43.17		
MOD07	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.28 Tarea	32.51	\$/Tarea	41.66		
MOD02	OPERADOR DES COOP	0.64 Tarea	44.85	\$/Tarea	28.70		
MOD14	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLORIVOS	1.00 Tarea	32.51	\$/Tarea	32.51		
					146.04	90.15	
2.-	EP P s						
EPP003	PERFORISTA	1.28 Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18		
EPP003	AYUDANTE DE PERFORISTA	1.28 Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18		
EPP003	OPERADOR DES COOP	0.64 Tarea	3.26	\$/Tarea	2.09		
EPP003	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLORIVOS	1.00 Tarea	3.26	\$/Tarea	3.26		
					13.72	8.47	
3.-	EXPLORIVOS						
31009591	EMULNOR 1" X8" CART	12.98 kg	1.73	\$/ kg	22.41		
31007933	SUPERFAMDOS	49.63 kg	0.69	\$/ kg	34.47		
31007952	FANELMS N 14 X3 METROS	29 und	0.96	\$/ und	27.73		
31002998	CARMEX	2 und	0.70	\$/ und	1.41		
31008226	CORDON DETONANTE 5P	15 m	0.17	\$/ m	2.56		
	MECHARAPIDA	1.0 m	0.34	\$/ m	0.34		
					88.92	54.89	
4.-	ACEROS DE PERFORACION						
EQ-015	MAQUINA PERFORADORA JACKLEG	157 pies	0.11	\$/ pies	17.23		
AC114	BARRA CONICA 7/8" X6":90504868 [ATLAS COPCO	157 pies	0.08	\$/ pies	12.53		
AC116	BROCAES CARIADORA DE BOTONES: 1-1/2 X11":(38 MM):9050-9	157 pies	0.07	\$/ pies	11.48		
					41.24	25.46	
5.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS DE PERFORACION VOLADURA Y						
	HERRAMIENTAS C/ JACKLEG	1 Tarea	7.77	\$/Tarea	7.77		
AC118	TACO DE ARCILLA	29 und	0.10	\$/ und	2.90		
AC119	TUBO DE PVC	4 und	0.90	\$/ und	3.60		
	SPLIT SET DE 7" 39 mm (perno)	6.94 UNID	4.75	\$/ und	32.98		
	PLANCHUELA DE 150 X 150 X 4.5 mm split set	6.94 UNID	0.99	\$/ und	6.87		
	MALLA ELECTROSOLDADA 4X4# 10 25X2.42	0.06 ROLLO	110.00	\$/ und	7.13		
					61.25	37.81	
6.-	EQUIPOS						
	scoop 2.2 yd3	1.00 h-m	140	\$/ h-m	140.00		
EQ-012	ELECTROBOMBA DE 7.5 HP	0.50 h-m	2.47	\$/ h-m	1.23		
					141.23	87.18	
7.-	SERVICIOS						
	ALCAYATAS PARA AIRE/ AGUA	0.50 pp	0.91	\$/ pie	0.46		
	ALCAYATAS PARA ENERGIA	0.50 pp	0.91	\$/ pie	0.46		
	INS TALACION TUBERIA DE AIRE 4"	1.62 m	1.37	\$/ m	2.22		
	INS TALACION TUBERIA DE AGUA 2"	1.62 m	0.91	\$/ m	1.47		
					4.60	2.84	
A.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS				435.75	268.98	
8.-	COSTOS INDIRECTOS						
	Contingencias y prevención de pérdidas	3.00%		\$	13.07	8.07	
	Gastos Generales	22.62%		\$	98.55	60.83	
	Utilidad	10.00%		\$	43.58	26.90	
B.-	SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS				155.19	95.80	
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (\$ / m)						364.78	

COSTO DE OPERACIÓN MECANIZADO CON JUMBO MUKY 10 PIES						
TIPO	SEMIDURANFO				Longitud de barra	10 pies
ROCA:	JUMBO 10', S COOP				Eficiencia de	90%
EXPLOS IV	2.4mx3m				perforacio N° Tal	0
O:	2.74				arranque:	32 und
EQUIPOS:	3.10				N° Taladros:	29 und
SECCION:					N° Tal.carg.: m3	2.70 m
LONGITUD	Densidad		AVANCE:	24.66		
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARI	SUBTOTAL \$	TOTAL (\$ / m)
1.- MANO DE OBRA						
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	59.60	\$/Tarea	76.36
MOD12	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	32.51	\$/Tarea	41.66
MOD02	OPERADOR DE S COOP	0.64	Tarea	44.85	\$/Tarea	28.73
MOD14	AYUDANTE CARGADOR DE	1.28	Tarea	32.51	\$/Tarea	41.66
						188.40
						69.78
2.- EPPs						
EPP003	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18
EPP003	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18
EPP003	OPERADOR DE S COOP	0.64	Tarea	3.26	\$/Tarea	2.09
EPP003	AYUDANTE CARGADOR DE	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18
						14.64
						5.42
3.- EXPLOSIVOS						
31008429	EMULNOR DE 1" X 12"	10.38	kg	1.64	\$/kg	16.99
31007933	SUPERFAMOS	28.33	kg	0.69	\$/kg	19.68
31007952	PANELMS N 14 X 3 METROS	29.00	und	0.96	\$/und	27.73
31002998	CARMEX	2.00	und	0.70	\$/und	1.41
31008226	CORDON DETONANTE 5P	15.00	m	0.17	\$/m	2.56
	MECHA RAPIDA	1.00	m	0.34	\$/m	0.34
						68.71
						25.45
4.- ACEROS DE PERFORACION						
AC103	BROCA DE BOTONES DE 1-3/4", 7733-	77	m	0.38	\$/m	29.26
AC102	BARRA 73246537-20 T38 H35 R32 M/F	77	m	0.18	\$/m	13.86
AC101	SHANK ADAPTER, HYDRAS TAR 300 R-	77	m	0.22	\$/m	16.94
AC107	AFILADOR A P/ BROCA DE BOTONES	77	m	0.09	\$/m	6.93
AC108	COP AP AFILAR BROCA 7975270-10	77	m	0.05	\$/m	3.85
						70.84
						26.24
5.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS DE PERFORACION VOLADURA Y S OS TENIMIENTO						
	HERRAMIENTAS C/ JUMBO	0.38	hr	1.00	\$/hr	0.38
AC118	TACO DE ARCILLA	32	und	0.10	\$/und	3.20
AC119	TUBO DE PVC	4	und	0.90	\$/und	3.60
	S PLITS ET DE 7' 39 mm (perno)	11.57	UNID	4.75	\$/und	54.96
	PLANCHUELA DE 150 X 150 X 4.5 mm split	11.57	UNID	0.99	\$/und	11.46
	MALLA ELECTROS OLDADA 4X4# 10	1.16	ROLLO	110.00	\$/und	127.60
						201.20
						74.52
6.- EQUIPOS						
EQ-004	Jumbo Muki	2.50	h-m	52	\$/h-m	130.00
EQ-003	S COOP 2.2 YD3	1.00	h-m	140	\$/h-m	140.00
EQ-012	ELECTROBOMBA DE 7.5 HP	0.50	h-m	2.47	\$/h-m	1.24
						271.24
						100.46
7.- SERVICIOS						
	ALCAYATAS PARA AIRE/AGUA	1.00	pp	0.91	\$/pie	0.91
	ALCAYATAS PARA ENERGIA	1.00	pp	0.91	\$/pie	0.91
	INSTALACION TUBERIA DE AIRE 4"	2.74	m	1.37	\$/m	3.75
	INSTALACION TUBERIA DE AGUA 2"	2.74	m	0.91	\$/m	2.49
						8.07
						2.99
A.- SUBTOTAL COSTOS					621.90	230.33
8.- COSTOS INDIRECTOS						
	Contingencias y prevención de	3.00%			\$	18.66
	Gastos Generales	22.62%			\$	140.64
	Utilidad	10.00%			\$	62.19
						23.03
B.- SUBTOTAL COSTOS					221.49	82.03
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (\$ / m)						312.37

Tabla 4,7 Costo por metro de avance convencional

Costo por metro de avance con Jack leg		
SECCION 2.4mx 3m	Avance por disparo(m)	Costo por metro de avance (\$/m)
Sn380-4E	1.64	361.15
Sn380-4W	1.6	368.49
SN288-4E	1.66	357.6
Sn288-4W	1.58	372.29
SN060-7E	1.67	354.13
SN060-7W	1.57	376.17
SN006NE	1.69	350.73
SN204SW	1.55	380.14
SN203NE	1.71	347.4
SN203SW	1.53	384.21

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4,8 Costo por metro de avance mecanizado

Costo por metro de avance con jumbo de Perforación frontal para vetas angostas.		
Labor Sección 2.4mx 3m	Avance por disparo(m)	Costo por metro de avance (\$/m)
Sn380-4E	2.73	308.93
Sn380-4W	2.67	315.88
SN288-4E	2.76	305.58
Sn288-4W	2.64	319.47
SN060-7E	2.79	302.29
SN060-7W	2.61	323.14
SN006NE	2.82	299.07
SN204SW	2.58	326.89
SN203NE	2.85	295.93
SN203SW	2.55	330.74

Fuente: Elaboración propia

4.3 Análisis de la muestra

4.3.1 Perforación con Jack leg.

La información que se muestra en la tabla 4.3, es el resumen de los 10 frentes cuyo diseño de las secciones fueron de 2.40 m x 3.0 m ,con una profundidad de barreno de 6 pies y con una eficiencia al 90%.

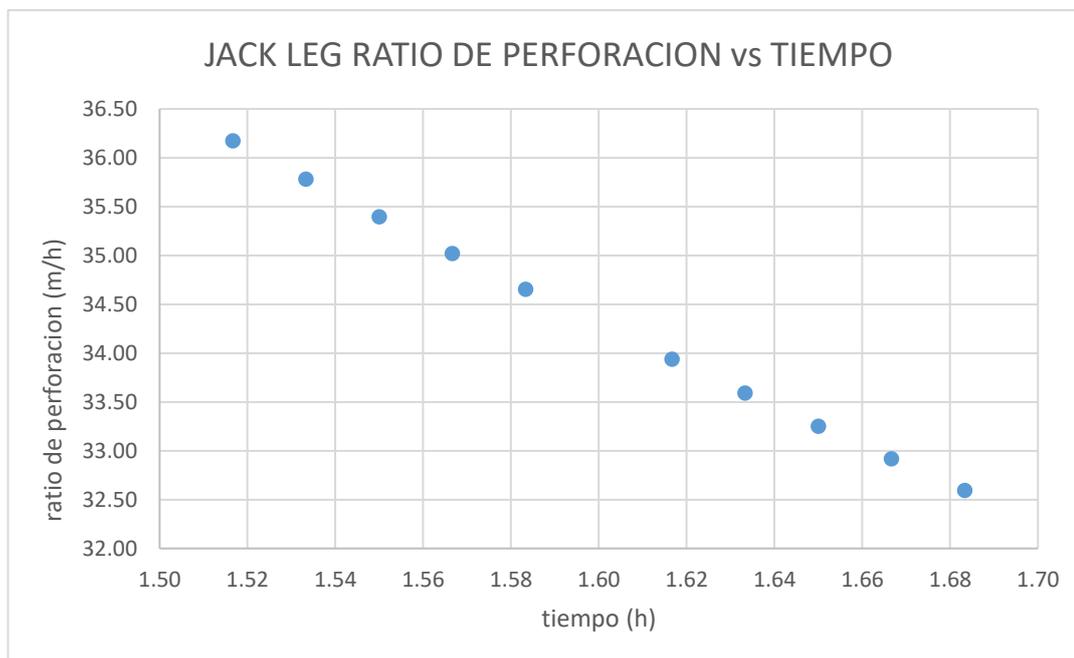


Figura 4,1Jack leg, ratio de perforación Vs tiempo
Fuente: Elaboración propia

Primero se encontró la media y la desviación estándar.

Media: $\bar{x} = \frac{\text{suma de todos los ratios de perforacion}}{\text{cantidad de valores}}$

Desviación estándar: $s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$

Donde n = 10 (cantidad de datos)

Media: $\bar{x} = \frac{343.31}{10} = 34.33$

Desviación estándar: $s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$

$$\odot s_1 = \sqrt{\frac{1}{9}x(14.1)}$$

$$\odot s_1 = 1.25$$

Prueba estadística de t de Student:

$$\odot t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$$

Donde: μ (media poblacional)

$$\odot \mu = 34$$

\bar{x} (media muestral)

$$\odot \bar{x} = 34.33$$

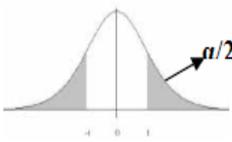
$$\odot t = \frac{34.33 - 34}{\frac{1.25}{\sqrt{10}}}$$

$$\odot t = 0.83$$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

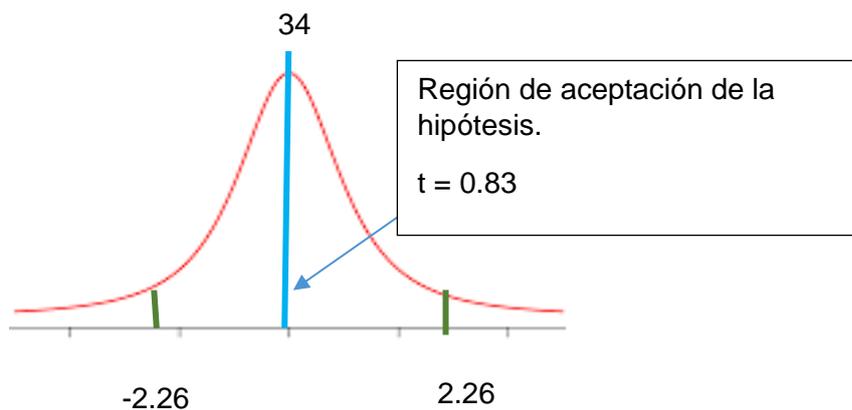
Tabla 4,9 t de Student para Jack leg

Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



	Niveles de Significancia DOS COLA								
	0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010	0.005
1	1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2	0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3	0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4	0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5	0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6	0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7	0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8	0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9	0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = 0.83$ es mayor que -2.26 y menor que 2.26 es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que el ratio de perforación es de 34 m/h .

4.3.2 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

Se perforó frentes de sección $2.4\text{m} \times 3\text{m}$ con barras de 10 pies y con un diámetro de 41mm .

La información que se muestra en la tabla 4.4 es el resumen de las 10 labores mineras cuyo diseño de las secciones fueron de $2.4\text{m} \times 3\text{m}$, con una profundidad de barreno de 10pies y con un rango de eficiencia entre el 85% al 95%.



Figura 4,2 Perforación con jumbo de perforación frontal para vetas angostas
Fuente: Elaboración propia

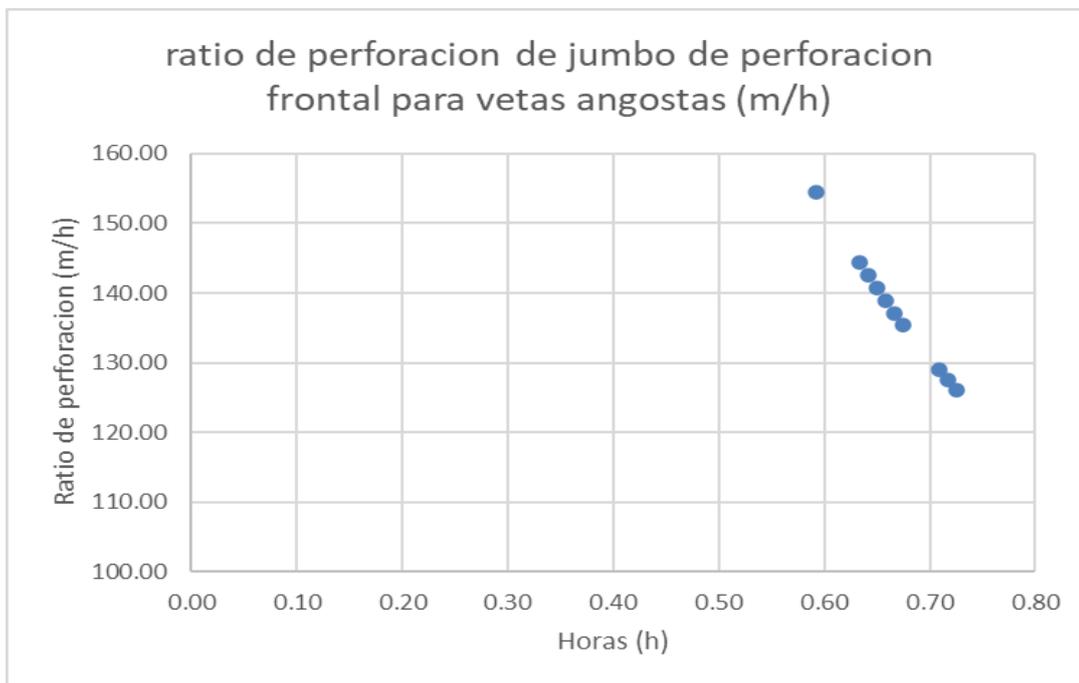


Figura 4,3 Jumbo de perforación frontal para vetas angostas ratio de perforación Vs tiempo

Fuente: Elaboración propia

Primero se determina la media y la desviación estándar.

Media: $\bar{x} = \frac{\text{suma de todos los ratios de perforacion}}{\text{cantidad de valores}}$

Desviación estándar: $s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$

Donde n = 10 (cantidad de datos)

Media $\bar{x} = \frac{1376.44}{10} = 137.6$

Desviación estándar: $s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$

$s_2 = \sqrt{\frac{1}{9} x(677.35)}$

$s_2 = 8.67$

Prueba estadística de t de Student:

$$\odot t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$$

Donde: μ (media poblacional) $\odot \mu = 137$

\bar{x} (media muestral) $\odot \bar{x} = 137.6$

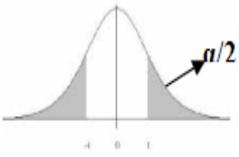
$$\odot t = \frac{137.6 - 137}{\frac{8.67}{\sqrt{10}}}$$

$$\odot t = 0.21$$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

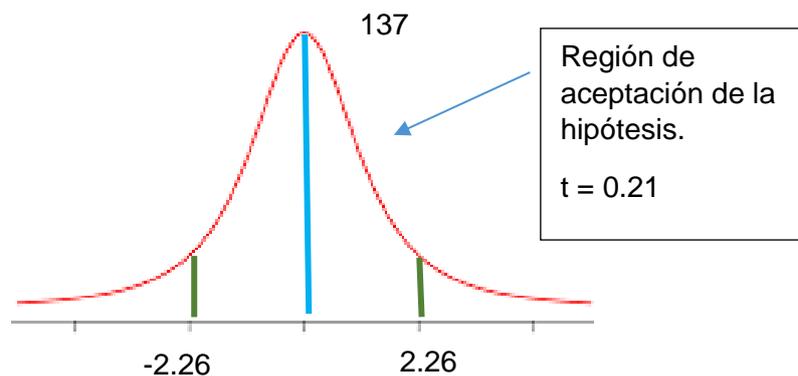
Tabla 4,10 t de Student para jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



		Niveles de Significancia DOS COLA							
		0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010
1	1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2	0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3	0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4	0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5	0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6	0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7	0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8	0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9	0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = 0.21$ es menor que 2.26 y mayor que -2.26, es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que la ratio de perforación es de 137 m/h.

4.3.3 Sostenimiento combinado de malla electro soldada con Split de la forma convencional utilizando Jack leg.

La información que se muestra en la tabla 4.5, es el resumen de los tiempos en que dura el sostenimiento de los 10 frentes cuya sección fue de 2.4.0 m x 3.0 m en la que se usa sostenimiento combinado malla electrosoldada 2.4m x 25m (4") y Split set 7pies de la forma convencional utilizando Jack leg para labores temporales.

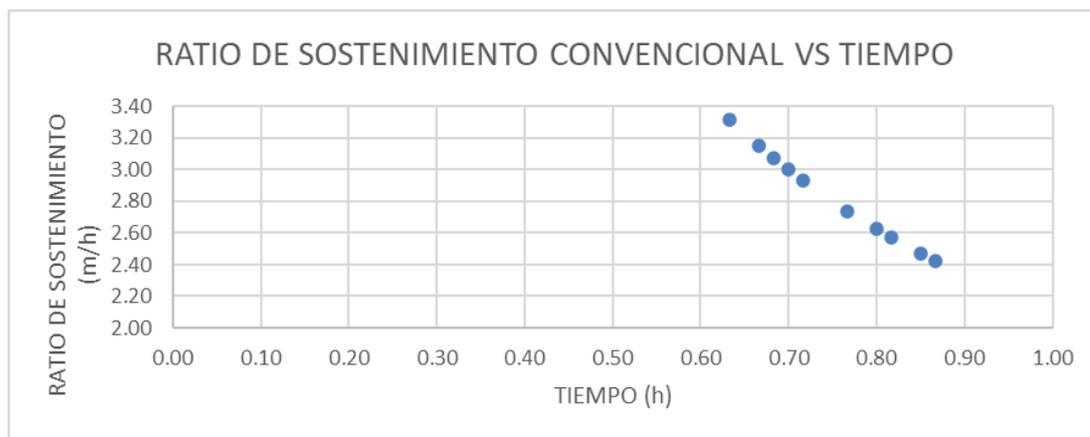


Figura 4,4 Ratio de sostenimiento convencional vs tiempo para Split set y malla electrosoldada

Fuente: Elaboración propia

Primero se encontró la media y la desviación estándar.

Media:

$$\bar{x} = \frac{\text{suma de todos los ratios de perforacion}}{\text{cantidad de valores}}$$

Desviación estándar:

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde $n = 10$ (cantidad de datos)

Media:

$$\bullet \bar{x} = \frac{28.3}{10} = 2.83$$

Desviación estándar:

$$\bullet s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$$

$$\bullet s_1 = \sqrt{\frac{1}{9} x(0.85)}$$

$$\bullet s_1 = 0.3$$

Prueba estadística de t de Student:

$$\bullet t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$$

Donde: μ (media poblacional)

$$\bullet \mu = 3$$

 \bar{x} (media muestral)

$$\bullet \bar{x} = 2.83$$

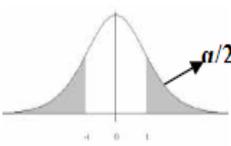
$$\bullet t = \frac{2.83-3}{\frac{0.3}{\sqrt{10}}}$$

$$\bullet t = -1.75$$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

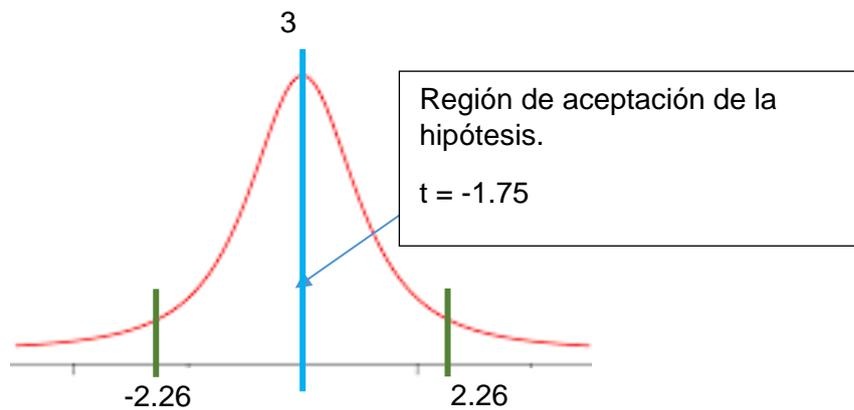
Tabla 4,11 t de Student para Jack leg

Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



		Niveles de Significancia DOS COLA								
		0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010	0.005
1		1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2		0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3		0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4		0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5		0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6		0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7		0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8		0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9		0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = -1.75$ es mayor que -2.26 y menor que 2.26 es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que la ratio de sostenimiento es de 3 m/h.

4.3.4 Sostenimiento combinado de malla electrosoldada con Split set de la forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

La información que se muestra en la tabla 4.6, es el resumen de los tiempos en que dura el sostenimiento de los 10 frentes cuya sección fue de 2.4. m x 3.0 m en la que se usa sostenimiento combinado malla electrosoldada 2.4m x 25m (4") y Split set 7pies en labores temporales de la forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

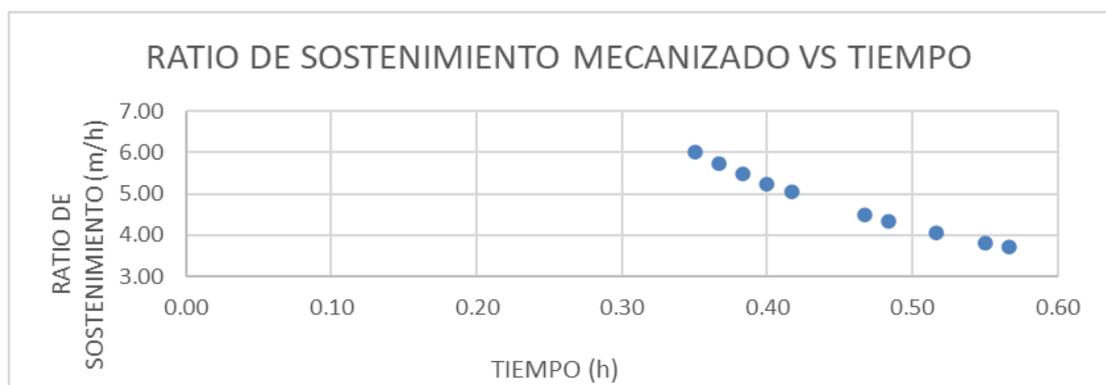


Figura 4,5 Ratio de sostenimiento mecanizado Vs tiempo
Fuente: Elaboración propia

Primero se determina la media y la desviación estándar.

Media: $\odot \bar{x} = \frac{\text{suma de todos los ratios de perforacion}}{\text{cantidad de valores}}$

Desviación estándar: $\odot s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$

Donde $n = 10$ (cantidad de datos)

Media: $\odot \bar{x} = \frac{47.93}{10} = 4.79$

Desviación estándar: $\odot s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$

$\odot s_2 = \sqrt{\frac{1}{9} x(6.02)}$

$\odot s_2 = 0.82$

Prueba estadística de t de Student:

$\odot t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$

Donde: μ (media poblacional) $\odot \mu = 5$

\bar{x} (media muestral) $\odot \bar{x} = 4.79$

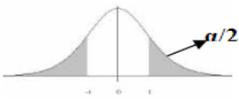
$\odot t = \frac{4.79-5}{\frac{0.82}{\sqrt{10}}}$

$\odot t = -0.8$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

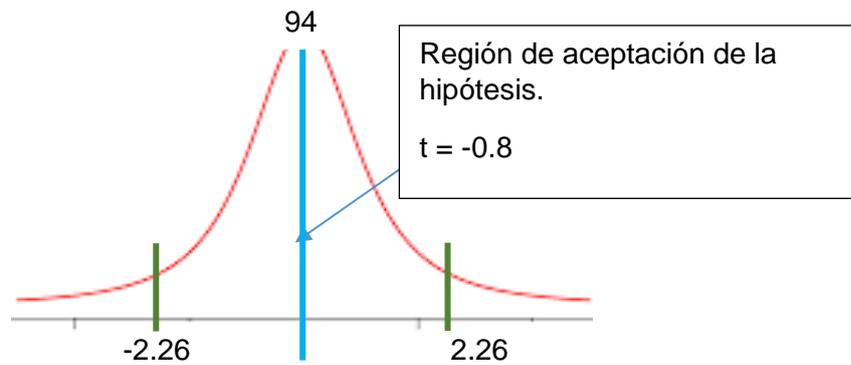
Tabla 4,12 t de Student para jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



		Niveles de Significancia DOS COLA								
		0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010	0.005
1		1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2		0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3		0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4		0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5		0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6		0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7		0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8		0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9		0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = -0.8$ es menor que 2.26 y mayor que -2.26, es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que la ratio de sostenimiento es de 5 m/h.

4.3.5 Costo por metro de avance forma convencional utilizando Jack leg.

La información que se muestra en la tabla 4.7, es el resumen de los costos por metro de avance de los 10 frentes cuya sección fue de 2.4 m x 3.0 m en la que se usa sostenimiento combinado malla electrosoldada 2.4m x 25m (4") y Split set 7pies de la forma convencional utilizando Jack leg.

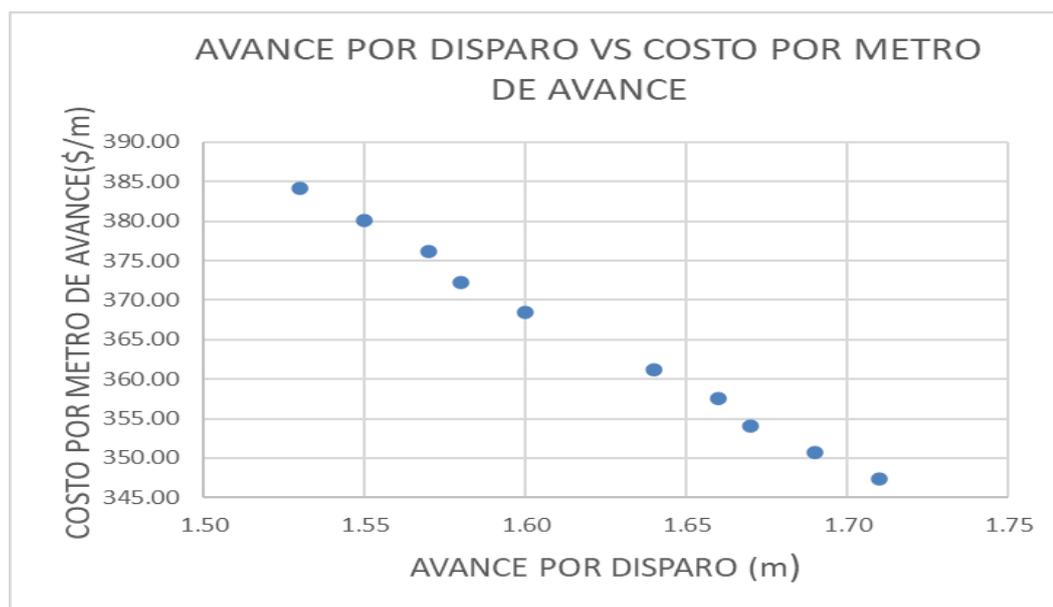


Figura 4,6 Avance por disparo vs costo por metro de avance forma convencional
Fuente: Elaboración propia

Primero se encontró la media y la desviación estándar.

Media:

$$\bar{x} = \frac{\text{suma de todos los costos por metro de avance}}{\text{cantidad de valores}}$$

Desviación estándar:

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Donde n = 10 (cantidad de datos)

Media:

$$\bar{x} = \frac{3652}{10} \qquad \bar{x} = 365.2$$

Desviación estándar:

$$s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$$

● $s_1 = \sqrt{\frac{1}{9}x(1488.9)}$

● $s_1 = 12.86$

Prueba estadística de t de Student:

● $t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$

Donde: μ (media poblacional)

● $\mu = 366$

\bar{x} (media muestral)

● $\bar{x} = 365.2$

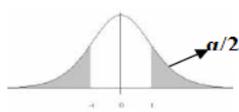
● $t = \frac{365.2 - 366}{\frac{12.86}{\sqrt{10}}}$

● $t = -0.19$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

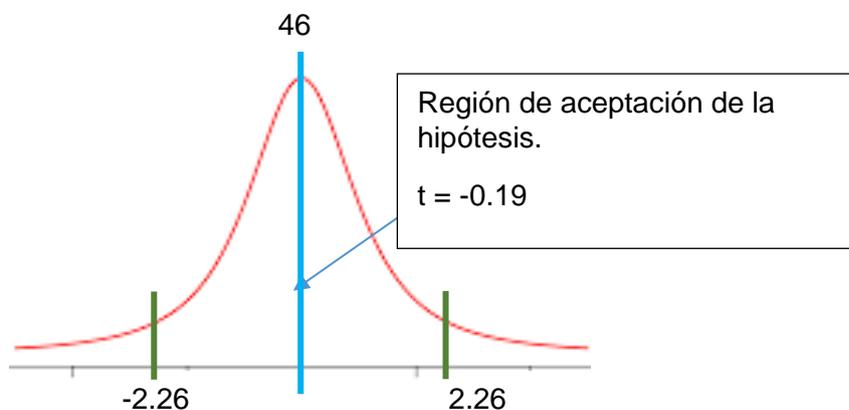
Tabla: 4,13 t de Student para Jack leg

Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



		Niveles de Significancia DOS COLA								
		0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010	0.005
1		1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2		0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3		0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4		0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5		0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6		0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7		0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8		0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9		0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = -0.19$ es mayor que -2.26 y menor que 2.26 es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que el costo por metro de avance es de 366 \$/m.

4.3.5 Costo por metro de avance forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

La información que se muestra en la tabla 4.8, es el resumen de los costos por metro de avance de los 10 frentes cuya sección fue de 2.4 m x 3.0 m en la que se usa sostenimiento combinado malla electrosoldada 2.4 m x 25 m ($4''$) y Split set 7 pies de la forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

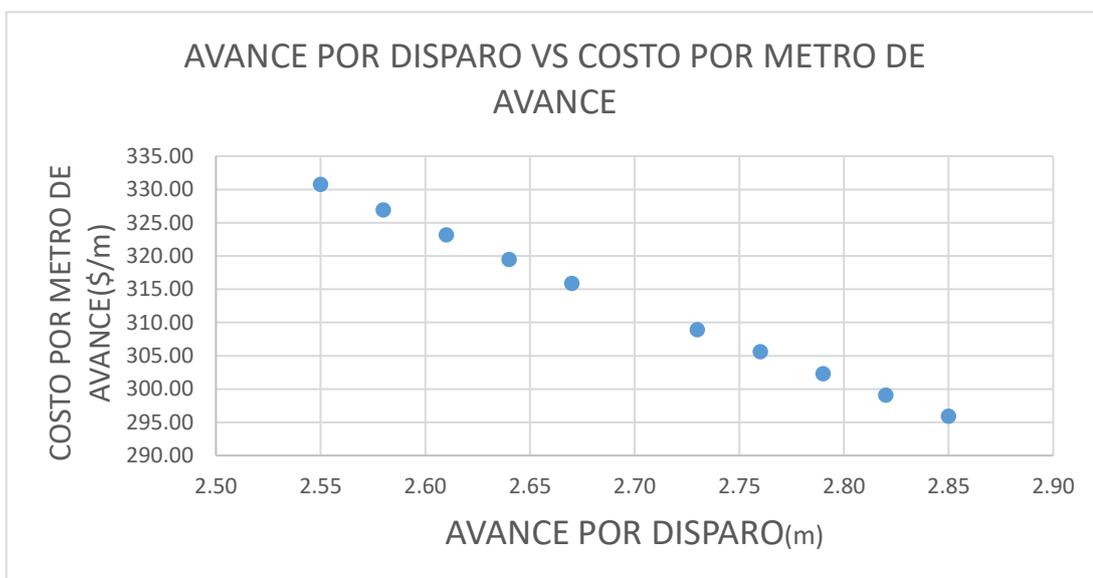


Figura 4,7 Avance por disparo vs costo por metro de avance forma mecanizada
Fuente: Elaboración propia

Primero se encontró la media y la desviación estándar.

Media: $\bar{x} = \frac{\text{suma de todos los costos por metro de avance}}{\text{cantidad de valores}}$

Desviación estándar: $s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$

Donde $n = 10$ (cantidad de datos)

Media: $\odot \bar{x} = \frac{3652}{10} \qquad \bar{x} = 365.2$

Desviación estándar: $\odot s = \sqrt{\frac{1}{10-1} \sum_{i=1}^{10} (x_i - \bar{x})^2}$

$\odot s_1 = \sqrt{\frac{1}{9} \times 1488.9}$

$\odot s_1 = 12.16$

Prueba estadística de t de Student:

$\odot t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$

Donde: μ (media poblacional) $\odot \mu = 366$

\bar{x} (media muestral) $\odot \bar{x} = 365.2$

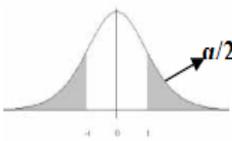
$\odot t = \frac{312.7 - 313}{\frac{12.16}{\sqrt{10}}}$

$\odot t = -0.07$

Con grado de libertad: $n-1 = 10-1 = 9$ y con significancia de 5%

Tabla 4,14 t de Student para Jack leg.

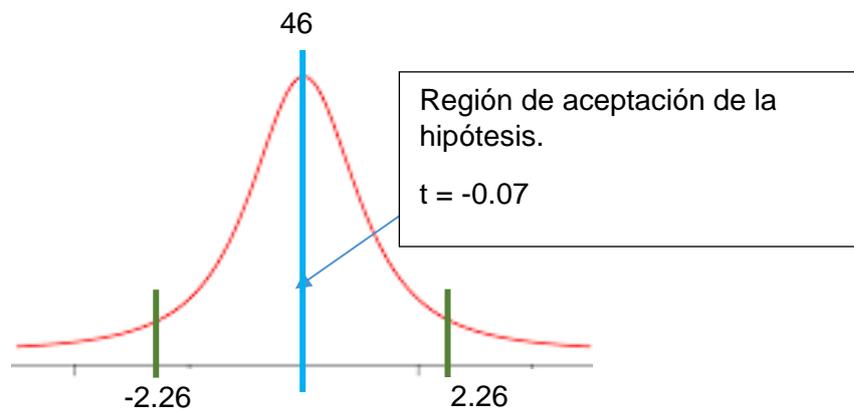
Tabla de valores críticos de la distribución t de Student



Niveles de Significancia DOS COLA

	0.500	0.250	0.200	0.100	0.050	0.025	0.020	0.010	0.005
1	1.00	2.41	3.08	6.31	12.71	25.45	31.82	63.66	127.32
2	0.82	1.60	1.89	2.92	4.30	6.21	6.96	9.92	14.09
3	0.76	1.42	1.64	2.35	3.18	4.18	4.54	5.84	7.45
4	0.74	1.34	1.53	2.13	2.78	3.50	3.75	4.60	5.60
5	0.73	1.30	1.48	2.02	2.57	3.16	3.36	4.03	4.77
6	0.72	1.27	1.44	1.94	2.45	2.97	3.14	3.71	4.32
7	0.71	1.25	1.41	1.89	2.36	2.84	3.00	3.50	4.03
8	0.71	1.24	1.40	1.86	2.31	2.75	2.90	3.36	3.83
9	0.70	1.23	1.38	1.83	2.26	2.69	2.82	3.25	3.69

Fuente: William Sealy Gosset



Dado que $t = -0.07$ es mayor que -2.26 y menor que 2.26 es decir cae en la zona de aceptación de la hipótesis de que el costo por metro de avance es de 313 \$/m.

CAPITULO V

CONTRASTACION DE LA HIPOTESIS, ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Este último capítulo trata del análisis de los resultados a los que se llegó, de acuerdo con el segundo capítulo que trata la teoría concerniente al tema de investigación, la aplicación de la metodología de investigación es cuantitativa, explicativa y experimental puro además el diseño de la estrategia se realiza aplicando la prueba estadística t de Student.

La contrastación de la hipótesis para el desarrollo de los casos-estudio para ambos equipos de perforación es unilateral a continuación se procederá a la contrastación de las hipótesis específicas y general.

5.1 Contrastación de las hipótesis específicas

H1a: El jumbo de perforación frontal para vetas angostas aumentara el ratio de perforación en metros por hora para secciones 2.4mx3m con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

H1b: El jumbo de perforación frontal para vetas angostas, aumentara el ratio de sostenimiento en metros de avance por hora en sistema de sostenimiento combinado malla electrosoldada y Split set para secciones 2.4mx3m con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

5.1.1 Contrastación de las hipótesis especifica h1a

H_{0a} : $\mu_1 - \mu_2 \leq 0$ Región de aceptación de la hipótesis nula.

H_{1a} : $\mu_1 - \mu_2 > 0$ Región de rechazo de la hipótesis nula.

μ_1 : ratio de perforación utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas para secciones 2.4mx3m con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

μ_2 : ratio de perforación utilizando Jack leg 2.4mx3m con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

Diferencia entre las medias:

$$\bullet \quad \bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 137.6 - 34.33 = 103.27$$

Grado de libertad:

$$\bullet \quad g.l = \frac{\left(\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}\right)^2}{\frac{\left(\frac{s_1^2}{n}\right)^2}{n-1} + \frac{\left(\frac{s_2^2}{n}\right)^2}{n-1}} - 2 = 9.37$$

$$\bullet \quad g.l \approx 9$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación de error del 5%.

Tabla 4,15 t de Student para las dos muestras

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982

Fuente: curso de estadística 2012

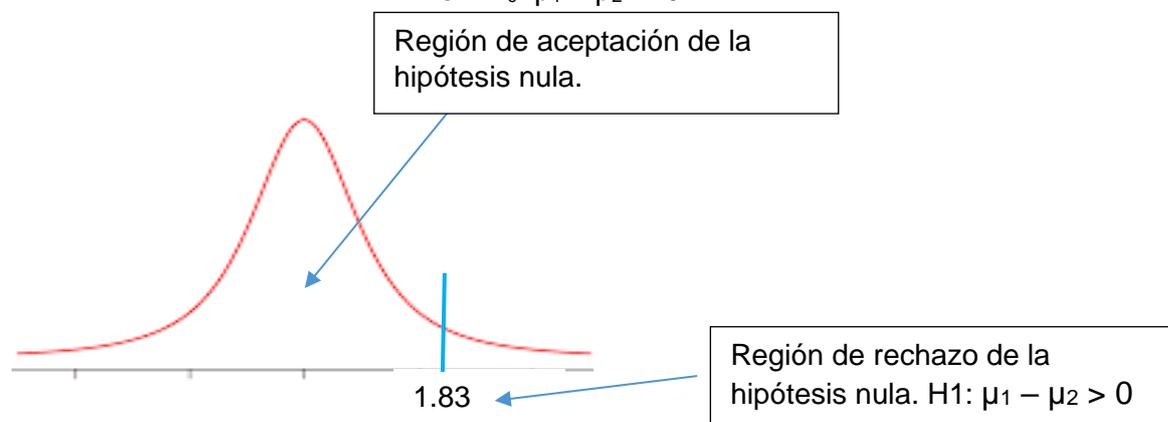
Entonces, para el t:

$$t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}}}$$

$$t = \frac{103.27}{0.988} = 37.06$$

Por Hipótesis Nula: Debe estar dentro del rango de 95%

$$H_0: \mu_1 - \mu_2 \leq 0$$



Dado que $t = 37.06$ es mayor que 1.83 , es decir cae en la zona de rechazo de la hipótesis nula es decir se acepta la hipótesis alternativa la cual nos dice que la diferencia de las medias es mayor a cero por tanto la media del ratio de perforación utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas (μ_1) es mayor a la media del ratio de perforación utilizando Jack leg (μ_2).

5.1.2 contrastación de las hipótesis específica h1b

μ_1 : ratio de sostenimiento mecanizado con Split set y malla electrosoldada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

μ_2 : ratio de sostenimiento convencional con Split set y malla electrosoldada utilizando Jack leg.

H_{0b} : $\mu_1 - \mu_2 \leq 0$ Región de aceptación de la hipótesis nula.

H_{1b} : $\mu_1 - \mu_2 > 0$ Región de rechazo de la hipótesis nula.

Diferencia entre las medias:

$$\bullet \quad \bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 4.79 - 2.83 = 1.96$$

Grado de libertad:

$$\bullet \quad g.l = \frac{\left(\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}\right)^2}{\frac{\left(\frac{s_1^2}{n}\right)^2}{n-1} + \frac{\left(\frac{s_2^2}{n}\right)^2}{n-1}} - 2 = 8.95$$

$$\bullet \quad g.l \approx 9$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación de error del 5%.

Tabla 4,16 t de Student para las dos muestras

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982

Fuente: curso de estadística 2012

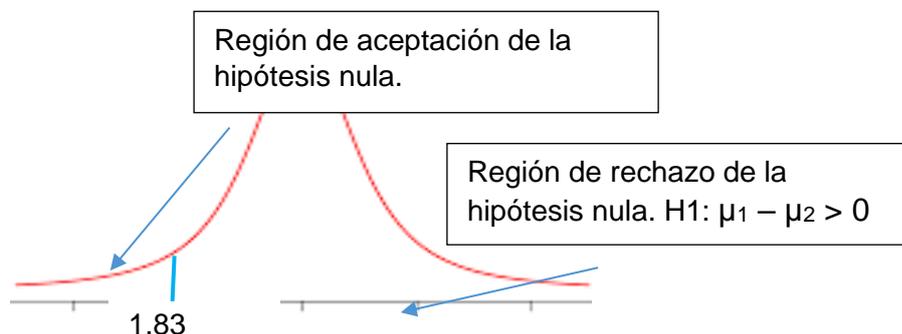
Entonces, para el t:

$$\bullet t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}}}$$

$$\bullet t = \frac{1.96}{0.091} = 6.49$$

Por Hipótesis Nula: Debe estar dentro del rango de 95%

$$\bullet H_0: \mu_1 - \mu_2 \leq 0$$



Dado que $t = 6.49$ es mayor que 1.83, cae en la zona de rechazo de la hipótesis nula es decir se acepta la hipótesis alternativa la cual nos dice que la diferencia de las medias es mayor a cero por tanto la media del ratio de sostenimiento mecanizado

con Split set y malla utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas es mayor a la media del ratio de sostenimiento convencional utilizando Jack leg.

5.2 Contrastación de la hipótesis general

5.2.1 Contrastación de la hipótesis general H1.

H1: La mecanización de la perforación y sostenimiento con equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas para secciones 2.4mx3m con tipo de roca III GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 reducirá el costo de operación en dólares por metro de avance.

● $H_0: \mu_1 - \mu_2 \leq 0$ Región de aceptación de la hipótesis nula.

● $H_1: \mu_1 - \mu_2 > 0$ Región de rechazo de la hipótesis nula.

μ_1 : costo de operación forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas.

μ_2 : costo de operación forma convencional utilizando Jack leg.

Diferencia entre las medias:

$$\bullet \quad \bar{x}_2 - \bar{x}_1 = 365.23 - 312.79 = 52.43$$

Grado de libertad:

$$\bullet \quad g.l = \frac{\left(\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}\right)^2}{\frac{\left(\frac{s_1^2}{n}\right)^2}{n-1} + \frac{\left(\frac{s_2^2}{n}\right)^2}{n-1}} - 2 = 15.94$$

$$\bullet \quad g.l \approx 16$$

Según este valor y buscando en la tabla:

Con significación de error del 5%.

Tabla 4,17 t de Student para las dos muestras.

Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982

Fuente: curso de estadística 2012

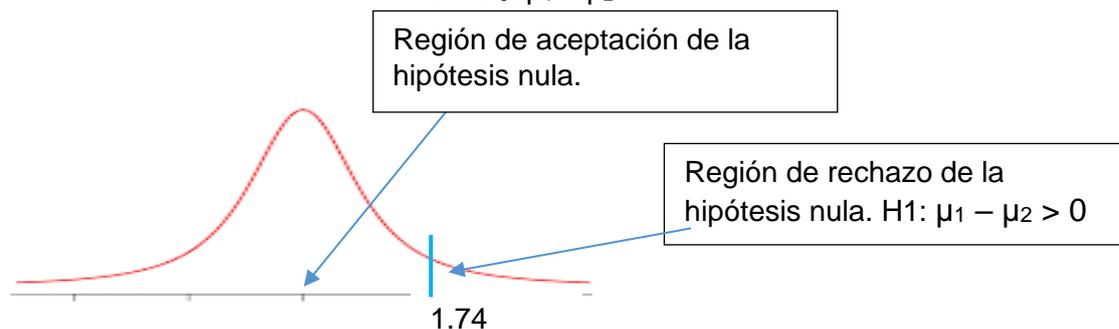
Entonces, para el t:

$$t = \frac{\bar{x}_2 - \bar{x}_1}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n} + \frac{s_2^2}{n}}}$$

$$t = \frac{52.43}{5.59} = 9.36$$

Por Hipótesis Nula: Debe estar dentro del rango de 95%

$$H_0: \mu_1 - \mu_2 \leq 0$$



Dado que $t = 9.36$ es mayor que 1.74 cae en la zona de rechazo de la hipótesis nula es decir se acepta la hipótesis alternativa la cual nos dice que la diferencia de las medias es mayor a cero por tanto la media del costo de operación por metro de avance de forma mecanizada utilizando jumbo de perforación frontal para vetas angostas es menor al costo de la forma convencional utilizando Jack leg.

CONCLUSIONES

- La perforación mecanizada con jumbo de perforación frontal para vetas angostas cuya longitud de taladro es 10 pies es más eficiente que la perforación convencional con Jack leg, cuya longitud de taladro es de 6pies en secciones de 2.4mx3m tipo de roca III con GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50. lográndose aumentar el ratio de perforación de 34 m/h con Jack leg a 137m/h con jumbo de perforación frontal para vetas angostas.
- El sostenimiento de labores temporales con Split set de 7 pies y malla electrosoldada 2.4mx25m(4”) con una distribución de 1.5m transversal y 1.05m longitudinal, realizado de forma mecanizada utilizando el jumbo de perforación frontal para vetas angostas es más eficiente que la forma convencional utilizando Jack leg lográndose aumentar el ratio de sostenimiento de 3m/h forma convencional a 5m/h forma mecanizada para secciones de 2.4mx3m con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.
- El costo de la mecanización de la perforación con equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas es menor que el costo de operación en dólares por metro de avance utilizando Jack leg lográndose reducir el costo operativo de 366\$/m forma convencional a 313\$/m forma mecanizada para secciones de 2.4mx3m con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.
- La mecanización de la perforación y sostenimiento lo cual implica realizar el cambio de operar con Jack leg a operar con equipo jumbo de perforación frontal para vetas angostas traerá un beneficio en el ahorro de 53\$/m de

avance para secciones de 2.4mx3m con tipo de roca III y GSI: F/R –MF/R-
F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50.

RECOMENDACIONES

- Implementar en todas las labores de preparación, desarrollo y exploración de vetas angostas el cambio de la perforación con Jack leg por la mecanización de la perforación haciendo uso de jumbos para perforación frontal de vetas angostas en secciones desde 1.5mx 2m a mas según la especificación técnica del jumbo de perforación frontal en vetas angostas que es el jumbo de menor dimensión que existe en el mercado.
- Implementar en todas las labores temporales con tipo de roca III y GSI: F/R – MF/R-F/P RMR 50-60; MF/P IF/R RMR 40-50 el sostenimiento Split set- malla electrosoldada haciendo uso de jumbo de perforación frontal para vetas angostas cuya viga de 6' a 10' retractil pueda ser maniobrada sin dificultad.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

Agreda, c. (2014). Clases de Perforacion valodura. Lima.

Arteaga, R. Z. (1997). Manual de evaluación técnico económico de proyecto de inversión. Madrid.

Bieniawski. (1989). Engineering Rock Mass Classifications. Pennsylvania.

Blinks, J. (2006). Elaboracion y caracterizacion de emulsiones estabilizados por polimeros y agentes tensioactivos. Aramberry.

Brañes, H. (2020). Jueves Minero Estudiantil: Retos del nuevo profesional en el 2020-2021. Lima.

Brañez, Gallardo, H. (2014). Planeamiento de minado. Lima.

Brañez, Gallardo, H. (2020). Jueves Minero Estudiantil: Retos del nuevo profesional en el 2020-2021. Lima.

Carrillo, M. R. (2002). Clasificacion geomecanica y analisis de estabilidad del macizo rocoso. Cartago.

Exsa,(2021). Manual practico de voladura. Lima.

Hoek, P. K. (1995). Support of underground excavations in hard rock. Toronto.

Hustrulid, W. H. (2001). Under ground mining methods,enginnering fundamentals and international case international. New York.

Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, (2021). Historia de la Minería en el Perú .

Obtenido de Youtube:

<https://www.youtube.com/watch?v=2PA2rQaE5sg&t=269s>

Kerlinger, F. (1979). Investigacion del comportamiento. Madrid.

*Kovari, K. a. (1975). Multiple failure state and strain controlled triaxial test, Rock
Mechanic, vol 7. New York.*

*Ñaupas, H. (2013). Metodologia de la investigacion cuantitativa ,cualitativa y
redaccion de la tesis. Bogota.*

*Ramirez, P. M. (2004). Mecanica de Rocas: Fundamentos e Ingenieria de taludes.
Madrid.*

*Rivas, C. (2021). Diseño de minado en vetas angostas para el control de calidad y
costos. Pasco.*

Salas, O. V. (2011). Ensayos triaxiales para suelos. San Pedro.

Sampieri, H. (2014). Metodologia de la investigacion. Lima.

*Seguridad Minera.(2021), DUAL 88: dos tareas para un solo equipo minero
subterráneo. Lima.*

ANEXOS

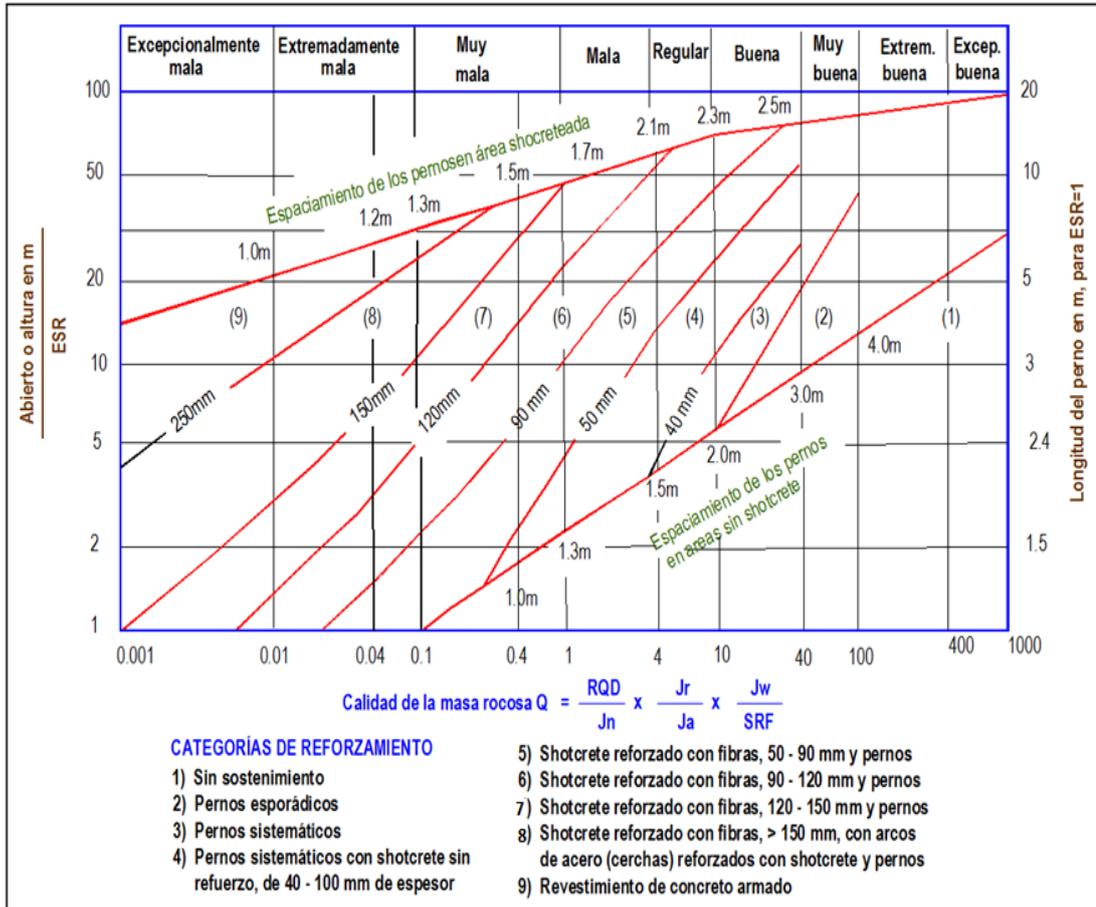
Anexo N°1: Abaco de Barton.

Anexo N°2: Programa de avance de minas en el centro del Perú.

Anexo N°3: Característica geomecánica de las rocas.

Anexo N°4: Sostenimiento artificial.

Anexo1: Abaco de Barton



Anexo 2: Programa de avances de minas en el centro de Perú.

FASE	LABOR	SECCIÓN	GRAD	TOTAL
DESARROLLO	RP227	3.5X3.5	-12%	10
PREPARACIÓN	CX288-4	3.5X3.5	1%	4
PREPARACIÓN	SN060-7E	2.4x3.0	1%	14
PREPARACIÓN	SN060-7W	2.4X3.0	1%	14
PREPARACIÓN	RP381	3.5X3.5	1%	6
PREPARACIÓN	SN380-4W	2.4X3.0	1%	14
PREPARACIÓN	SN288-4E	2.4X3.0	1%	14
PREPARACIÓN	SN288-4W	2.4X3.0	1%	14
PREPARACIÓN	SN288-4E	2.4X3.0	101%	14
PREPARACIÓN	RP660	3.0X3.0	15%	21
PREPARACIÓN	RP029	3.0X3.0	15%	21
PREPARACIÓN	RP028-2BS	3.0X3.0	-15%	21
EXPLORACIÓN	SN030-E	1.8X3.0	1%	14
EXPLORACIÓN	SN030-W	1.8X3.0	1%	14
DESARROLLO	BP330-W	3.5X3.5	1%	8
EXPLORACIÓN	GL810-E	1.8X3.0	1%	10.5
EXPLORACIÓN	GL810-W	1.8X3.0	1%	10.5
PREPARACIÓN	RP381	3.0X3.0	-12%	-
				210
EXPLORACIÓN	CX250	4.0X4.0	2%	-
EXPLORACIÓN	CX250-7	3.0X3.0	2%	35
EXPLORACIÓN	CX250-3	3.0X3.0	2%	30
EXPLORACIÓN	BP710	3.0X3.0	2%	-
EXPLORACIÓN	CX710	3.0X3.0	2%	15.0
EXPLORACIÓN	GL710	3.0X3.0	2%	6.0
EXPLORACIÓN	CX875	3.0X3.0	1%	-
EXPLORACIÓN	CM140	3.0X3.0	1%	-
				53.5
INVERSIÓN	CH RC 200	3.0X3.0	89°	26.0
				26.0
PREPARACION	SN767	1.8X3.0	-1%	15.0
PREPARACIÓN	RP218	2.7X3.0	-15%	4.5
PREPARACIÓN	RP884-BS	2.7X3.0	-15%	18.9
EXPLORACIÓN	CH884-E	1.5X1.5	80°	9.6
EXPLORACIÓN	CH884-W	1.5X1.5	80°	7.2
PREPARACIÓN	CH436	1.5X1.5	75°	16.8
				74.1
EXPLORACIÓN	CX200	4.0X4.0	2%	2.0
EXPLORACIÓN	CM615	4.0X4.0	2%	10.0
EXPLORACIÓN	BP976	3.0X3.0	2%	16.8
EXPLORACIÓN	CX528	2.7x3.0	1%	4.0
EXPLORACIÓN	GL595	1.8X3.0	1%	21.0
PREPARACIÓN	CX800	2.7X3.0	-8%	10.5
EXPLORACIÓN	VN079	3.0X3.0	2%	8.0

EXPLORACIÓN	RP200	3.0X3.0	14%	29.4
PREPARACIÓN	SN250-13W	1.8X3.0	1%	7.5
EXPLORACIÓN	SN250-14E	1.8X3.0	1%	14.0
EXPLORACIÓN	SN519-1E	1.8X3.0	1%	16.5
EXPLORACIÓN	CH519	1.5X1.5	75°	6.0
EXPLORACIÓN	CH800	1.5X1.5	75°	10.5
PREPARACIÓN	RP518	2.7X3.0	15%	20.0
				172
				467

FASE	NIVEL	LABOR	VETA	Metros	Ancho (Pies)	Altura (Pies)	OBJETIVO
Exploracion	11	XC 115 SE	OROYA PISO 2	30.00	9	9	Acceso al block Económico Probado 65 y Probable 66: 4010 TMS AV 0.31 m, A.M. 0.80 m Ag 7.45 Oz/TC, Pb 1.24%, Cu 0.38%, Zn 1.26%.
	18	BY PASS 512 NE	MARIANA	50.00	10	10	Explorar Veta Mariana que se ha definido N 86° E con los taladros XRD 32 y 33 , a 4 metros paralela al BP 512 NE
	18	VEN 180 NW	MARIANA	10.00	9	9	Control de la veta Mariana desde el BP 512 NE
	TOTAL EXPLORACIONES				90.00		
Desarrollo	12	CH 300	OROYA PISO 2	5.00	4	8	Desarrollo blocks. 78 y 79 : 1,080 TMS, AV 0.37 m, AM 0.80 m, Ag 7.33 Oz/TC, Pb 1.08%, Cu 0.35%, Zn 1.13%.
	15	CH 235	OROYA	20.00	4	8	Desarrollo blocks. P336 : 3,920 TMS, AV 0.77, AM 0.90 m, Ag 2.93 Oz/TC, Pb 0.49%, Cu 0.89%, Zn 0.54%.
	17	GL 041 NE	MARIANA	50.00	10	10	Desarrollo Clavo economico del NV 17Long. 162 m, AV 1.62 m, Ag 2.90 Oz/TC, Pb 3.60%, Cu 0.49%, Zn 3.60%.
	TOTAL DESARROLLOS				75.00		
Preparacion	11	CAM 312 NE	OROYA PISO 2	8.00	10	10	Camara de carguio para el avance del XC 312 SE
	14	SN 006 NE	OROYA	15.00	8	10	Recuperacion de Block 3000 tms AV 2.1, AM 2.4 m, Ag 5.46 Oz/TC, Pb 0.55%, Cu 0.31%, Zn 0.90%.
	15	SN 204 SW	OROYA PISO 2	20.00	8	10	Preparar blocks. 35000 MS, AV 2.1, AM 2.4 m, Ag 5.46 Oz/TC, Pb 0.55%, Cu 0.31%, Zn 0.90%.
	16	XC 312 NW	OROYA	10.00	10	10	Recuperacion de blocks. Acceso al block 3130TMS, AV 0.37 AM 0.80 m, Ag 6.15 Oz/TC, Pb 0.98%, Cu 0.37%, Zn 1.28%.
	16	SN 203 NE	OROYA PISO 2	15.00	8	10	Preparar blocks. 3370TMS, AV 2.1, AM 2.4 m, Ag 9.51 Oz/TC, Pb 1.32%, Cu 0.54%, Zn 1.37%.
	16	SN203SW	OROYA PISO 2	15.00	8	10	Preparar blocks. 57 3370TMS, AV 2.1, AM 2.4 m, Ag 9.51 Oz/TC, Pb 1.32%, Cu 0.54%, Zn 1.37%.
	17	CAM 670 NW	MARIANA	8.00	9	9	camara de carguio para el avance de la GL 041 NE
	18	CAM 080 SE	MARIANA	8.00	9	9	Camara de carguio para el avance del BP 512 NE
	23	XC 312 SW	OROYA	25.00	10	10	Labor hacia el RB de drenaje.
	TOTAL PREPARACION				129.00		

Anexo 3: Características geomecánica de la roca.

TIPO DE ROCA		RMR	COLOR	GSI	TIPO DE SOSTENIMIENTO
BUENA	II	61-80	AZUL	F/R	Sin soporte - Perno Ocasional - Perno y malla ocasional
REGULAR	III-A	51-60	VERDE	F/R, MF/R, F/P	Malla + P. sistemático de 7' de fricción o compresión (E: 1.5x1.5m)
REGULAR	III-B	41-50	AMARILLO	IF/R, MF/P,	Malla + P. sistemático de 7' de fricción o compresión (E: 1.2x1.2m)
MALA	IV-A	31-40	ANARANJADO	MF/P, IF/P, MF/MP	Shot (e=2") ó Malla + P. sistemático de 7' de compresión (E: 1.2x1.2m)
MALA	IV-B	21-30	ROJO	MF/MP, IF/P, IF/MP	Shot (e=2") + Malla + P. sistemático de compresión 7" (E: 1.2 x 1.2m) + Shot (e=1") sobre malla
MUY MALA	V	< 20	MARRÓN	IF/MP, T/MP, T/P	Shot (e=2") + Malla + P. sistemático de compresión 7" (E: 1.2 x 1.2m) + Shot (e=2") sobre malla

Anexo 4 Sostenimiento artificial

