

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“INFLUENCIA DE LOS FACTORES TÉCNICOS - OPERACIONALES EN EL RENDIMIENTO DE LOS ACEROS DE PERFORACIÓN USADOS EN LAS LABORES DE DESARROLLO EN LA UNIDAD MINERA HUANCAPETI”

**PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

PRESENTADO POR:

**BACH. JAPHERSON URIEL ZAPANA
ALARCÓN**

ASESOR:

ING. MÁXIMO VÍCTOR MAYTA LINO

CUSCO – PERÚ

2022

DEDICATORIA

A Dios que ilumina y siempre guía mi vida.

A mis padres Uriel y Elizabeth, por todo el apoyo en cada etapa de mi vida.

A mi hermana Lucy, mi fortaleza para seguir adelante y cumplir mis metas trazadas.

A Dom, mi compañero fiel que siempre estará en mi corazón.

A mis amigos, quienes estuvieron y están conmigo siempre con apoyo y consejos.

AGRADECIMIENTO

A dios mi padre por darme la sabiduría necesaria para culminar esta etapa en mi vida.

A mi casa de estudios Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco mi Alma Mater y de manera muy especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, haciendo una mención muy especial el mismo a los docentes, por los conocimientos y enseñanzas impartidos durante todos los años de estudio.

A la compañía Minera Lincuna- Unidad Huancapeti, y a los ingenieros de las diferentes áreas por brindarme su apoyo y conocimiento para realizar la presente tesis.

PRESENTACIÓN

El presente trabajo de investigación tiene lugar en la Mina Huancapeti de la Cía. Minera Lincuna, una mina polimetálica ubicada en Huaraz. La perforación de rocas es ejecutada con los aceros de la empresa Robit, que viene suministrando dicho insumo desde el 2019.

Los aceros de perforación que se utilizan en la operación minera son por un contrato de metro perforado, donde la empresa Robit valoriza de acuerdo con los metros perforados, independientemente del rendimiento que puedas lograr. Es decir, que podrías ser rendimientos muy bajos, pero que finalmente el cliente reconocerá solo lo ejecutado, indistinto de la cantidad de aceros que se emplearon para ello.

En el capítulo I, se describe el problema que se presenta en la mina Huancapeti para la empresa Robit, ya que los rendimientos están por debajo de su presupuesto inicial, generando sobre costos y diluyendo la utilidad prevista. También se ha seleccionado las principales variables independientes en su 3 categorías o factores, con sus respectivos indicadores.

En el capítulo II, se hace una revisión al estado del arte y marco teórico, que son base informativa para la construcción de los principales análisis de la presente investigación. Inclusive se da una narrativa especial a los principales conceptos de la gestión del mantenimiento, dado que tiene una influencia directa y que será cuantificada como causa del rendimiento de los aceros.

Las generalidades del caso de estudio, la mina Huancapeti se encuentra en el capítulo III, donde se describe de la ubicación, aspectos geológicos y de gestión operacional. Los métodos de explotación son descritos para entender la variabilidad de consumo de aceros de acuerdo con la malla de perforación que se requiera. En la parte final del capítulo se visualiza las principales mallas de perforación, cuya información es el input para la planificación de voladuras en la unidad minera.

En el capítulo IV, se observa el análisis cuantitativo de cada variable independiente respecto a la variable dependiente. Primero se halla el grado de correlación entre cada variable y luego a través del método numérico de regresión lineal, se obtiene el porcentaje de contribución de cada variable. Esta información es relevante para pasar a una etapa de optimización, tomando como punto de acción la variable de mayor contribución identificada.

Finalmente, en el capítulo V se prepara unas tablas comparativas entre los 3 escenarios de la investigación. Un escenario base, que viene a ser el diagnóstico desde la información de gabinete de la unidad minera. Luego se tiene la información obtenida desde campo y los resultados luego de la implementación de las recomendaciones técnico-operacionales.

ÍNDICE GENERAL

Dedicatoria	II
Agradecimiento	III
PRESENTACIÓN.....	IV
Índice General	V
Índice de tablas.....	VII
Índice de gráficos	VIII
Índice de ilustraciones	IX
Resumen.....	XI
Abstract.....	XII
Introducción	XIII
1. Capítulo I Problemática de la investigación	14
1.1. Descripción del problema.....	14
1.2. Formulación del problema.....	15
1.3. Problemas específicos	15
1.4. Objetivo de la investigación.....	15
1.5. Justificación del Estudio	16
1.6. Alcances y limitaciones	16
1.7. Hipótesis	16
1.8. Identificación de variables e Indicadores	17
1.9. Diseño Metodológico de la Investigación.....	18
2. Capítulo II Marco teórico.....	21
2.1. Marco teórico referencial.....	21
2.2. Marco Teórico Conceptual.....	23
2.3. Gestión de mantenimiento.....	48
2.4. Gestión de capacitación y entrenamiento	54
3. Capítulo III ÁMBITO de estudio	57
3.1. Unidad de estudio	57
3.2. Fisiografía.....	60
3.3. Aspectos Geológicos.....	61
3.4. Reservas minerales	71
3.5. Método de explotación.....	73
4. Capítulo IV Aceros de perforación y factores técnico-operacionales que influyen en su rendimiento.....	90
4.1. Aceros de Perforación.....	90

4.2.	Labores de desarrollo donde se desarrolla la investigación.....	92
4.3.	Cálculos.....	106
5.	Capítulo V ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	109
5.1.	Factores de operación.....	109
5.2.	Pruebas de Hipótesis	116
5.3.	Comparativa de resultados	118
6.	Conclusiones	122
7.	Recomendaciones	123
8.	Bibliografía	124
9.	Anexos	127
9.1.	Anexo 1	127
9.2.	Anexo 2	128
9.3.	Anexo 3	132
9.4.	Anexo 4.....	133
9.5.	Anexo 5	136
9.6.	Anexo 6.....	138
9.7.	Anexo 7	140

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Operacionalización de variables.....	17
Tabla 2	Clasificación del macizo rocoso en unción del RMR.....	46
Tabla 3	Tabla de Sistema de clasificación RMR U.M Huancapeti	46
Tabla 4	Tabla de rendimientos de los aceros según clasificación RMR	46
Tabla 5	Unidades Litoestratigráfica Unidad Minera Huancapeti.	62
Tabla 6	Clasificación de la masa rocosa.....	68
Tabla 7	Clasificación de la masa rocosa en la mina Coturcan	68
Tabla 8	Tabla geomecanica U.M. Huancapeti.....	69
Tabla 9	Tabla de geomecanica sostenimiento U.M. HuancapetiFuente: Geomecánica Unidad Minera Huancapeti	69
Tabla 10	Resumen de Reservas	72
Tabla 11	Aceros de Perforación en la Unidad Minera Huancapeti	92
Tabla 12	Presiones de trabajo.....	99
Tabla 13	Cambios de aceros en tipo de roca IIIA/B.....	105
Tabla 14	Productividad según tipo de acero en Metros Perforados (MP).....	105
Tabla 15	dt y C para cálculo de número de taladros.....	108
Tabla 16	Valores del coeficiente de correlación de pearson	116
Tabla 17	Coeficiente correlación Hipótesis general.....	117
Tabla 18	Coeficiente correlación Hipótesis específica 1.....	117
Tabla 19	Coeficiente correlación Hipótesis específica 2.....	118
Tabla 20	Coeficiente correlación Hipótesis específica 3.....	118
Tabla 21	Comparativa de costos.....	119
Tabla 22	Comparativa de costos	120
Tabla 23	Recursos y Reservas Hércules.....	128
.Tabla 24	Recursos y Reservas Coturcan	129
Tabla 25	Recursos y Reservas Caridad	130
Tabla 26	Resumen de Recursos.....	131
Tabla 27	Métodos de explotación, según la potencia y la calidad de la roca	132
Tabla 28	Labores observadas	133

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1	Terminología del mantenimiento según EN-13306.....	48
Gráfico 2	Frecuencia de diámetro anular centralizador.....	95
Gráfico 3	Frecuencia del diámetro de broca.....	97
Gráfico 4	Diámetro crítico de broca y metros perforados	98
Gráfico 5	Histograma de metros perforados.....	103
Gráfico 6	Afilado de aceros.....	105
Gráfico 7	Rendimiento por broca considerando presión de avance	109
Gráfico 8	Ajuste lineal de datos con presión de avance	110
Gráfico 9	Rendimiento por broca considerando presión de percusión.....	111
Gráfico 10	Ajuste lineal de datos con presión de Percusión.....	112
Gráfico 11	Rendimiento por broca considerando presión de rotación	113
Gráfico 12	Ajuste lineal de datos con presión de Rotación.....	114
Gráfico 13	Análisis del modelo de regresión	115
Gráfico 14	Gráfico de contorno del rendimiento vs la presión de rotación y percusión	116
Gráfico 15	Comparativa de rendimiento de aceros	119
Gráfico 16	Confiabilidad de equipos de perforación.....	121

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1	Ángulo de perfil de 70° Rosca R	25
Ilustración 2	Ángulo de perfil de 55° Rosca T	26
Ilustración 3	Ángulo parecido de rosca C a rosca T	26
Ilustración 4	Ángulo parecido de rosca C a rosca T	26
Ilustración 5	Shank COP para diferentes tipos de perforadoras	27
Ilustración 6	Acople T38	28
Ilustración 7	Barra T38 – H35 – R32	29
Ilustración 8	Barra MF	30
Ilustración 9	Broca de botones esféricos	31
Ilustración 10	Broca el frente	32
Ilustración 11	Broca de faldón liso y faldón retráctil (de izquierda a derecha)	32
Ilustración 12	Broca de faldón liso y faldón retráctil (de izquierda a derecha)	33
Ilustración 13	Ciclo de Minado	34
Ilustración 14	Mecanismo de Percusión	36
Ilustración 15	Mecanismo de penetración de la perforadora	36
Ilustración 16	RPM según diámetro de Broca	39
Ilustración 17	Tipos de roca de acuerdo con su dureza	40
Ilustración 18	Testigos de perforaciones diamantinas.	42
Ilustración 19	Análisis dimensional del macizo rocoso.....	42
Ilustración 20	Valoración del Macizo Rcoso RMR BIENAWSKI.....	44
Ilustración 21	Índice de resistencia a la compresión en Campo.	44
Ilustración 22	Condiciones estructurales considerados en Campo para el cálculo RMR	45
Ilustración 23	Tipos de mantenimiento según norma AFNOR NFX 60-010	49
Ilustración 24	Cálculo de Disponibilidad Mecánica	51
Ilustración 25	Beneficios de la capacitación.....	55
Ilustración 26	Pasos en la preparación de un programa de capacitación	56
Ilustración 27	Ubicación UEA Huancapeti	58
Ilustración 28	Columna Estratigráfica	65
Ilustración 29	Sección Geológica Longitudinal.....	67
Ilustración 30	Método de minado de Corte y Relleno ascendente en breasting - Mina.....	75
Ilustración 31	Método de minado Corte y Relleno ascendente en realce - Mina.....	81
Ilustración 32	Método de minado con Taladros Largos - Mina.....	83
Ilustración 33	Método de minado Shirinkage - Mina Coturcan alto - Caridad.....	86
Ilustración 34	Diseño de malla sección 4.0 x 4.0 Tipo de Roca II	87
Ilustración 35	Diseño de malla Sección 3.5 x 3.5 Tipo de Roca II.....	88
Ilustración 36	Diseño de malla Sección 3.0 x 3.0 Tipo Roca II	89
Ilustración 37	Inspección en Campo J-06.....	90
Ilustración 38	Jumbo DD210 SANDVICK	91
Ilustración 39	Perforadora HLX5 SANDVICK.....	91

Ilustración 40	Labores de recolección de datos	93
Ilustración 41	Desgaste de centralizador	94
Ilustración 42	Medición del diámetro crítico de la broca	96
Ilustración 43	Tablero de control Sandvik DD210	98
Ilustración 44	Pérdida de inserto por percusión en vacío	99
Ilustración 45	Desgaste de los hilos en las uniones	100
Ilustración 46	Daños en elementos de columna de perforación.....	101
Ilustración 47	Degaste de insertos periféricos por excesiva presión de rotación.....	102
Ilustración 48	Equipo de afilado.....	104
Ilustración 49	Distribución de taladros en una malla 3.5 x 3.5.....	108
Ilustración 50	Desgaste excesivo de los insertos periféricos	113
Ilustración 51	Sección Longitudinal del yacimiento	127
Ilustración 52	Software minitab.....	136
Ilustración 53	Software minitab.....	137
Ilustración 54	Software minitab.....	137
Ilustración 55	Software Spss..	138
Ilustración 56	Software Spss..	139
Ilustración 57	Software Spss..	139
Ilustración 58	Reporte de Campo	140
Ilustración 59	Reporte de Campo	141
Ilustración 60	Reporte de Campo	142
Ilustración 61	Reporte de Jumbo	143
Ilustración 62	Inspección en campo	144
Ilustración 57	Inspección en campo	144

RESUMEN

La industria minera a lo largo del tiempo ha tercerizado sus servicios con empresas especializadas, a fin de hacerlo más efectivo y a menor costo. Lo mismo ha sucedido con los insumos para la minería. En ese sentido, los aceros de perforación están dentro de los 5 primeros insumos con mayor costo a la operación y por lo mismo, requiere una atención técnica que permita prolongar su vida útil, o lo mismo que equivale a decir “rendimiento” a través de la identificación de factores técnico-operacionales, pero, sobre todo, cuantificar el efecto de cada uno de ellos en el rendimiento de los aceros de perforación.

La correlación entre las variables de esta investigación ha sido el método que ha permitido en una primera instancia seleccionar adecuadamente a las variables independientes, para que posteriormente a través de la regresión lineal, se calcule el porcentaje de contribución de cada variable. Este último proceso se calcula gracias al software estadístico Minitab.

La presente investigación tuvo como objetivo determinar la influencia de los factores técnico-operacionales en el rendimiento de los aceros de perforación en la mina Huancapeti. La investigación fue del tipo aplicada, con alcance correlacional y diseño no experimental. Como resultado general se obtuvo un coeficiente de correlación positiva de 0.26512 lo que indica una influencia positiva entre los factores técnicos operacionales en el rendimiento de los aceros de perforación.

En la parte final de la investigación se describen los resultados a nivel operativo como también del beneficio económico obtenido. De esta manera, la investigación permite a la comunidad minera encaminarse de manera más eficiente a la identificación de las variables adecuadas para el estudio y la valoración de los mismos. De otro modo, no sería posible hablar de una etapa de optimización.

Palabras clave: Aceros, rendimiento, factores técnicos operacionales, correlación.

ABSTRACT

The mining industry over time has outsourced its services to specialized companies in order to make it more effective and lower costs. The same has happened with mining supplies. In this sense, drilling steels are among the top 5 inputs with the highest cost to the operation and therefore require technical attention to extend their useful life, or what amounts to "performance" through the identification of technical-operational factors, but above all, to quantify the effect of each one of them on the performance of drilling steels.

The correlation between the variables of this research has been the method that has allowed in the first instance to adequately select the independent variables, so that later through linear regression, the percentage of contribution of each variable is calculated. This last process is calculated thanks to the Minitab statistical software.

The objective of this research was to determine the influence of technical-operational factors on the performance of drilling steels in the Huancapeti mine. The research was of the applied type, with correlational scope and non-experimental design. As a general result, a positive correlation coefficient of 0.26512 was obtained, which indicates a positive influence between the technical-operational factors on the performance of drilling steels.

The final part of the research describes the results at the operational level as well as the economic benefit obtained. In this way, the research allows the mining community to more efficiently identify the appropriate variables for the study and the valuation of the same. Otherwise, it would not be possible to speak of an optimization stage.

Keywords: Steels, performance, operational technical factors, correlation.

INTRODUCCIÓN

Los rendimientos de los aceros o también bien llamado vida útil, tiene un origen ideal de acuerdo con el fabricante, valores que pueden cambiar dependiendo de las condiciones en las que se sometan. No obstante, los rendimientos no solo buscan abaratar los costes de la operación sino también reducir tiempos no programados, como aquellas paradas para hacer el cambio de aceros en campo ante rupturas súbitas.

Se sabe que los rendimientos deberían estar en los 300 metros perforados por unidad, en el caso de las brocas, pero en el levantamiento de información tanto de gabinete como de campo, se observa que los resultados distan de lo ideal. Lo mismo sucede con el resto de los elementos de la columna de perforación.

Un problema típico que origina la presente investigación, es la ausencia de métodos para identificar las causas más influyentes en el resultado. Teniendo que usar sus recursos para encontrar soluciones, pero teniendo como base la intuición y supuestos empíricos. Así, como se describió, podría resultar efectivo, pero no eficiente, ya que las pruebas de barrido justamente se caracterizan por la inversión de grandes cantidades de tiempo.

El know-how de la empresa Robit canalizado por el personal idóneo permite al personal operativo conocer de forma clara la relación que existe entre las variables independientes de esta investigación y su influencia en la variable dependiente.

La contribución de la investigación permite a la comunidad minera replicar la metodología de identificación de causas relevantes en un fenómeno dado, como la perforación de rocas. También permite dejar en claro, que no se puede optimizar un proceso sin conocer por dónde empezar las mejoras, sin conocer la variable a enfocarse en un plan de mejora continua.

La investigación tiene un enfoque mixto, en vista de que muchos factores pueden ser medidos a través de instrumentos propios del equipo. Pero también variables que pueden ser medidos por observación directa.

Este caso de estudio no busca replicarse en otros proyectos de forma completa, pero sí como etapa inicial de esos procesos.

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Descripción del problema

La actividad minera, tanto en tajo abierto o subterráneo, comienza con la perforación de rocas, donde la interacción que se da entre la máquina perforadora y el operador es de vital importancia. Por ello, la mayoría de las compañías mineras tienden a adquirir equipos de elevada velocidad de penetración y tecnología avanzada, como respuesta principal a la necesidad de hacer sus operaciones más productivas en un contexto donde la variable no controlable es el VAN, así como lo es el precio de los metales.

Para hacer de una operación de cualquier índole productiva, se maneja el siguiente precepto: “Producir más con lo mismo o producir lo mismo con menos”. Considerando que las minas en general manejan un planeamiento a largo plazo, resulta improbable e inadecuado producir más con lo mismo ya que las plantas están dimensionadas para una capacidad determinada, pero si es posible producir lo mismo con menos. En el contexto de la preparación de la mina sucede lo mismo, si el cumplimiento del programa es 100% no es posible incrementar, ya que este obedece a un plan de minado, pero si podría producirse el mismo avance, pero con menor costo, pero lo que sucede en muchas minas y este es el caso de la mina Huancapeti, los avances están por debajo del 100%, entonces la figura debe ser incrementar estos avances con los mismos recursos.

Dentro de las causas que restringen al cumplimiento del programa de avances está las paradas de los equipos, porque evidentemente al ser una mina sin rieles, el rendimiento encadenado es susceptible a la parada de un solo equipo. Los Jumbos por ejemplo presentan paradas por causas de diferente índole, entre ellas por rotura de

aceros, que podrían ser evitados con cambios preventivos de los mismos, por los rendimientos que poseen.

El problema radica en no conocer los rendimientos de los aceros de perforación por cada tipo de equipo y calidad de roca, para hacer el reemplazo en forma planificada y de manera preventiva, así se evitaría pérdidas de disparo, los cuales se traducen en pérdida de metros de avance. Disparos que contribuirían al cumplimiento del programa de avances. El supuesto que se maneja para este problema es que desconocen la importancia de los aceros en la perforación para ejecutar los disparos y en el afán de querer usar estos hasta el límite se generan estos desvíos en el proceso productivo. El problema en cuestión está asociado a la supervisión, al no identificar los parámetros operacionales adecuados para optimizar adecuadamente la vida útil de los aceros y en el descontrol sobre ellos para hacer los cambios preventivamente, sin la necesidad de usarlos hasta una ruptura súbita.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo influyen los factores técnico-operacionales en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti?

1.3. Problemas específicos

- ¿Cómo influye los factores de mantenimiento en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti?
- ¿Cómo influye los factores de operación en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti?
- ¿Cómo influye los factores de productividad en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unida Minera Huancapeti?

1.4. Objetivo de la investigación

1.4.1. Objetivo general

Determinar la influencia de los factores técnico-operacionales en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.

1.4.2. Objetivos específicos

- ✓ Determinar la influencia de los factores de mantenimiento en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.
- ✓ Determinar la influencia de los factores de operación en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.
- ✓ Determinar la influencia de los factores de productividad en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.

1.5. Justificación del Estudio

La industria minera se caracteriza por ser tomador de precios, quiere decir que al ser el mercado quien dispone los precios de los metales, las empresas mineras si quieren mejorar la utilidad operacional, tienen que enfocarse en la reducción de sus costos, o sea ser más productivos.

Los aceros de perforación están dentro del grupo de los insumos más caros para la operación minera. La presente tesis permitirá reducir estos costos de manera sostenible. De esta manera se agregará valor a la utilidad alcanzada.

1.6. Alcances y limitaciones

Los aceros de perforación son usados para las operaciones unitarias de perforación en preparación, desarrollo y explotación. Son en estas operaciones que la investigación tiene alcance. Otra operación unitaria que hace uso de los aceros es el sostenimiento, operación que queda fuera de la presente investigación por tratarse de equipos distintos. De esta manera se evita el sesgo estadístico al compararlos.

1.7. Hipótesis

1.7.1. Hipótesis General

Los factores técnicos operacionales influyen significativamente en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.

1.7.2. Hipótesis Específicos

- ✓ Los factores de mantenimiento influyen significativamente en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.
- ✓ Los factores de operación influyen significativamente en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.
- ✓ Los factores de productividad influyen significativamente en el rendimiento de los aceros de perforación en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapeti.

1.8. Identificación de variables e Indicadores

1.8.1. Variables

1.8.1.1. Variables Independiente

- Factores Técnico-Operacionales.

1.8.1.2. Variable Dependiente

- Rendimiento de los Aceros de Perforación

1.8.1.3. Indicadores

- Metros perforados
- Diámetros críticos
- Controles operacionales
- Tablero de control de aceros

Tabla 1
Operacionalización de variables

Variable	Factor	Indicador
INDEPENDIENTE: Factores Técnicos Operacionales	Mantenimiento	Diámetro anular Centralizador Diámetro Crítico broca
	Operaciones	Percusión Rotación Avance
	Productividad	Control de varillaje (Aceros)
DEPENDIENTE: Rendimientos de los Aceros de Perforación	Perforación de Rocas por acero	Metros Perforados

Fuente: Elaboración propia.

1.9. Diseño Metodológico de la Investigación

1.9.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación fue aplicada con alcance descriptivo-correlacional, porque se empezó a describir de manera específica los aceros de perforación, las partes de las perforadoras (DD 210 SANDVICK) y los procedimientos de perforación que se deben utilizar para aumentar el rendimiento de los aceros de perforación, y, además, se buscó una relación significativa entre ambas variables. (Hernández, 2014) indica que la investigación aplicada es aquella que utiliza conocimientos para dar solución o respuestas a un problema, por otra parte, también indica que la investigación con alcance descriptivo-correlacional es aquella que de los resultados obtenido describe los fenómenos para llegar a una conclusión y que busca una correlación entre dos o más variables.

1.9.2. Población y Muestra

1.9.2.1. Población

La población está representada por la cantidad de frentes perforados que realiza la flota de jumbos (DD210) por año 4928 disparos. Que es la representación de frentes perforados anuales considerando que se tiene 5 jumbos (DD 210 SANDVICK), y que la cantidad de frentes que se perfora por día es de 3.

1.9.2.2. Muestra

$$n = \frac{z^2 \sigma^2 N}{e^2(N - 1) + z^2 \sigma^2}$$

$$n = \frac{1.96^2 0.5^2 4928}{0.1^2(4928 - 1) + 1.96^2 0.5^2}$$

$$n = 94 \quad \text{Frentes Perforados}$$

Donde:

- n = Es la representación del tamaño de la muestra poblacional a obtener.
- N = Es el tamaño de la población total. Esta dada por 4928 frentes perforados.
- σ = Representa la desviación estándar de la población. En caso se desconozca este dato es común utilizar un valor de constante que equivale a 0.5
- Z = Es el valor obtenido mediante niveles de confianza. $Z = (2.58$ y $1.96)$ dependiendo el nivel de confianza, en la investigación $95\% = 1.96$ valor mínimo aceptable.
- e = Nos indica el límite aceptable de error maestro, generalmente va de 1% al 9%, siendo 5% el valor estándar usado en las investigaciones.

Que habiendo reemplazado los valores acordes a la presente investigación en la fórmula antes mencionada, obtenemos un tamaño de muestra $n=94$. (94 frentes perforados).

Debido a las variaciones que se presentan en el ciclo operativo de la mina, como son: equipos inoperativos, labores con condición subestándar, falta de personal y entre otros. De los 94 frentes a perforar, se llegó a recolectar una muestra de 69 frentes perforados durante el tiempo establecido en el plan de trabajo (3 meses). cabe resaltar que la muestra tomada será validada con el nivel de significancia en el capítulo IV.

1.9.3. Limitaciones

La investigación estuvo limitada por la capacidad de poder realizar mayor cantidad de recolección de datos in situ, además de la coyuntura nacional por la pandemia y la disponibilidad de recursos para lograr una mayor recolección de datos.

1.9.4. Técnica de Recolección de datos

La técnica utilizada fue la observación directa durante la operación unitaria de perforación y la recopilación de los indicadores del área de

productividad de la unidad minera. Es decir, lo proporcionó el área de productividad de la empresa minera.

1.9.5. Procesamiento de Análisis de Datos

Los datos procesados se tabularon, analizaron e interpretaron utilizando procedimientos estadísticos, con tablas y gráficos para darle sentido. Se utilizaron medidas de tendencia central (media). Varianza o dispersión (varianza o desviación estándar) y confirmación de la descripción por contraste de hipótesis.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Marco teórico referencial

2.1.1. Antecedentes del problema

(González, 2016) “Evaluación de parámetros de perforación en barrenos y correlación con la geología del terreno”. Escuela Técnica Superior de ingenieros de Minas y Energía – España. Donde analizó las propiedades características de las máquinas utilizadas para perforar y de los sistemas de medida continuos durante la operación de perforación de barrenos. Realizó un análisis literario de investigaciones a nivel mundial desde 1990. Determinó que si existe variación de los parámetros de perforación y estos proporcionan información relevante para estimar características como dureza y fracturas de la roca. Los metros perforados tienen mucha dependencia de las características de la perforación.

(Pancca, 2020) “Mejora de los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la cortada Milagros de la empresa minera CAMBIO S.A. – Arequipa”. Universidad Nacional del Altiplano – Puno. Donde evaluó la mejora de parámetros de voladura y perforación en una mina de la ciudad de Arequipa. El investigador determinó características geotécnicas del macizo rocoso, elección de modelo Holmberg y elaboró el mapa geotécnico. Obtuvo como resultados una reducción de la cantidad de taladros a 36 unidades, factor de carga a 1.93 kg/m³ y una mejora de 1.12 m.

(Quito & Babilonia, 2020) *“Análisis de la vida útil de aceros de perforación para evaluar costos operativos en galerías Compañía Minera San Cristóbal S.A.A.”*. Universidad Continental - Junín. Se buscó optimizar los aceros de perforación, analizaron factores involucrados y parámetros en el área de estudio. Concluyeron con la determinación de que la velocidad de perforación tiene influencia delafilado de brocas, mientras mayores metros de perforación, mayor desgaste de broca, elafilado genera incremento de la vida útil tanto de la broca como de otros aceros involucrados en la perforación.

(Oré, 2019) *“Optimización en el uso de aceros de perforación para el método de minado Bench and Fill en la Veta Mary unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A.”*. Universidad Continental – Junín. Tuvo como objetivo realizar la optimización de aceros de perforación en la Veta Mary, tajo 120 EW del nivel 1120, realizó el control de parámetros y factores de perforación, el tipo de roca que será perforada, intervalos deafilamiento y la experticia del operario, son algunos de los elementos que el investigador tuvo en consideración para el aumento del rendimiento de la perforación y la reducción de costos de operación. Determinó que la velocidad depende delafilado de la broca, mientras más metros se perfore, mayor desgaste de broca por lo que disminuye la perforación. El investigador obtuvo que, con una broca de 64 mm, 10 metros más de perforación al mes, con la rimadora de 127 mm, 4 metros más de perforación al mes.

(Uchiri, 2020) *“Influencia de los factores técnicos-operacionales en el rendimiento de las perforadoras rotopercutivas en la unidad minera Las Bambas – Apurímac”*. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco”. Tuvo como objetivo incrementar el rendimiento de las máquinas perforadoras rotativas. En su investigación evaluó los factores máquina y operador, además de los parámetros de perforación, presión de aire, PullDown y como se opera los equipos. Concluyó con la determinación de una falla en la calibración y estandarización de equipos por lo que se repercute en el rendimiento, teniendo unos valores de 9000 pies/min y una presión de aire de 50 psi. Además, con los cambios realizados, logró incrementar la velocidad en un 27.88%.

2.2. Marco Teórico Conceptual

2.2.1. Aceros de perforación

2.2.1.1. Acero

El acero es una mezcla de hierro con un máximo de 1.7% de carbono, aunque por lo general es de 0.2% a 0.3%. Este último componente es el que le da características de temple, maleabilidad, dureza y resistencia al desgaste, corrosión, entre otros. La densidad media es de 7850 kg/m³, el acero presenta un punto de fusión de 1375°C, con una fundición máxima a 1650°C. es un material de fácil manipulación, teniendo como desventaja significativa la corrosión (Paguaga, 2018).

2.2.1.2. Clasificación de los aceros

Los aceros se pueden agrupar en cinco clases o tipos principales: aceros al carbono, aceros aleados, aceros de baja aleación con otros metales, ultrarresistentes a la corrosión, aceros inoxidables y aceros de herramientas domésticas.

De toda esta clasificación para efectos de nuestro trabajo nos interesan los Aceros al Carbono el cual a su vez puede ser:

- **ACEROS CON ALTO CONTENIDO DE CARBONO**

Son aquellos aceros que tienen una rica combinación entre carbono y hierro por estas características son empleados en los barrenos integrales, la parte de la culata se trata por separado para poder soportar los golpes de alto impacto del pistón sobre el Shank.

- **ACEROS CON BAJO CONTENIDO DE CARBONO**

Son aquellos aceros usados en varillas, adaptadores, manguitos y brocas. Son aceros que tienen en su composición otros metales en pequeñas cantidades como son: el cromo, níquel, molibdeno y manganeso.

2.2.1.3. Tratamientos térmicos de los aceros

Este tipo de tratamientos térmicos de los aceros pueden ser los siguientes:

- Endurecimiento superficial de alta frecuencia: Se realiza un calentamiento abrupto hasta los 900°C, así mismo se enfría de forma brusca con agua. Con ello se consigue material de resistencia a la fatiga, esto es aplicado en varillas, manguitos y algunas brocas (Schlumberger, 2022).
- Carburación: Aumento de la cantidad de carbono en la superficie del acero, se introduce las piezas entre 2 a 3 horas en un horno adaptado con atmósfera de carbono a una temperatura de 925°C, con ello se mejora significativamente la resistencia. Es aplicado en la elaboración de varillas y culatas (Linde, 2022).
- Bombardeo de perdigones de acero: este tratamiento se utiliza para el incremento de la resistencia a los golpes en materiales sometidos a los tratamientos mencionados anteriormente (Instituto Tecnológico GeoMinero de España, 1994).
- Anticorrosión, en este tratamiento, se realiza la fosfatación y se aplica una fina capa de acero, esto es aplicado a botones e insertos de brocas, los cuales son elaborados a partir de carburo de tungsteno y cobalto mediante la polvometalotecnia, que se caracteriza por presentar alta resistencia al desgaste y tenacidad. El contenido de cobalto es importante ya que debe estar en una concentración de 6% a 12%, también depende de la granulometría de tungsteno (Blatem, 2018).

2.2.1.4. Roscas

Este compuesto tiene como objetivo la unión de adaptadores de culatas, acoples, brocas y barras durante una perforación. Debe tener la eficiencia suficiente para que los elementos unidos consigan una transmisión de energía directa. El ángulo de perfil y el paso de rosca son las características que determinan si será fácil el desacople. Los tipos de roscas son (Felipe, 2018):

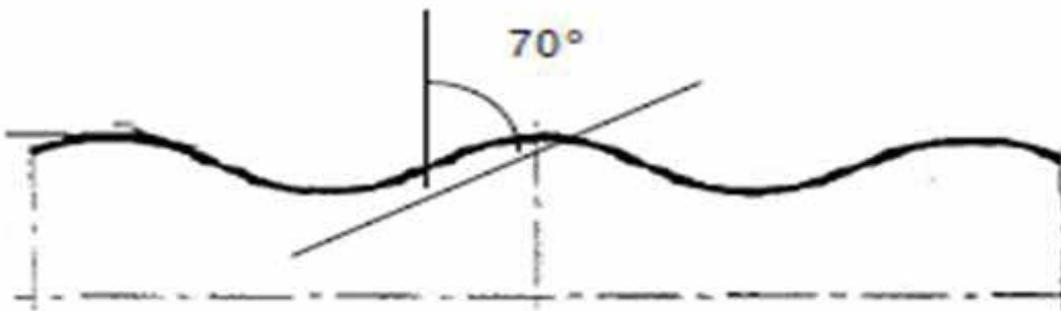
- Rosa R (Soga)
- Rosca T
- Rosca C
- Rosca GD o HI

Rosca R (soga)

Utilizado para diámetros entre en su mayoría de 22 mm a 38 mm y perforadoras muy potentes con golpes rotopercutivos con barrido de agua y aire. El paso es corto de aproximadamente 12.7 mm y un ángulo de perfil de 65° -70°.

Ilustración 1

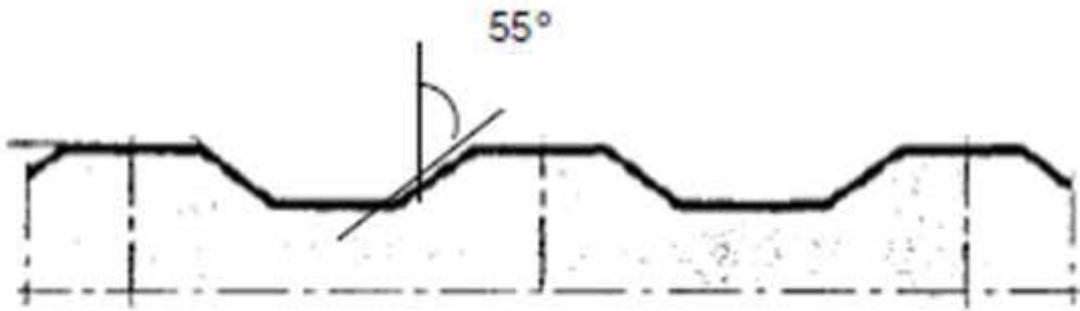
Ángulo de perfil de 70° Rosca R



Rosca T

Adecuado para la gran mayoría de condiciones de perforación, usado en diámetros de 38 mm a 51 mm. Tiene un ángulo de perfil de 55° y un mayor paso, lo que hace un acoplamiento más sencillo con la rosca R. presenta un volumen de desgaste que aporta una gran durabilidad.

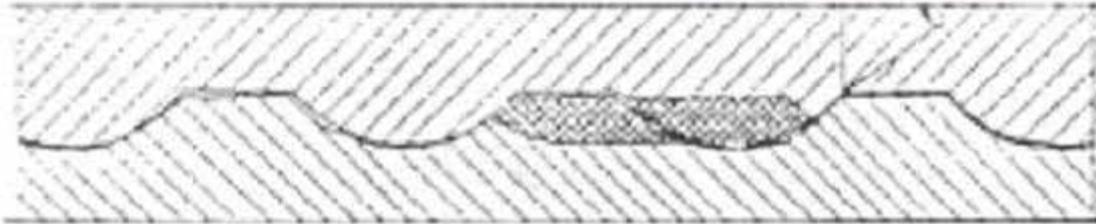
Ilustración 2
Ángulo de perfil de 55° Rosca T



Rosca C

Se usa diámetros de roscas de 51 mm a 57 mm, se tiene un paso mayor y un ángulo de perfil muy parecido al de la rosca T.

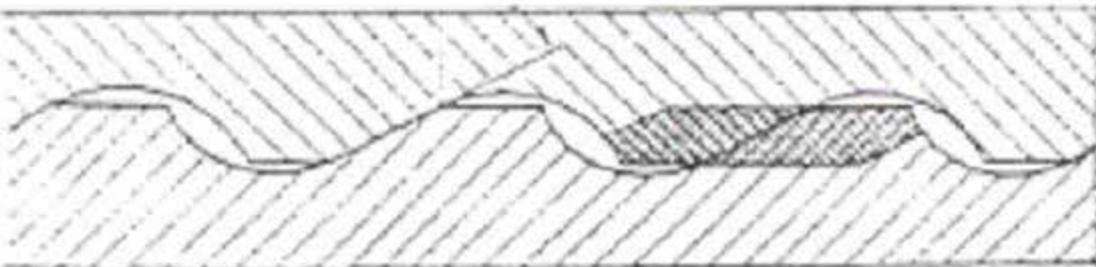
Ilustración 3
Ángulo parecido de rosca C a rosca T



Rosca GD o HI

Tiene características mixtas entre la rosca R y rosca T, presenta un diseño de perfil sin simetría llamado diente de sierra (asimétrica), este es usado entre diámetros de 25 mm a 57 mm.

Ilustración 4
Ángulo parecido de rosca C a rosca T



2.2.1.5. Columna de perforación

Denominado tren de perforación o sarta de perforación, debido a que conforma un conjunto de elementos unidos entre sí mediante roscas, los elementos de una columna son (Sandvik, 2018):

Shank (Adaptador de Culata)

Conocido como el adaptador de la culata, es un elemento fijado a las perforadoras que está encargado de recibir la energía de rotación, impacto y empuje, para poder transmitir por toda la columna de perforación hasta la broca. Existen dos tipos de Shank:

El de arrastre Leyner, muy utilizado para la perforación neumática entre diámetros 25 mm a 32 mm.

El de estrías, empleado en perforación hidráulica entre diámetros 38 mm, 44 mm y 50 mm, muy utilizado en las perforadoras modernas de al menos 18 -20 KW potencia de impacto de la perforadora (HLX-5). Este elemento es diseñado sin cola con lo que se refuerza la superficie de impacto.

Ilustración 5

Shank COP para diferentes tipos de perforadoras

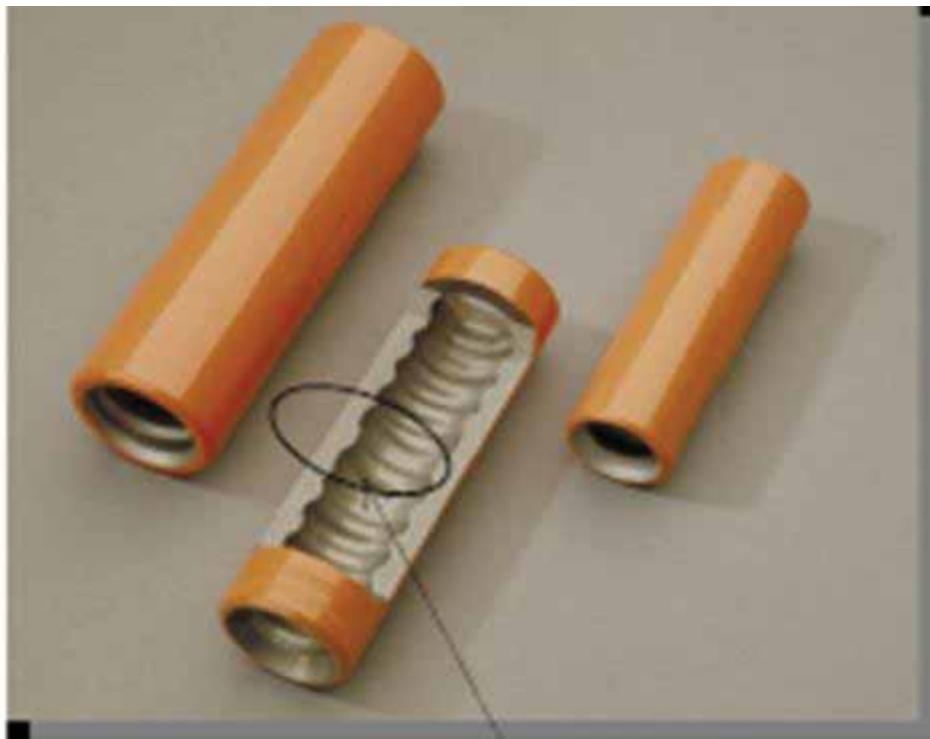


Fuente: EPIROC.

Acople

Elemento de transmisión de energía, la medición dependerá del tipo de rosca que tengan los elementos a conectar. Las roscas utilizadas pueden ser del tipo R o tipo T. estos acoples son usados para la unión del Shank con la barra hasta conseguir una longitud debida con el ajuste suficiente para asegurar ambos extremos en contacto y que la transmisión de toda la energía sea efectiva al momento que la broca haga contacto con la roca.

Ilustración 6
Acople T38



Zona de transición Rosca "R" ó "T"

Fuente: EPIROC.

Barra

Es el elemento que prolonga la sarta de perforación, puede tener sección hexagonal o redonda, con un extremo para el adaptador más grande, esto para que haya coincidencia con los tamaños del pistón y un extremo para la broca con una roca más fina. Un ejemplo claro es la Barra T38 – H35 – R32, la cual tiene un extremo roscado

para la conexión del adaptador con mayor diámetro del resto de la barra. Tiene un cuerpo delgado, con diámetro H35 y un extremo roscado R32 para la broca que es un tanto más delgado que el cuerpo de la barra. La forma hexagonal de la barra a diferencia de las redondas permite aumentar su resistencia y manejar una longitud de ángulo 0° del taladro.

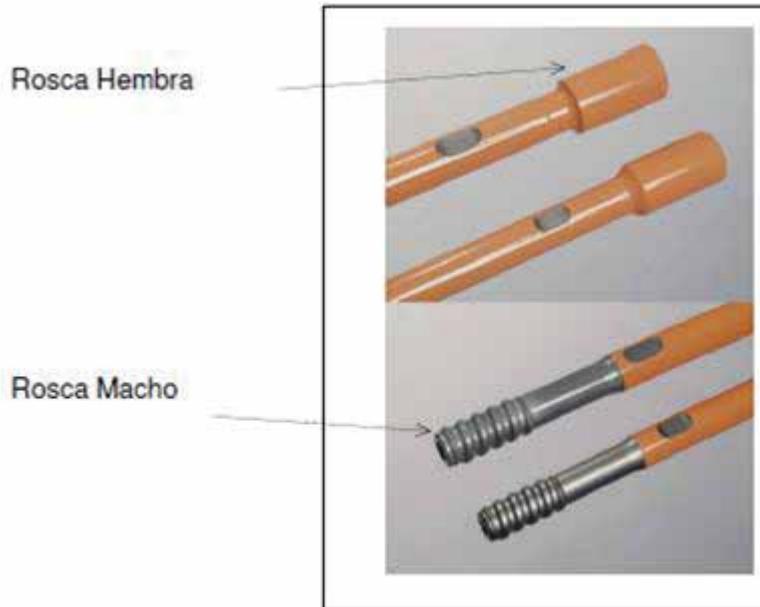
Ilustración 7
Barra T38 – H35 – R32



Fuente: ROBIT.

Existe además acoplamiento integrado de barras, lo que permite manipular sencillamente, elimina la utilización de acoples, se mejora la transmisión de energía, los barrenos tienden a ser más rectos y así se hace más segura la operación. Un ejemplo claro son las barras MF, usadas con conexiones macho, las que van a las brocas, y conexiones hembra, que van hacia el adaptador.

Ilustración 8
Barra MF

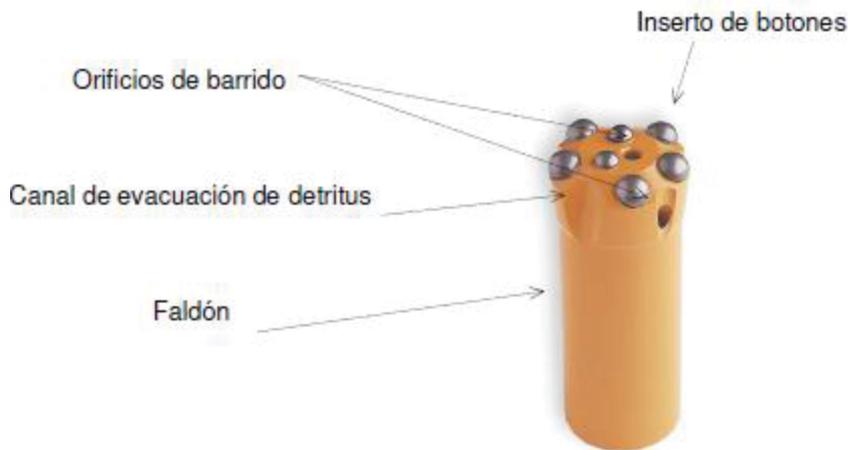


Fuente: EPIROC.

Broca

Constituye el elemento final de una columna de perforación, encargado de la descarga hacia la roca, la fuerza de impacto generada por la perforadora y que se transmite a través de la sarta de perforación. Se dispone de botones (balísticos, semibalásticos y esféricos) estos tienen la forma cilíndrica elaborados de carburo de tungsteno, las brocas se enroscan hasta el fondo de la rosca de la broca con el objetivo de transmitir energía de impacto sin mucha pérdida por cada uno de las uniones en todo el tren de perforación. Las brocas disponen de orificios laterales y centrales, por ellos se inyecta el fluido de barrido para la remoción de los detritus y posee hendiduras por donde fluye y suben las partículas de roca producida. Las brocas son diseñadas con un punto ancho el que tiene contacto con la roca, y se contrarresta el desgaste que sufre este accesorio, así se evita un ajuste excesivo de las paredes del taladro.

Ilustración 9
Broca de botones esféricos



Fuente: EPIROC.

Las brocas son los elementos más importantes de las columnas de perforación ya que es la encargada de la descarga hacia la roca toda la energía de impacto que se transmite por la perforadora. Unas nuevas generaciones de brocas tienen un incremento en su vida útil de 50%. Las brocas de botones son las más usadas en perforaciones de percusión y rotación, esto hace que se consiga una mayor velocidad de penetración, lo que reduce el tiempo de horas hombre de trabajo, materiales de uso y equipos.

Partes de brocas se mencionan a continuación:

El frente

Tiene una variante de frente hundido, que ofrece una mayor velocidad de penetración y mejores características de barrido. Los botones periféricos sobresalen de los frontales, por lo que se perfora primero la periferia del barreno, estos taladros resultan por ello tener mayor rectitud. Este tipo de broca tiene mayor cantidad de acero en el cuerpo y los botones, por lo que se puede usar en rocas más duras. Son fáciles de afilar, tienen el inconveniente de que, si encuentran una debilidad durante su ruta de perforación, puede generarse un desvío y podría atascarse.

Ilustración 10
Broca el frente



Fuente: ROBIT.

El faldón

Esta broca es utilizada en roca dura no fracturada, se utiliza la broca de faldón liso, mientras que en roca blanda se utiliza una broca de faldón retráctil. El diseño de esta broca permite la perforación en reversa para la extracción del barreno por si existe caída de paredes.

Ilustración 11
Broca de faldón liso y faldón retráctil (de izquierda a derecha)



Fuente: ROBIT.

Brocas rimadoras

Es el elemento final de la columna de perforación, a diferencia de una broca, es del doble de diámetro, otorga alivio en el arranque de un frente, las brocas rimadoras pueden ser con adaptador piloto y rimadora tipo domo.

Ilustración 12

Broca de faldón liso y faldón retráctil (de izquierda a derecha)



Fuente: EPIROC.

2.2.1.6. Cuidado y mantenimiento de brocas

Es importante realizarlo para poder conseguir la forma original del botón, obtener velocidades de penetración óptimas, prolongar la vida útil de la broca y de todos los elementos que la conforman, el ahorro de aceros de perforación y el cuidado de los componentes de la perforadora.

El afilado de la broca es importante realizarlo cuando exista disminución de la velocidad de penetración o cuando haya desgaste de cualquier botón de carburo de tungsteno.

2.2.2. Perforación y voladura de rocas

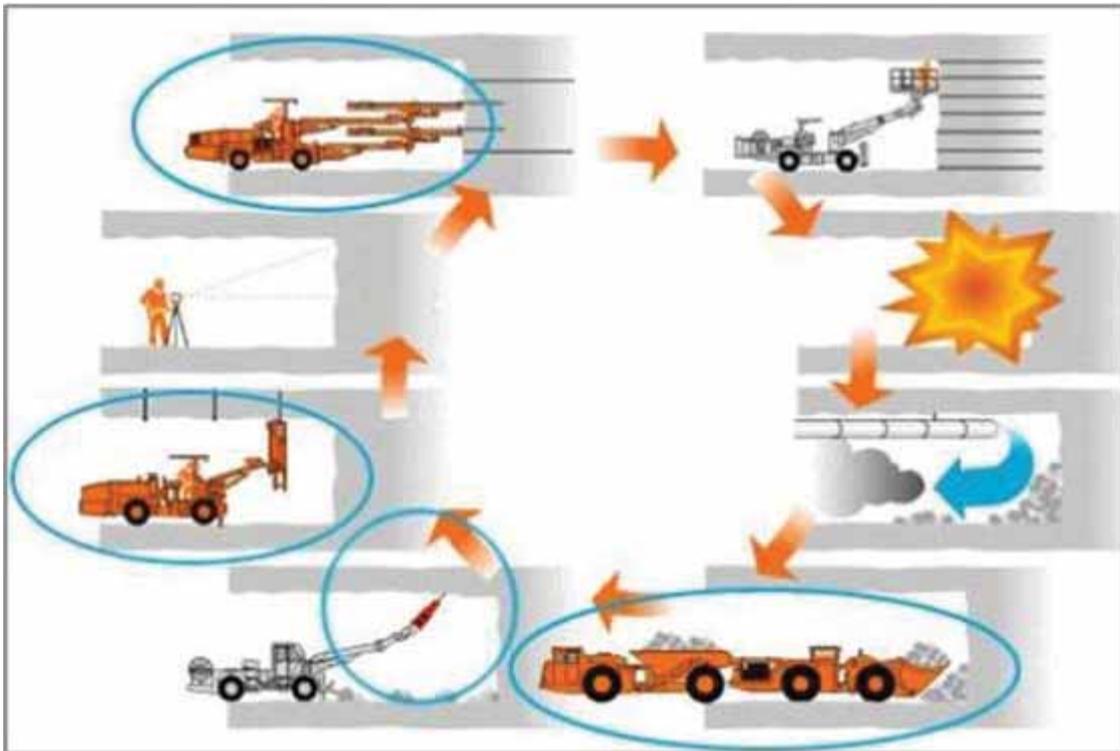
La perforación y voladura de rocas son las primeras operaciones unitarias conformantes del proceso en mina, la perforación es la apertura de

huecos para colocar explosivos y realizar la voladura tanto en superficie como subterráneo (Pancca, 2020).

(Sanz, 2016) indica que la perforación genera información geológica y para la programación de actividades en mina. Con esta información se consigue la afinación los planes de producción.

Para la presente investigación, el enfoque está en la minería subterránea, en la ilustración 8 se muestra la descripción de ciclo de minado subterráneo.

Ilustración 13
Ciclo de Minado



Fuente: (Ramos, 2014)

La perforación y voladura de rocas son operaciones unitarias subsecuentes, quiere decir, que están íntimamente ligadas. Los resultados de la voladura dependen en un 80% de los resultados de la perforación, quiere decir de la calidad de su ejecución.

2.2.2.1. Perforación de rocas

La perforación de rocas es una técnica muy bien aplicable en rocas compactas de diferentes durezas, una técnica notoriamente

rentable frente a técnicas mecánicas convencionales. Las perforaciones pueden ser utilizadas tanto en minería como en la ejecución de obras civiles.

La evolución de la perforación de rocas ha sido posible con la utilización de nuevas tecnologías, aunque muchas de ellas han caído a la obsolescencia. Las técnicas más empleadas de perforación son conocidos como: “Perforación por rotación” y “Perforación por percusión”.

2.2.2.2. Sistema de perforación a percusión

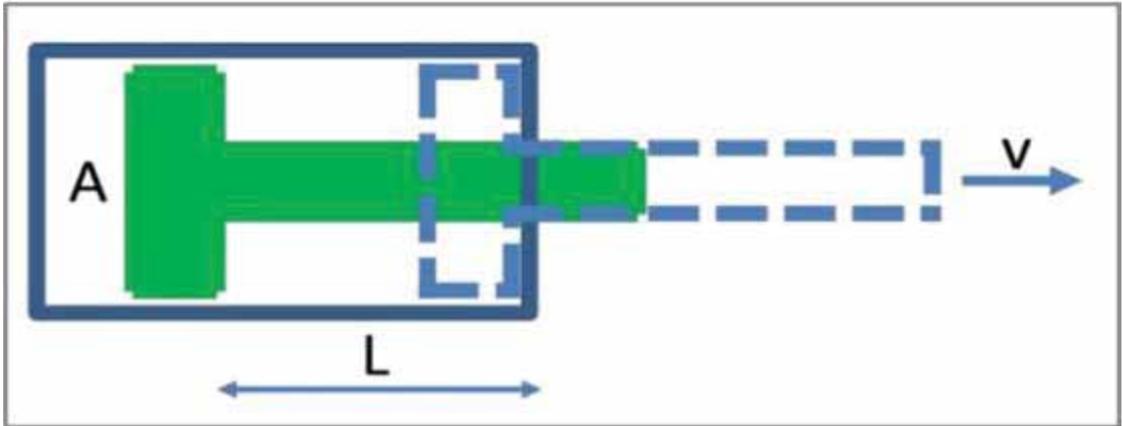
Este sistema enmarca todas aquellas formas en las cuales la perforación realiza la trituración de la roca por impacto directo a la roca (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

En estos sistemas la velocidad de perforación tiene proporción directa con la potencia de percusión, la cual se ocasiona por la energía del impacto según la frecuencia de los golpes. Por otro lado, la rotación y el avance son acciones de apoyo que, siempre que se superen los valores mínimos necesarios para hacer un espacio conveniente de los puntos incidentes de impactos y así darle utilidad a la perforación cuando entre en contacto con la roca, así existe una relativa influencia con la velocidad de perforación (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

Potencia de Percusión

La ilustración 14 muestra el esquema del mecanismo de percusión de un martillo de perforación. Este cuenta con una pieza móvil llamada pistón que se desplaza en vaivén en el interior de una cámara denominada cilindro, por la acción ejercida de un fluido (aceite) a alta presión. A la longitud de desplazamiento por este estímulo se le conoce como “carrera”.

Ilustración 14
Mecanismo de Percusión



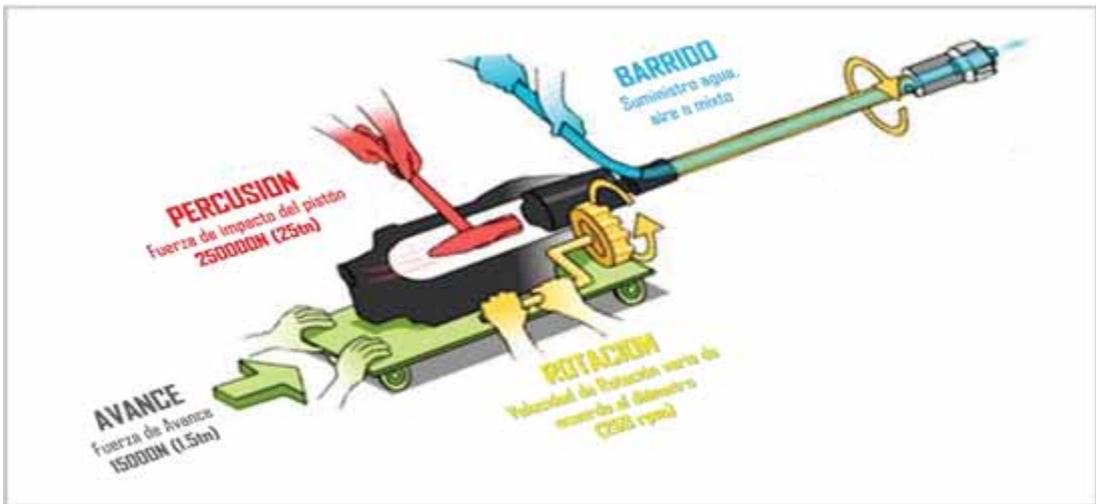
Fuente: Elaboración Propia.

2.2.2.3. Equipo (Perforadora)

Es el componente principal del sistema de perforación, se encarga de transformar la energía de su forma original. Para operar el sistema de perforación trabaja con un sistema neumático e hidráulico. Trabajan cerca a los 3,000 golpes por minuto ó $(3,000/60=50\text{Hz})$ 50 golpes/segundo.

Sumando todas las fuerzas cinéticas, estamos hablando de 40 toneladas presionando a la columna de perforación 50 veces por segundo. En la Ilustración 15 se observa los mecanismos de penetración de la perforadora.

Ilustración 15
Mecanismo de penetración de la perforadora



Fuente: PPT Manual de Robbit.

2.2.2.4. Afilado de brocas

El afilado de las brocas es de mucha importancia para asegurar un trabajo correcto, quiere decir, para mantener la velocidad de perforación en sus niveles adecuados, ya que brocas muy desgastadas solo generan demoras en el proceso lo cual termina siendo más caro que el propio cambio de la broca. La periodicidad para afilar las brocas depende del tipo de material donde se trabaje, en vista que la dureza es distinta, inclusive otros factores generan el desgaste que se detallan a continuación.

Desgaste abrasivo

Ocurre por las partículas con mayor dureza, donde está incluido el material que se debe mecanizar por altas velocidades de deformación de material, además se da sobre los labios de la cortadora.

Desgaste por fatiga

Existe una combinación termomecánica, donde fluctúa la temperatura y la acción alternativa de la fuerza de corte, donde se originan filos de agrietamiento e incluso rotura. Un corte de forma inestable genera calentamientos alternos que ocasionan impactos térmicos. Esto sucede durante la presencia de material duro con alta tenacidad o cuando el material de la herramienta es blando. Sin embargo, la deformación plástica es la que tiene predominio.

2.2.2.5. Factores Antes de la Perforación de Rocas

Posicionamiento.

El brazo o vigas del equipo debe presionar siempre a la roca antes y durante el proceso de perforación para asegurar que no exista

movimiento porque podría doblar o romper algún elemento del tren de varillaje generando roturas prematuras.

Los equipos de última generación vienen equipados con gatas que permiten una estabilidad en el posicionamiento. Un deslizador colocado de forma estable permite utilizar la fuerza de avance de forma debida para conseguir la más alta velocidad de penetración.

Alineación

Existe varios factores que afectan alineaciones de los barrenos. Los barrenos deben tener la rectitud más posible para que exista una distribución de los explosivos óptima.

La desviación total del barreno se da del resultado en conjunto de una alineación indebida, mal emboquillado y desviación interna durante la perforación.

Emboquillado

Esto se realiza presionando la broca siempre contra la roca, así se inicia la perforación teniendo en cuenta la presión de avance y la presión de percusión baja. Se aplica un barrido, ya sea con agua o aire, a una presión mínima de 5 bar. Se aumenta la energía de impacto y la presión de avance tan pronto como la broca penetre la roca al menos en 1 ft.

De vez en cuando se ajusta la posición del deslizador después de perforar unos centímetros o cuando se haya penetrado más de 1 ft y la barra este recto y tenga un avance en la dirección planeada. Si no se encuentra recta, se puede fracturar por fatiga.

En el emboquillado los topes de goma (dowel) tienen la funcionalidad de evitar las vibraciones inadecuado de la viga durante la perforación.

2.2.2.6. Parámetros de Perforación

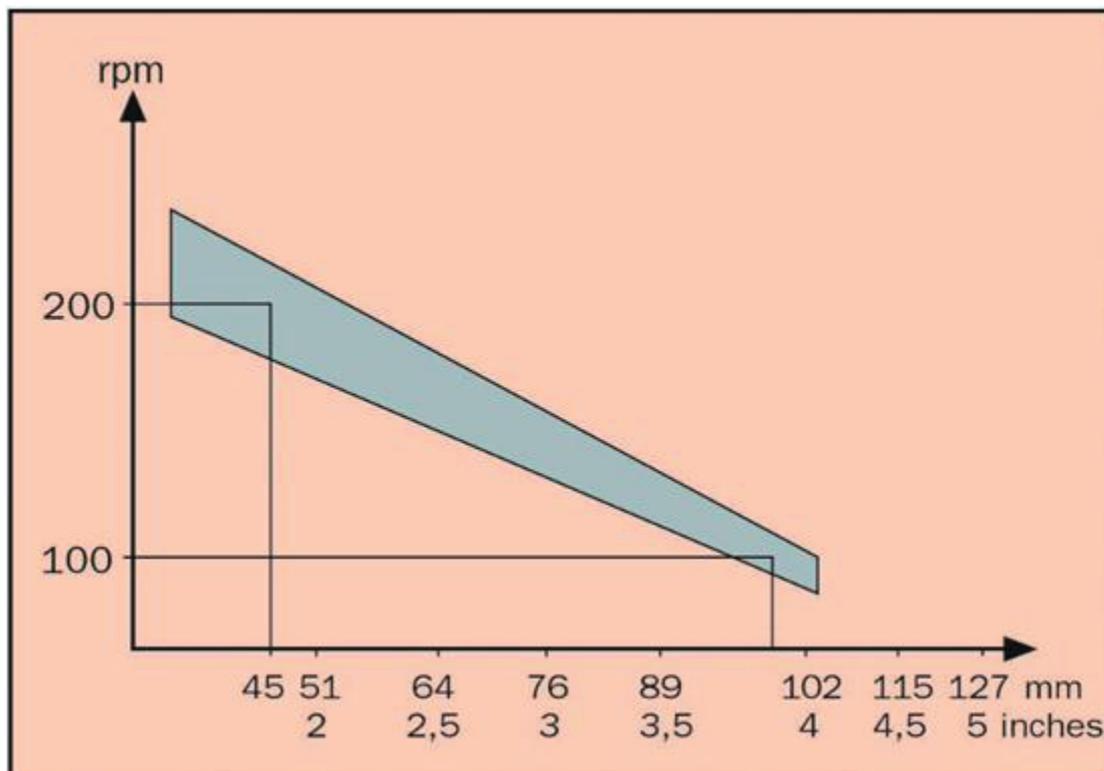
Presión de Rotación

Tiene regulación según el motor de rotación que el jumbo perforador, se encuentra entre los 40 a 50 bar. Si la presión es mayor a las 50 indica fractura de roca, si es mayor a los 75 bar, debe activarse de forma automática el sistema anti atasco (Aparco, 2019).

Revoluciones por minuto (RPM).

Estas son reguladas según el tamaño o diámetro de la broca utilizada y la frecuencia de impacto que genera la perforadora (percusión). Otro factor importante es el RMR o tipo de roca (dureza, abrasividad y fractura). La siguiente ilustración muestra la relación que hay del RPM para cada diámetro de broca (Aparco, 2019).

Ilustración 16
RPM según diámetro de Broca



Fuente: (EPIROC, 2020)

Presión de Percusión.

Es la energía del impacto en cantidad de golpes por minuto, esta es generada en la perforadora y transmitida en las uniones de roscas. En el emboquillado la presión es de 130 bar, la presión full está entre 170 a 200 bar, dependiendo de la roca. Se suele romper la broca cuando se acumula carburo cementado (Aparco, 2019).

Ilustración 17

Tipos de roca de acuerdo con su dureza



Fuente: (EPIROC, 2020)

Presión de Avance

Esta presión debe ser de 60 bar en el emboquillado, 10 a 100 bar en la fuerza de avance de perforación, este valor dependerá de la roca, si la fuerza de avanza es insuficiente, se generará una pérdida energética en la perforación en vacío. Si la fuerza de avance es alta, generará rotura de las barras y podría atascar las columnas de aceros. Es muy importante controlar debidamente la presión de avance durante la perforación (Aparco, 2019).

2.2.2.7. Perforación de rotación percusión

La perforación a rotopercutiva es un sistema clásico de perforación de taladros por medio de un barreno que aparece con el desarrollo industrial del siglo XIX. Este método, junto con la invención de los explosivos(dinamita), constituyen los principales cimientos en el estudio del arranque de rocas en minería y obras civiles. Este tipo de perforadoras a roto percusión se usan tanto en obras públicas subterráneas (túneles) como también en minas o explotaciones a cielo abierto: túneles, carreteras, cavernas de centrales hidráulicas, etc.

El principio fundamento de este tipo perforación de estos equipos se basa en el impacto o golpeteo de una pieza de acero llamada pistón, sobre un útil (shank), que a su vez transmite toda energía al fondo del barreno, por medio de un elemento final denominado broca o bit. Este sistema de perforación suele usarse en terrenos muy duros y semiduros.

Los pasos básicos que tienen lugar sobre el sistema de transmisión de energía por todo el tren de perforación hasta llegar a la broca son las siguientes:

La percusión: Que son los golpes de impactos producidos por el pistón que a su vez originan unas ondas de choque sé que transmiten a la broca a través de la columna de perforación.

- La rotación: Es el giro de la broca sobre el macizo rocoso.
- El empuje: O avance que nos permite que la broca siempre este en contacto con la roca.
- El barrido: Es la evacuación del detrito que se origina en la perforación puede ser por aire o por agua.

2.2.2.8. Clasificación Geomecánica.

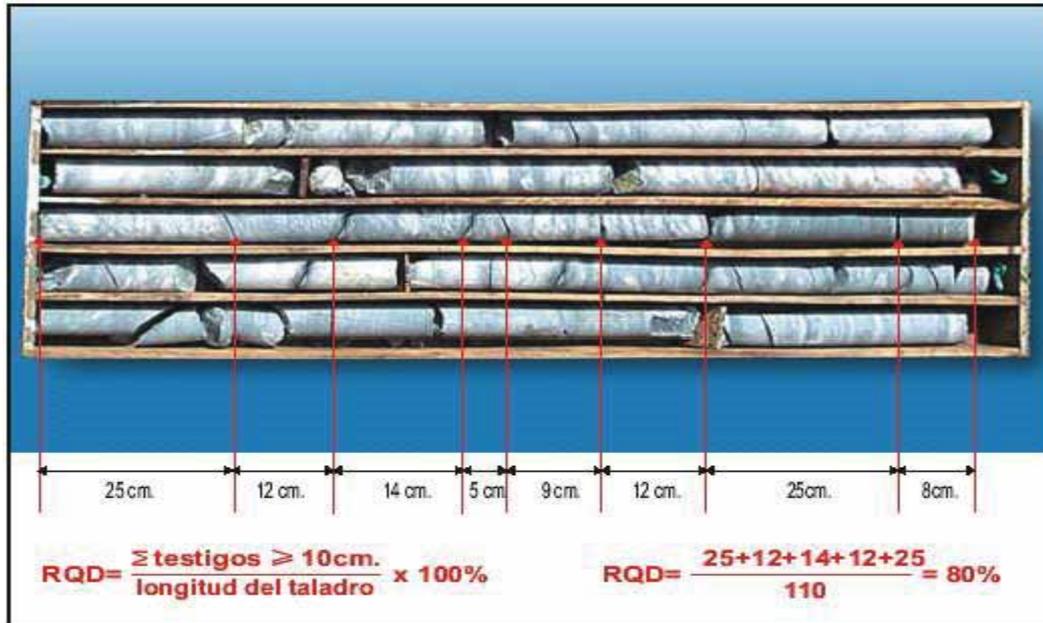
El primer paso en el estudio del tipo de macizo rocoso de la unidad minera Huancapeti, ha de llevarse a la identificación del mismo y su descripción general, para esto se define tres sistemas de clasificación geomecánica.

- Clasificación según el RQD.

Nos determina el grado de fracturamiento del macizo rocoso.

Ilustración 18

Testigos de perforaciones diamantinas.



Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti.

$$RQD = \frac{\sum \text{Trozos} > 100 \text{ mm}}{\text{Longitud Tramo}}$$

- Cálculo del RQD en labores mineras

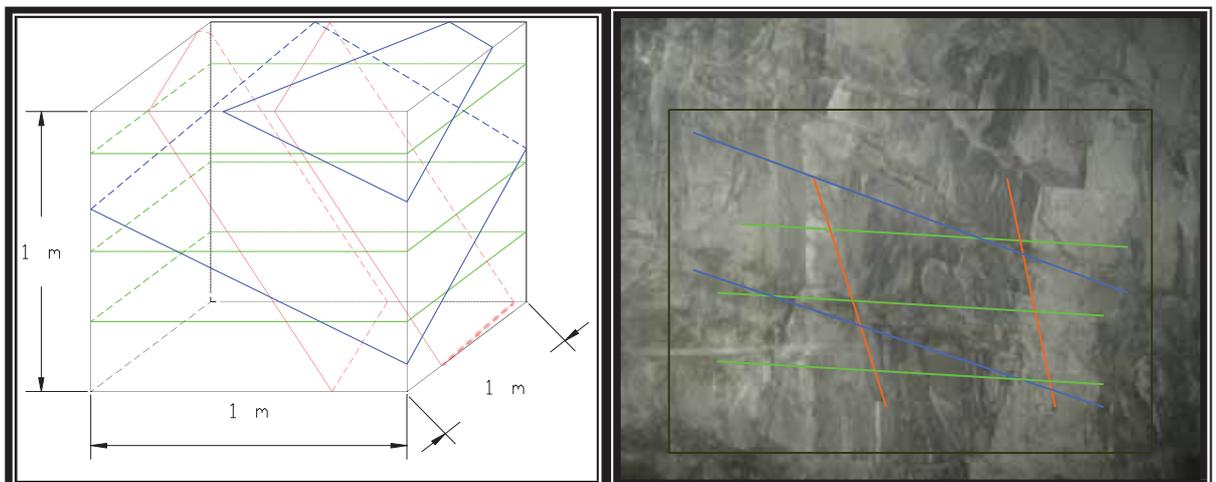
$$RQD = 115 - 3.3 \times J_v$$

Dónde: $J_v = \sum$ de fracturas en 1 m^3

En el gráfico adjunto se determina el RQD de la roca.

Ilustración 19

Análisis dimensional del macizo rocoso.



Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti.

$$J_v = 7$$

$$RQD = 115 - (3.3 \times 7) = 91.9$$

Basándose en valores de valores de RQD, el macizo rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo a los siguientes rangos:

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
100 – 90	MUY BUENA
90 – 75	BUENA
75 -50	MEDIANA
50 – 25	MALA
25 – 0	MUY MALA

- **Clasificación de Bieniawsky (RMR)**

Fue realizado por Bieniawski. Esta clasificación tiene varias tablas ajustadas en diferentes años: en 1976, en 1984 y en 1989. En estas tablas han sido modificados las valoraciones que se les daba a cada parámetro.

Esta clasificación toma en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturamiento en términos de RQD.
- Espaciado de discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

De acuerdo a la importancia de estos parámetros se expresa la condición de la excavación con un índice que varía de 0 a 100 denominado RMR, existe

Variaciones ajustes y modificaciones posteriores a este índice que se han ido desarrollando por diferentes autores en el transcurso de los años.

Ilustración 20

Valoración del Macizo Rocoso RMR BIENIAWSKI

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO RMR - BIENIAWSKI									
PARAMETROS		RANGO DE VALORES						VALOR ESTIMADO	VALORACION
RESIST.COMPRE.UNIAXIAL(Mpa)		>250 (15)	100-200 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)			
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			
ESPACIAMIENTO		> 2m (20)	0,6-2m (15)	0,6 0,2 m (10)	0,2-0,06m (8)	< 0,06m (5)			
CONDICIONES	PERSISTENCIA	< 1m (6)	1-3m (4)	3-10 (2)	10-20m (1)	>20 m (0)			
	APERTURA	cerrada (6)	< 0,1mm (5)	0,1-1mm (4)	1-5mm (1)	>5mm (0)			
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	rugosa (5)	lig rugosa (3)	Lisa (1)	espejo de falla (0)			
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	suave > 5mm (0)			
	INTEMPERISMO	Sana (6)	Lig intemperiz (5)	Mod Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)			
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			

Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti.

Ilustración 21

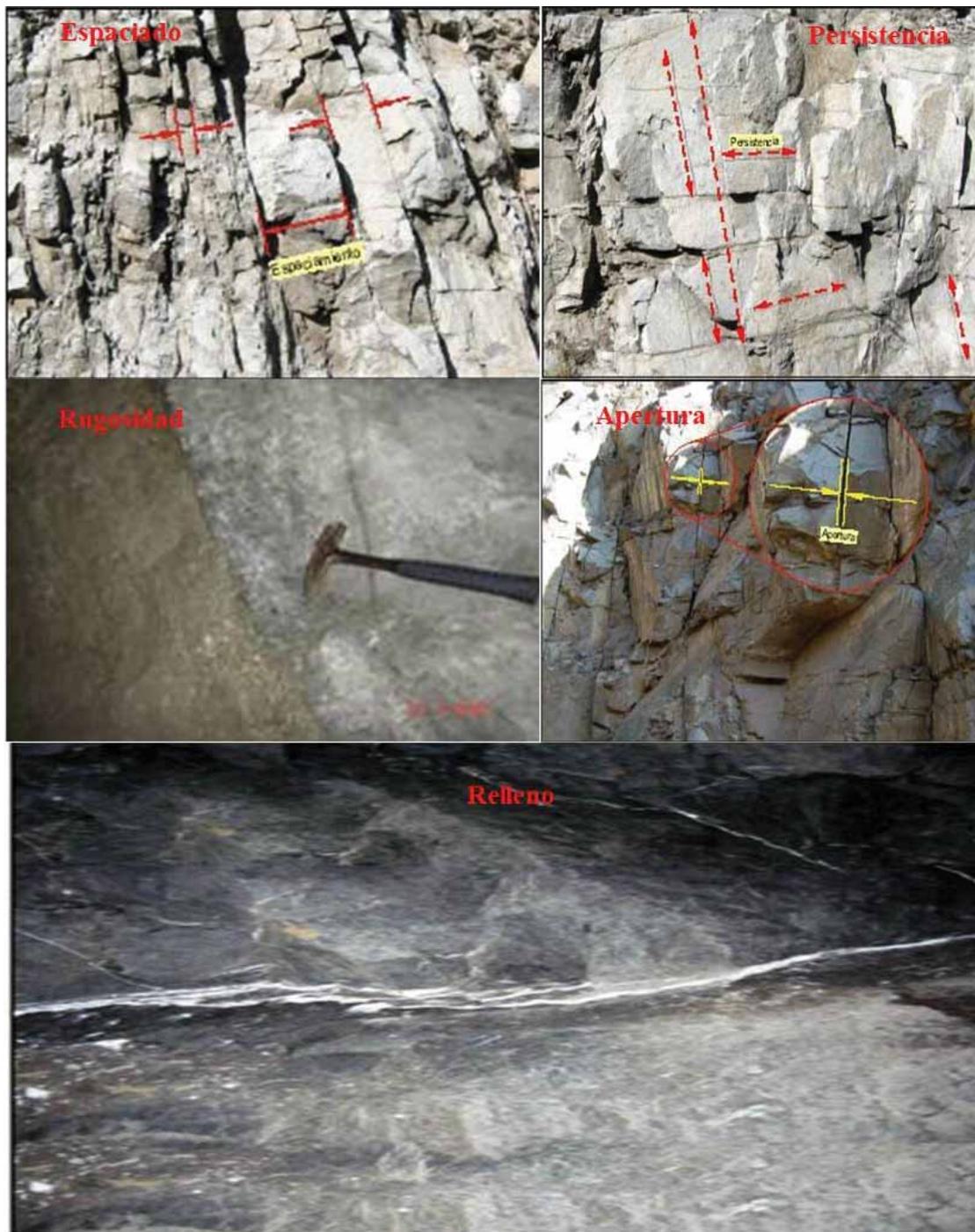
Índice de resistencia a la compresión en Campo.

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICADO DE CAMPO	RANGO RESIST.COMP	MARTILLO DE SCHMIT
R1	Deleznable con golpes firmes con la picota de geologo	1 - 5	< 15
R2	Se desconcha con dificultad con la cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme de martillo (de punta)	5 - 25	15 - 30
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo . La muestra se rompe con golpe firme de martillo	25 - 50	30 - 40
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo	50 - 100	40 - 50
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250	50 - 60
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250	

Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti.

Ilustración 22

Condiciones estructurales considerados en Campo para el cálculo RMR



Fuente: Geomecánica U.M. Huancapeti

Tabla 2

Clasificación del macizo rocoso en función del RMR

RMR	CALIFICACION	TIPO	Color	Codigo	Dq- And	Volcanico	Sulfuros	Enclaves Fallas
61 - 80	BUENA	II		116				
51 - 60	REGULAR - A	III - A		214				
41 - 50	REGULAR - B	III - B		150				
31 - 40	MALA - A	IV - A		90				
21 - 30	MALA - B	IV - B		30				
< 20	MUY MALA	V		241				

Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti

Tabla 3

Tabla de Sistema de clasificación RMR U.M Huancapeti

SISTEMA DE CLASIFICACION RMR			
RESISTENCIA A LA COMPRESION	90 Mpa	7	
RQD	45%	8	
ESPACIO DE LAS DISCONTINUIDADES	0.06 - 0.2m	15	
CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES			
	PERSISTENCIA	3 - 10 m	2
	APERTURA	0.1 - 1.0 mm	4
	RUGOSIDAD	Ligera	3
	RELLENO	Suave < 5 mm	1
	ALTERACION	Ligera	5
PRESENCIA DE AGUA	Humedo	10	
RMR	REGUGAR IIIA	55	

Fuente: Geomecanica U.M. Huancapeti

Tabla 4

Tabla de rendimientos de los aceros según clasificación RMR

ACERO	CLASIFICACION RMR	TIPO	CALIFICACION	RENDIMIENTO EN METROS PERFORADOS SEGÚN TIPO
<i>broca 45mm - (Shank coupling, barra)</i>	61-80	II	BUENA	200 - 2000
	51-60	III A	REGULAR - A	300 - 3000
	41-50	III B	REGULAR - B	300 - 3000
	31-40	IV A	MALA - A	> 350 - >3000
	21-30	IV B	MALA - B	> 350 - >3000
No se usa U.M huancapeti	< 20	V	MUY MALA	uso de brocas balísticas

Fuente: Manual Robit.

2.2.2.9. Módulo de Young

El módulo de Young es un parámetro característico del comportamiento de un material que permite identificar la elasticidad dependiendo de la dirección a la que se aplica una debida fuerza.

Para un material con elasticidad lineal e isotrópica, el módulo de Young tiene un valor muy parecido tanto para la tracción como para la compresión. Este valor es una constante independiente del esfuerzo que debe ser controlada para que no exceda un límite de elasticidad (SERVOSIS, 2020).

Existe diferencia para cada material según el módulo Young y el límite de elasticidad, esto es muy particular, debido a que el módulo es una constante elástica, que puede determinarse de forma empírica al igual que el límite de elasticidad. Estos se determinan por el ensayo de tracción de material (SERVOSIS, 2020).

La fórmula del módulo de Young se muestra a continuación:

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon}$$

Siendo:

- E = Módulo de Young (Pa)
- σ = Tensión uniaxial o fuerza uniaxial por superficie de unidad (Pa)
- ε = Coeficiente de deformidad

2.2.3. Planeamiento a corto y mediano plazo

Este tipo de planeamiento se lleva a cabo en diversos horizontes de tiempo para dar respaldo al proceso de realizar un proyecto desde la etapa de la concepción de la operación. Cuando se define el Pit final, la secuencia de minado y la construcción del programa de producción, se aplican diversos modelos de recursos que generalmente consideran propiedades básicas del yacimiento relacionadas al tipo de rocas y las leyes de mina. En función de la información se realiza la construcción de un modelo de planificación minera. Una vez que la mina inicie operaciones, la etapa ideal inicia a tender cambios,

se ajusta especificaciones del momento, que son eventos para afrontar, como los cambios del tipo de mineralización, retrasos en operaciones, entre otros, los cuales fuerzan al cumplimiento de los objetivos (Villacorta, 2019). Es por estas razones que se requiere planificar en diferentes horizontes de tiempo, como corto, mediano y largo plazo.

Sin embargo, los rangos de dichos horizontes no son fijos, ya que dependiendo del volumen de producción y tipo de negocio se puede entender como largo plazo desde 1 hasta 20 años y del mismo modo respecto a corto plazo, pudiendo ser desde días hasta meses.

2.3. Gestión de mantenimiento

La gestión del mantenimiento se extiende a todas las operaciones que involucra el uso de maquinaria y equipos a fin de conseguir su mayor productividad con menores costos. Para la investigación presente se tomará los tipos y herramientas de mantenimiento.

2.3.1. Tipos de Mantenimiento

La Norma EN-13360 aplicada desde el 2001 se refiere a definiciones de algunos términos referente a fallos, existen diferentes tipos de mantenimiento y estrategias como son: preventivo, predeterminado, basado en la condición y otras actividades del mantenimiento. En el Gráfico 1 muestra la terminología de mantenimiento según la norma indicada.

Gráfico 1
Terminología del mantenimiento según EN-13306



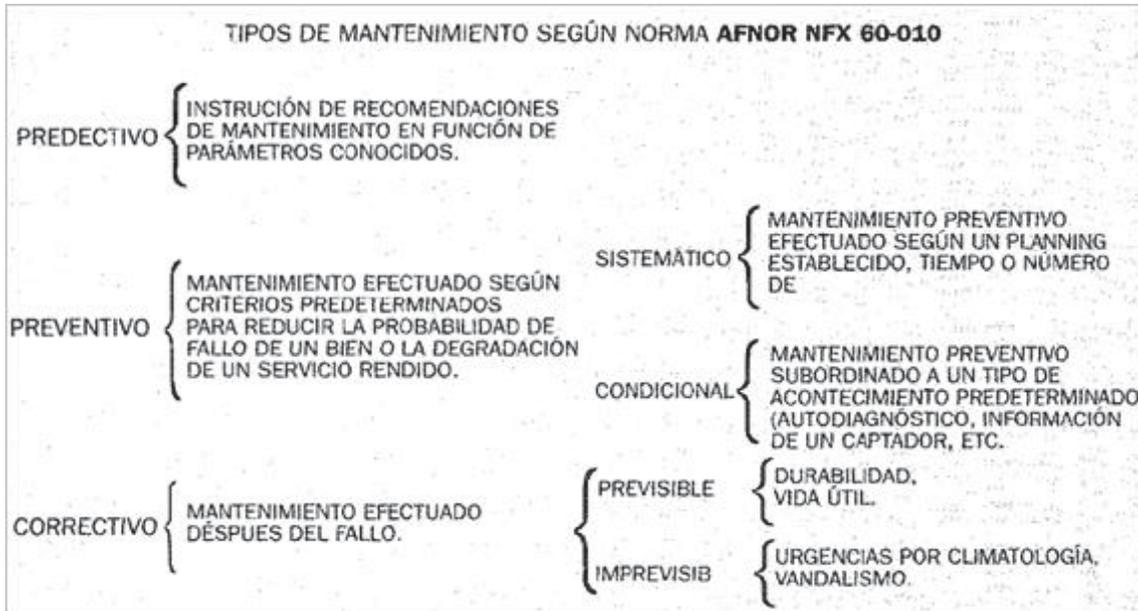
Fuente: (Fernández, 2018)

La Norma AFNOR NFX 60-010, tiene diferencias de la anterior en cómo se han definido diversos términos. La Norma AFNOR hace

especificación al conjunto de acciones que se encaminan para mantener o mejorar un equipo y mejorar el nivel del servicio. Existen 3 tipos: preventivo, correctivo y predictivo.

Ilustración 23

Tipos de mantenimiento según norma AFNOR NFX 60-010



Fuente: (Fernández, 2018)

El mantenimiento en la actualidad se clasifica en mantenimiento de conservación y de actualización.

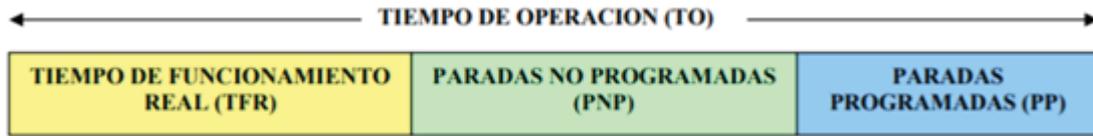
- ✓ Mantenimiento de conservación: Este mantenimiento tiene como destino compensar el desgaste de equipos según condiciones físicas y/o químicas a los que fueron sometidos. Este puede diferenciarse en:
 - Mantenimiento Correctivo: Actividades destinadas a realizar correcciones de defectos que se presentan en diversos equipos.
 - Mantenimiento Preventivo: Este mantenimiento tiene como objetivo la mantención de un nivel aceptable de servicio de determinados equipos. Suele ser más sistemático, ya que tiene intervención por más que el equipo no haya mostrado algún desperfecto al momento.
 - Mantenimiento Predictivo: Este mantenimiento informa de forma permanente el estado y operación de maquinarias mediante el conocimiento de valores determinados que representan el estado y la operatividad. Este mantenimiento realiza la identificación de variables como la temperatura, vibración, entre

otras, además la variación puede indicar problemas presentes en el equipo. Es un mantenimiento tecnológico porque requiere de medios técnicos avanzados.

- ✓ Mantenimiento de actualización: En este mantenimiento se compensa la tecnología obsoleta con lo últimamente exigido, que mientras dure una construcción no haya sido tomado en cuenta cuando si se debió. El mantenimiento tiene como objetivo la compensación para degradar y corregir fallos en equipos e instalaciones en un tiempo determinado.
- ✓ Disponibilidad: Está definido como la fracción de tiempo dispuesto para producir, independiente de que si lo realiza o no. Se tiene como objetivo mantener segura la instalación a disposición de la producción a un mínimo de horas al año (Reportero Industrial, 2016). Este indicador ofrece diversas posibilidades para calcular e interpretar. Definir la formulación de cálculo debida, jugará un papel muy importante para poder juzgar como es debido al departamento de mantenimiento, de ahí tomar la decisión si requiere hacer una mejora o no (Reportero Industrial, 2016). Para el cálculo de la disponibilidad se debe tener en cuenta los siguientes factores:
 - Número de horas producción global.
 - Número de horas no disponibles para la producción, que involucra:
 - Intervención en mantenimiento preventivo programado para parada de planta según se requiera.
 - Intervención en el mantenimiento correctivo y programado para cada parada de planta o reducción de carga.
 - Intervención de mantenimiento correctivo no programado con parada inesperada de planta y que genera incidencia en la planificación.
 - Número de horas parciales no disponibles, en la cual puede producir a una inferior capacidad a lo nominal por el deficiente estado de la instalación. En la Ilustración 19 se muestra la fórmula del cálculo de disponibilidad.

Ilustración 24

Cálculo de Disponibilidad Mecánica



$$Disponibilidad = \frac{(TO - PP) - PNP}{(TO - PP)} \times 100$$

Fuente: (Fernández, 2018)

Donde:

- TO: Tiempo de Operación
 - PP: Paradas Programadas
 - PNP: Paradas no Programadas
- ✓ Fiabilidad: Es un indicador utilizado para medir la capacidad de una planta y verificar si cumplirá su producción. Esto refiere a cumplir con lo planificado en producción. Incumplir con el programa de carga ocasiona penalización económica. Las horas anuales que se debe considerar para calcular el indicador de fiabilidad son (Reportero Industrial, 2016):
- Horas de producción anual.
 - Horas de paradas o reducción de carga anual.

Para el cálculo no se considera las horas dedicadas a mantenimiento preventivo que ocasionen paradas de planta, ni las horas para mantenimiento correctivo. Si se desea realizar un cálculo correcto y coherente, se debe definir la diferencia entre mantenimiento ya sea programado o no (Reportero Industrial, 2016).

- ✓ Costo: El departamento de mantenimiento debe buscar alcanzar los objetivos ajustando costos según lo que se estableció en el presupuesto anual que tiene la planta.

Este presupuesto tiene que ser calculado con el cuidado debido, porque de ser menor a lo requerido puede afectar a los resultados de producción de la empresa y también reducir la vida útil de la maquinaria. Además,

si un presupuesto es superior a lo requerido, empero a los resultados de la explotación.

- ✓ Medio Ambiente: Se debe tener en cuenta la preservación del medio ambiente, ya que se asegura que los equipos y el mantenimiento de estos genere el mínimo impacto ambiental, de ser posible no se genere. Los errores humanos, falta de mantenimiento y aplicar malas políticas de mantenimiento son algunos de los factores que generan impacto en el medio ambiente.

2.3.2. Herramientas de Mantenimiento

2.3.2.1. Método Kaizen

El término de origen japonés significa “cambiar para mejorar”. Esta filosofía surgió de la integración de la capacidad de dar respuesta a los perfiles, de esta forma se afronta los desafíos planeados, además, se restablece el aspecto económico y social. Este método se volvió un estilo de vida que generó un cambio cultural y mejoró la productividad de los japoneses, por lo que lo han considerado como una ventaja competitiva (Imai, 1996).

Este método busca la integración de los trabajadores de una empresa para mejorar sus procesos con aportes que pueden ser pequeños pero eficientes.

La filosofía Kaizen cuenta de 5 pasos o también llamadas cinco S, Es uno de los métodos más utilizados y los pasos vienen de los vocablos japoneses: Seiri, Seiton, Seiso, seiketsu, Shitsuke , utilizando estos pasos se busca eliminar los malos hábitos dentro de un entorno laboral .

- Seiri (Organización). Cada cosa en su lugar.
- Seiton (Reducir Búsquedas). Es decir, facilitar los movimientos, bien sea de materiales o personas.
- Seiso (Limpieza). Limpieza en los proceso o área de trabajo.

- Soiketsu(Estandarización). Estandarización de los procesos simplificándolo de forma homogénea.
- Shitsuke (Disciplina). La última de las 5 S, Los buenos hábitos en las empresas y de cara al cliente compañeros son esenciales para el correcto funcionamiento de la empresa.

2.3.2.2. Poka-Yoke

Poka-Yoke con un significado en español de “a prueba de errores”, fue una metodología diseñada en Japón que busca adaptar procesos eliminando y/o evitando fallas ya sean por máquina o por operario (Shingo, 1950). Esta metodología se puede implementar y tiene ventajas en la detección de errores debido a que:

- Los defectos se generan por algún error o errores.
- Las inspecciones apoyan a detectar defectos.
- Es necesario detectar el defecto durante el proceso del trabajo.
- En el proceso se debe localizar y eliminar error.
- Errores resueltos no deben volver a suceder.
- Es importante encontrar errores antes de que se vuelvan defectos.
- Los errores son causados por trabajadores

Por ende, los errores al finalizar el proceso pueden ser corregidos con la aplicación de algunos métodos cómo:

- El buscar alguna limitación del operario para tener incidencia a equivocarse.
- Que el defecto sea tan evidente por el error del operario.

El metodo Poka-Yoke puede utilizarse para prevenir y disminuir los errores o para advertir sobre ellos, a partir de dos funciones:

Función de Control

Se realiza el diseño de un sistema para evitar el error ocurrente. De esta forma se utiliza formas o colores para diferenciar el cómo debe desarrollarse los procesos. Estos requieren intervención inmediata (Predictiva 21, 2021).

Función de Advertencia

Se hace cargo de los errores que puede producirse, se diseña el dispositivo que reaccione cuando ocurra un fallo para dar advertencia que se debe corregir. Ejemplos de esto es la instalación de barreras fotoeléctricas, sensores de presión, alarmas, etc. (Predictiva 21, 2021).

2.4. Gestión de capacitación y entrenamiento

La capacitación tiene beneficios que se prolongan en los trabajadores durante el tiempo que ellos laboren para que puedan cumplir de mejor forma las actividades encomendadas. Existen diversos programas de capacitación que dan un desarrollo potencial al trabajador para que esté a la altura inclusive de un nivel ejecutivo. (Gestiopolis, 2020).

Los programas de capacitación presentan al menos cinco ventajas las cuales se expresan en la ilustración 27.

Ilustración 25

Beneficios de la capacitación

BENEFICIOS PARA EL INDIVIDUO
<ul style="list-style-type: none">■ Lo ayuda en la toma de decisiones y solución de problemas■ Alimenta la confianza, la posición asertiva y el desarrollo■ Contribuye positivamente en el manejo de conflictos y tensiones■ Forja líderes y mejora las aptitudes comunicativas■ Incrementa el nivel de satisfacción con el puesto■ Permite el logro de metas individuales■ Elimina los temores a la incompetencia o la ignorancia individual
BENEFICIOS PARA LA ORGANIZACIÓN
<ul style="list-style-type: none">■ Mantiene la competitividad de la organización■ Incrementa la rentabilidad■ Mejora el conocimiento del puesto y de la organización a todos los niveles■ Eleva la moral■ Promueve la identificación con los objetivos de la organización■ Crea mejor imagen■ Mejora la relación jefes-subordinados■ Ayuda en la preparación de guías para el trabajo■ Ayuda en la comprensión y adopción de nuevas políticas■ Proporciona información con respecto a necesidades futuras■ Agiliza la toma de decisiones y la solución de problemas■ Promueve el desarrollo del personal■ Contribuye a la formación de líderes y dirigentes■ Incrementa la productividad y la calidad del trabajo■ Ayuda a mantener bajos los costos en muchas áreas■ Promueve la comunicación en toda la organización■ Reduce la tensión y permite el manejo de áreas de conflicto
BENEFICIOS EN LAS RELACIONES HUMANAS
<ul style="list-style-type: none">■ Mejora la comunicación entre grupos y entre individuos■ Ayuda en la orientación de nuevos empleados■ Hace viables las políticas de la organización■ Alienta la cohesión de los grupos■ Fomenta una atmósfera de aprendizaje■ Mejora la calidad del hábitat en la empresa

Fuente: (Werther & Davis, 2008).

Para aprovechar los beneficios mencionados en la ilustración 15, los especialistas del área de recursos humanos, así como los gerentes de las diferentes áreas realizan evaluaciones de las necesidades, objetivos, el contenido de la capacitación y los alcances y desarrolló que se conseguirá.

La ilustración 28 muestra la secuenciación recomendable antes de iniciar cualquier actividad de capacitación, en este caso, el capacitador debe revisar las

necesidades del empleado para poder determinar los objetivos a desarrollar en la capacitación, además debe considerar el contenido a detalle para determinar el aprendizaje que obtendrá cada participante.

Ilustración 26

Pasos en la preparación de un programa de capacitación



Fuente: (Werther & Davis, 2008).

CAPÍTULO III

ÁMBITO DE ESTUDIO

3.1. Unidad de estudio

3.1.1. Generalidades del ámbito de estudio

3.1.1.1. Ubicación

La Unidad Minero Económica y Administrativa Huancapeti, está ubicada en el distrito de Aija, departamento de Ancash. La zona de estudio se describe a continuación:

El campamento minero “Hércules” se encuentra bajo las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas

- Longitud Oeste : 77° 33’
- Latitud Sur : 90° 46’
- Altitud : 4,160 msnm.

Coordenadas UTM

- Este :219565
- Norte : 8919502

Ilustración 27
Ubicación UEA Huancapeti



Fuente: INGEMMET – Unidad Minera Huancapeti.

3.1.1.2. Accesibilidad

Por carretera:

- Lima – Recuay 375 Km, 5 horas – carretera asfaltada
- Recuay – Mina Huancapeti 30 Km, 1 hora. – carretera afirmada

3.1.1.3. Topografía

Se ubica en la tierra de la Cordillera Negra. En la parte sur del departamento de Ancash, en el afluente occidental de la Cordillera de los Andes, se compone de dos subtribus, a saber: la Cordillera Blanca al este y la Cordillera Negra al oeste, atravesada por el valle del río Santa. o Callejón de Huaylas. Los afluentes oriental y occidental de la región centro-norte de la Cordillera Occidental de los Andes son paralelos en dirección sureste-noroeste.

La Cordillera Negra se llama así por elevaciones que hace que no se cubra de nieve. El área de la Cordillera Negra, donde se estudiaron las concesiones mineras, tiene una elevación de 4000 msnm en el campamento y picos de 4770 msnm, donde se ubica Unidad Minera Huancapeti y la estación de tratamiento metalúrgico.

3.1.1.4. Áreas de Influencia Directa del Proyecto

El área de influencia directa (AID) consta aproximadamente de 2874.58 hectáreas de extensión, en esta área se encuentra ubicadas varias concesiones mineras. Las áreas de influencia alcanzan los denuncios de Acumulación Alianza N°1. También están enmarcadas microcuencas como el Sipchoc, Santiago, Pallca y Hércules. El (EIA) o estudio de impacto ambiental del proyecto consideró estudios de base ambiental considerando agentes físicos, biológicos, socioeconómicos y culturales.

3.1.1.5. Áreas de Influencia Indirecta del Proyecto

Las áreas de influencia indirecta incluyen las poblaciones de Recuay, Aija, Ticapampa, en términos de intereses humanos y socioeconómicos. En cuanto a política, las poblaciones mencionadas pertenecen a las provincias de Recuay y Aija. Por su carácter humano, social, además del enfoque comercial, estos tienen una relación indirecta con los proyectos mineros y metalúrgicos. Asimismo, se enmarcan en las microcuencas de Collaracra, Jinchis y Llacsha, además de las mencionadas en el área de influencia directa.

El área de influencia indirecta (AII) tiene una superficie de 11145.33 hectáreas. Cubre la cuenca del río Santa por el lado noreste y la cuenca del río La Merced por el noroeste.

3.2. Fisiografía

El área de producción minero-metalúrgica y metalúrgica de la Unidad Minera Huancapeti se encuentra dentro de la región de las crestas de la Cordillera Negra, donde el terreno presenta formaciones superficiales escarpadas y onduladas que dan lugar a pampas de suave pendiente, sobre las cuales se forman lagunas. Los picos intermedios están formados por rocas ígneas que forman estructuras geomorfológicas características. La descripción de las características geomorfológicas puede ser la siguiente:

- Meseta Alto Andina
- Cañón de Erosión
- Valles de Erosión

El altiplano andino está definido por ríos con pendientes pronunciadas, incluyendo lagunas cuyas aguas fluyen hacia el oeste en ríos que terminan en el Océano Pacífico, y donde otros ríos descienden por los desagües del río Santa., que también desemboca en el Océano Pacífico, al norte. La Meseta Andina es uno de los 4,500 y 4,600 msnm.

Los cañones de erosión están formados por valles pequeños y angostos que descienden al este y al oeste de la Cordillera Negra y conducen al drenaje de la meseta andina y se encuentran entre los niveles de la Cordillera Negra de 4, 000 y 4, 500 msnm.

Entre los 3,600 y los 4,000 msnm son unidades geomorfológicas denominadas valles de erosión, comenzando los valles ligeramente inclinados de las nacientes de los valles costeros y los valles laterales del río Santa en la parte oriental.

Las condiciones mineralizadas del proyecto están ubicadas entre las unidades fisiográficas Meseta Andina y el Cañón de Erosión, entre las alturas de 4,000 y 4,600 msnm. Los yacimientos de las operaciones mineras Hércules y Coturcan se encuentran en la vertiente occidental de la Cordillera Negra en las zonas iniciales del Cañón de Erosión.

Los yacimientos de las operaciones mineras de la unidad Huancapeti están ubicados en el borde más alto de la Cordillera Negra en partes de la Meseta Andina. La

actual planta de procesamiento metalúrgico de Unidad Minera Huancapeti está ubicada en la unidad geográfica Meseta Alto Andina de la Cordillera Negra, a la altura de 4,500 msnm.

La geomorfología del área del proyecto muestra variación local debido a las aperturas de las operaciones mineras y los desechos generados por la planta de procesamiento, lo que alterará la estructura de la superficie debido a la acumulación de daños en las operaciones de extracción y almacenamiento de desechos.

3.3. Aspectos Geológicos

3.3.1. Geología Regional

La geología local o regional de esta zona está definida por la "Cordillera de los Andes", formando una unidad definida "geográfica, geomorfológicamente". En esta unidad se reconocen invasores terciarios correspondientes a porfirias incluyendo dacitas y microorganismos rimadores. Además, se presenta el grupo Calipuy, distribuido a lo largo de la "Cordillera Negra" formando la parte más alta, ubicada como una banda direccional "NW - SE", con un ancho que varía entre "25 a 40 km". Debido a las grandes profundidad de los valles transversales correspondientes a ríos importantes como el "Pativilca, Fortaleza, Aija y Pira", su límite oriental lo constituye en gran parte el río Santa; no obstante, existen yacimientos mineralógicos de este Grupo en el extremo sur de la "Cordillera Blanca y en la Cordillera de Huayhuash", la fuerza de Calipuy según los artículos (INGEMMET) es de unos 2000 metros y en algunos lugares hasta 3500 metros estratigráficamente variada vulcanismo, que consiste principalmente en rocas piroclásticas andesíticas gruesas; También es importante señalar que abundan las lavas andesíticas dacíticas y las firembritas. Esta secuencia es extremadamente variable, por lo que una sección transversal medida en cualquier posición se parece menos a una sección transversal medida en cualquier otro lugar.

Tabla 5
Unidades Litoestratigráfica Unidad Minera Huancapeti.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITAESTRATIGRAFICA	ROCAS INTRUSIVAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Yacimientos fluvioglaciares Yacimientos glaciales Yacimientos Aluviales Yacimientos Coluviales Inconformidad angular	Granodiorita Tonalita Gabro tonalita Granodiorita
	TERCIARIO	Plioceno	Formación Yungay Volcánico Calipuy Inconformidad Angular	
		Mioceno		
		Oligoceno		
		Eoceno		
Paleoceno				
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	Formaciones Pariahuanca, Chulec y Pariatambo Grupo Goyllarisquizga Formaciones Farrat, Carhuaz y Santa	
		Inferior	Formación Chímú Formación Oyón	
	Jurásico	Superior	Formación Chicama	

Fuente: Geología Unidad Minera Huancapeti.

3.3.1.1. Geología Estructural

En la Cordillera Negra se presenta tres tipos de estructuras: Fallas, Pliegues y estructuras circulares.

Fallas

- Sistema Andino de dirección NW-SE corresponden a las alteraciones regionales que han controlado la evolución andina y la geodinámica de las cuencas del Mesozoico.
- Sistema de fallas de dirección NE_SW están ubicadas entre los sistemas de fallas Huanllac-Churin y Huaraz-Recuay.

Estructuras Circulares

Están alineadas según una dirección NW-SE. Se ubican principalmente dentro del sistema de fallas Huaraz-Recuay y el sistema de fallas de Huanllac-Churin y engloba a centros volcánicos que fueron el inicio de emisión de las lavas del arco magmático del grupo Calipuy.

Las estructuras circulares tienen una elongación NE-SW y que se habrían movido a lo largo de las fallas tensionales desarrolladas dentro una zona de cizalla transcurrente con movimiento dextral, cuya dirección de esfuerzos de la región Ancash para la misma época, en la que se emplazaron los importantes yacimientos de Yanacocha, El Galeno, Michiquillay y Minas Conga.

Existen dos estructuras principales Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaraca.

Centro Volcánico Hércules

Se encuentra en el cerro Tarugo y está limitado por las quebradas Carán y Hércules. De esta han emanado lavas andesíticas y brechas piroclásticas que reposan en discordancia angular sobre las rocas Igneas y los volcánicos Calipuy.

Dentro del cuerpo semicircular se emplazó el yacimiento Tarugo de composición dacítica, en el probable foco volcánico y el Pórfido Pincullo. En los alrededores del centro volcánico se movieron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules (comúnmente conocida como Tufo Hércules), en la montaña Pucara, de donde salen diques al norte al sur; el Pórfido Huancapeti emplazado casi en el borde de la fractura circular, el Pórfido Bellota Maguiña, al oeste de la unión de las quebradas Hércules y Carán; el Pórfido Señor de Burgos y el Pórfido Olga, los tres últimos de composición similar al del yacimiento Tarugo.

Los escapes magmáticos del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento de las rocas principal, que son fracturas del rumbo N 30° W, principalmente en los contactos del dique Dacítico (tufo), que han sido dañadas por el fallamiento principal tipo Tarugo, Wilson, con el cual se asocian un sistema de fracturas conjugado tipo Huancapeti. Fracturas tensionales tipo

Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo bastante radial.

Las discontinuidades Señor de Burgos, Hércules, Tucto, de rumbo N-E, desplazan a las fracturas W-SE en el sentido dextrógiro. A lo largo de la falla Hércules hay pequeños cuerpos intrusivos de brecha, turmalina, cuarzo, pirita.

Stock Collaracra

Se encuentra en el cerro del mismo nombre, el yacimiento principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, contiene una forma más o menos circular, de él emergen varios diques y diques capas (sills), que se amplían hacia Jinchis y Florida, este stock es porfirítico y de características dacítica, está emplazado en los volcánicos Calipuy.

Ilustración 28
Columna Estratigráfica

ERA/ETAPA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GRESOR (m.)	LITOLOGIA	DESCRIPCION		
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	Fm. Azángaro			Limoñitas y areniscas limosas betge Disc. arg.		
			NEOGENO	PLIOCENO	Gpo. Barroso	<100		Derrames andesíticos, gneolitos y brechas volcánicas angularidad
	MIOCENO	SUPERIOR			Gpo. Illapaca	30 300		Tobas, brechas volcánicas, lavas
				Fm. Palca			Tobas volcánicas nodulíticas Disc. arg.	
		MEDIO		Fm. Tinajani	>1000		Conglomerados polimicticos	
				INFERIOR	Gpo. Tarata	<300		Hojas andesíticas, tobas, brechas y areniscas vulcanoclásticas Disc. arg.
	PALEOGENO	OLIGOCENO						
		EOCENO		Gpo. Puno	100 300		Conglomerados, areniscas de grano grueso, limolitas y delgados niveles lobáceos Disc. arg.	
	MESOZOICO	CRETACEO		SUPERIOR	Fm. Mufari	300 800		Areniscas y limoarcillitas marrón rojizas de grano fino a grueso
			Fm. Anasagasta				Areniscas rojiza con niveles de lodolitas	
Fm. Viquechico			400 600			Limoarcillitas gris oscuras con niveles de areniscas		
INFERIOR			Gpo. Macho		Fm. Aguarunas	>720		Areniscas cuarzosas blancas Calizas y dolonitas grises Areniscas arenosas y limolitas rojas
					Fm. Huancané	800 300		Areniscas (cuarzosa) blanco rosadas Calizas laminadas ligeramente espáticas
			Fm. Umas		Mbr. Serna	60-130		Areniscas, limoarcillitas rojas
				JURASICO	SUPERIOR			Limoñitas y areniscas cuarzosas claras
MEDIO			Gpo. Lagunitas	80 200		Calizas gris oscuras intercaladas con pelitas negras y areniscas calcáreas		
INFERIOR			Gpo. Yura					
PALEOZOICO			SUPERIOR	PERMIANO	Gpo. Inca	250		Lavas andesíticas, tobas y brechas conglomeradas y areniscas rojas
		Gpo. Mita			300		Areniscas calcáreas y limolitas rojas con intercalaciones calcáreas	
		INFERIOR			Gpo. Copacabana	80 100		Calizas gris clara con nodulos de chert en estratos tabulares
	CARBONIFERO				Gpo. Tarma	50-750		Areniscas cuarzosas (ceadas) y limolitas grises
		Gpo. Ambo		200 1000		Conglomerados polimicticos, areniscas y li- moñitas rojas con niveles pelíticos gruesos Disc. arg.		
	INFERIOR	DEVONIANO		SUPERIOR			Capas delgadas de areniscas y limolitas con lentas nodulares	
			MEDIO					
			INFERIOR	Gpo. Cabanillas	100 >300		Lavas grises intercaladas con capas delgadas de areniscas, con facies turbidíticas, con presencia de fósiles	
		SILURIANO						
	ORDOVICIANO			Fm. Calapuja	>300		Lavas grises con intercalaciones de areniscas y arenolitas blancas de grano fino	

Fuente: Geología Unidad Minera Huancapeti.

3.3.1.2. Estratigrafía en el contexto regional

Regionalmente y estratigráficamente, el Grupo Calipuy tiene un gran desajuste entre todas las formaciones mesozoicas. Las unidades más jóvenes son la "Formación Casapalca más antigua y la Formación Chicama". Se supone que el Grupo Calipuy fue movido luego de periodos de "plegamiento, erosión y levantamiento" que afectaron a las unidades anteriores y resultaron en una gran área de erosión.

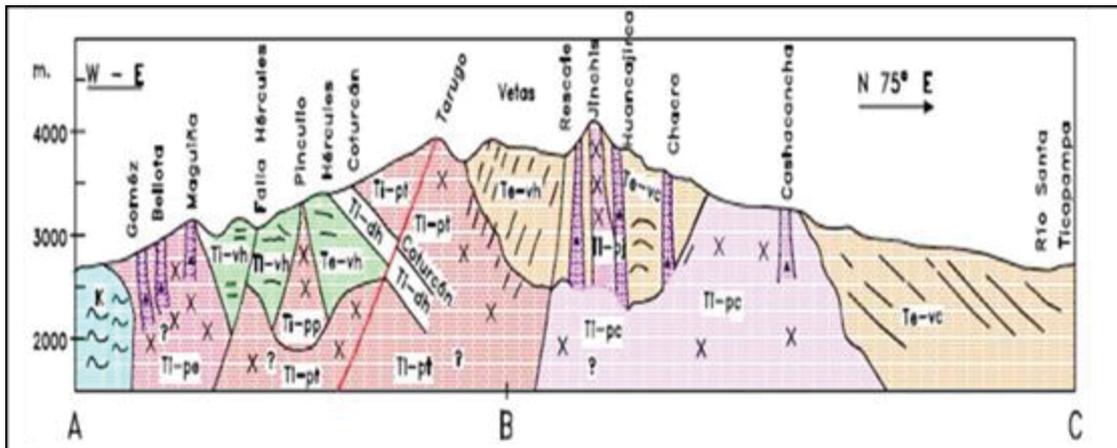
3.3.1.3. Edad y Correlación

En el contexto regional, ocasionalmente los depósitos del Grupo Calipuy se depositan en lagunas de agua dulce. Suelen estar formados por "lutita y arenisca". Estratigráficamente se sabe que el sedimento del "Grupo del Calipuy" se encuentra aún sobre una superficie erosiva bien desarrollada, en este contexto se piensa que pertenece al Cenozoico. Se ha concluido que el Grupo Calipuy se amplía desde el "Eoceno al Mioceno" y que el plegamiento de los estratos subyacentes y el desarrollo de la superficie erosiva se dieron durante el periodo del "Paleoceno".

El Grupo Calipuy ha sido conocido por varios autores, tanto en el norte y zona centro del Perú, y está representado por la "Formación Tembladera, Llama y Porculla de la zona norte del Perú", que tiene correlación con la "Formación Yantac en el centro del Perú" y como parte de la "Grupo de Toquepala y Tacaza del sur del Perú". En el Anexo 1 se observa la geología del yacimiento.

Ilustración 29

Sección Geológica Longitudinal



Fuente: Geología Unidad Minera Huancapeti.

3.3.2. Geología Local

Esta información se refiere al mapa "litológico-estructural" correspondiente al entorno de la Quebrada Hércules, donde se localiza principalmente la mineralización de los cuerpos mineralizados "Hércules y Coturcan", relacionadas con los períodos segmento de mineralización volcánica del Grupo Calipuy de la "Edad Oligoceno-Mioceno". "(Paleogeniano)", generalmente representado por un "flujo de lava" de composición andesítica y en menor medida un flujo piroclástico. También es importante señalar en el área evaluada la presencia de pequeñas apófisis de porfiria con una composición característica: descripción macrolitográfica).

3.3.3. Geomecánica del macizo rocoso

La caracterización geomecánica del macizo rocoso corresponde a la etapa preliminar del estudio geomecánico de la U.E.A Huancapeti y sus alrededores físicos, para lo cual se ha realizado considerando los datos litológicos, estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico-geomecánico a través del método (Líneas de Detalle) para cada dominio estructural en los distintos niveles.

La conclusión de las características geomecánicas del macizo rocoso está determinada en su mayoría por trabajos empíricos debido a la aleatoriedad de los mismos, la haciendo uso de datos empíricos genera una inquietud por lo que se debería de tener un máximo cuidado en la utilización de dichos datos.

Hay una gran variedad gama de sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos, no obstante, en el presente estudio se hace uso de la siguiente clasificación RMR (Rock Mass Rating – Valoración de la masa rocosa) de Bieniawski (1989).

Tabla 6
Clasificación de la masa rocosa

Tipo de Roca	Rango de RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II A	> 70	> 18	Buena A
II B	61-70	6.61 – 17.97	Buena B
III A	51-60	2.18 – 5.92	Regular A
III B	41-50	0.72 – 1.95	Regular B
IV A	31-40	0.24 – 0.64	Mala A
IV B	21-30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Fuente: Geomecánica Unidad Minera Huancapeti.

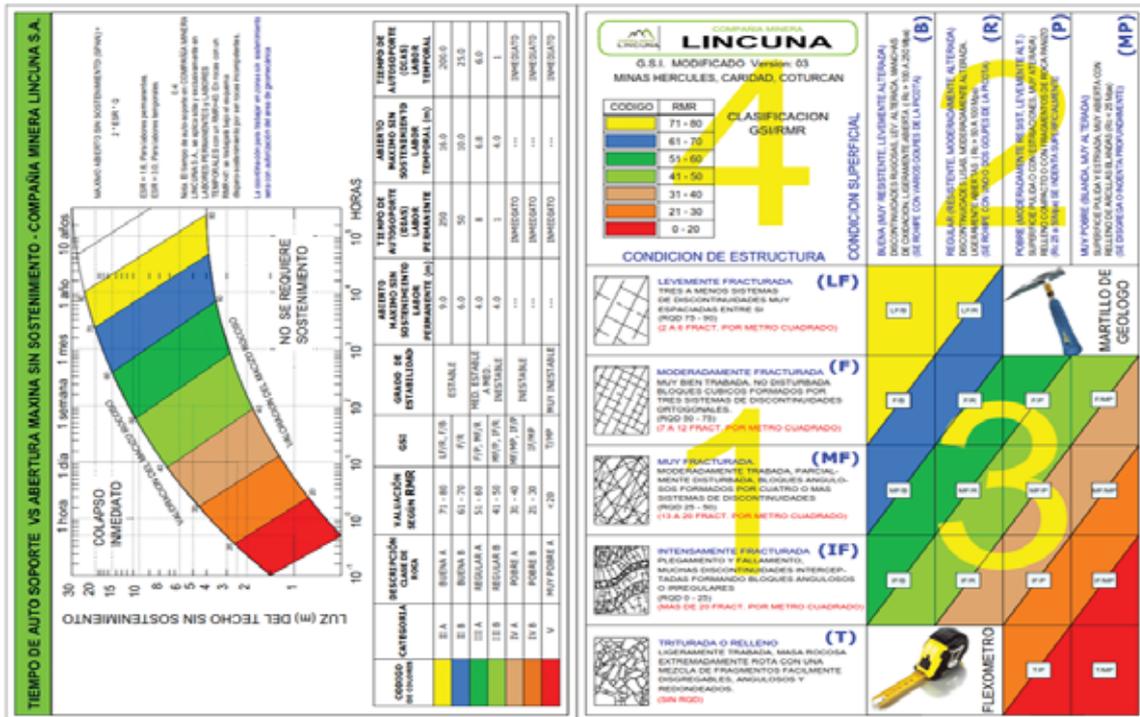
En base a la información del tipo y la calidad de la masa rocosa, se ha establecido promedios y rangos de calidad tanto para el cuerpo mineralizado y en las dos cajas encajonantes. De este modo se tiene dividida por zonas de Mineralogía.

Tabla 7
Clasificación de la masa rocosa en la mina Coturcan

Mina	Estructura	Roca Encajonante	Clasificación de la Masa Rocosa	
	Litología	Dominio	Rango RMR	Calidad según RMR
Coturcan			61-70	Buena IIB
	Lavas-tufos Volcánicos	Caja Techo	51-60 41-50	Regular IIIA Regular IIIB
			31-40	Mala IVA
	Brecha Mineralizada	Mineral	61-70 51-60 41-50	Buena IIB Regular IIIA Regular IIIB
	Lavas-tufos volcánicos	Caja Techo	61-70 51-60 41-50	Buena IIB Regular IIIA Regular IIIB
	Falla	Falla Piso	< 21	Muy Mala

Fuente: Geomecánica Unidad Minera Huancapeti.

Tabla 8
Tabla geomecánica U.M. Huancapeti



Fuente: Geomecánica Unidad Minera Huancapeti.

Tabla 9
Tabla de geomecánica sostenimiento U.M. Huancapeti

TABLA GEOMECANICA RMR						TIPO DE SOSTENIMIENTO		
RIESGO DE ESTABILIDAD	CODIGO DE COLOR	CATEGORIA	DESCRIPCION CLASE DE ROCA	VALUACION SEGUN RMR	GSI	AVANCES (PREPARACIONES Y EXPLORACION Y DESARROLLO)		
						TEMPORALES <= 1 año	PERMANENTES >= 1 año	EXPLOTACION (TAJEOS)
RIESGO BAJO	Verde	II A	BUENA A	71 - 80	L/F, F/R	Perno de fricción ocasional o puntual	Perno helicoidal ocasional o puntual	Perno de fricción ocasional o puntual
		II B	BUENA B	61 - 70	F/R	Perno de fricción espaciados a 1.75mx1.75m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1.75mx1.75m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1.75mx1.75m en forma de rombo
RIESGO MEDIO	Verde claro	III A	REGULAR A	51 - 60	F/P, M/R, F/R	Perno de fricción espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo
		III B	REGULAR B	41 - 50	M/P, S/P, F/R	Perno de fricción espaciados a 1.50mx0.85m en forma de rombo mas malla electrolimada	Perno helicoidal espaciados a 1.50mx0.85m en forma de rombo mas malla electrolimada	Perno de fricción espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo
RIESGO ALTO	Amarillo	IV A	POBRE A	31 - 40	M/MP, S/P, F/R	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.50mx1.50m en forma de rombo
		IV B	POBRE B	21 - 30	I/F/MP	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.25mx1.25m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.00mx1.00m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.25mx1.25m en forma de rombo
		V	MUY POBRE	< 20	T/MP	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.00mx1.00m en forma de rombo y/o cinturas de perno H tipo DW20	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.00mx1.00m en forma de rombo	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1.00mx1.00m en forma de rombo

METODOLOGIA DE APLICACION - TABLA GSI

APLICACION SIN CONSIDERAR FACTORES INFLUYENTES

Para aplicar la Tabla se deben lavar los hastiales, el techo y el frente de la labor y determinar los 2 parámetros del INDICE GSI:

1. Condición de Estructura, se determina cortando el número de fracturas por metro lineal.
2. Condición Superficial, se determina mediante golpes de picota o hacha.

CORRECCION CONSIDERANDO FACTORES INFLUYENTES

Los factores influyentes condicionan un mayor reforzamiento del área evaluada, por lo tanto deberá "castigarse" con un menor INDICE GSI e instalarse el siguiente tipo de sostenimiento, considerando una sola corrección para OCURRENCIA de:

1. Esfuerzos In Situ, por profundizaciones mayores a 500 m.
2. Esfuerzos Inducidos, por labores cercanas entre sí.
3. Esfuerzos Inducidos, por Labor Antigua, Pilones-Puentes.
4. Presencia de agua de filtración como goteras o flujos.
5. Presencia de Falla, Zonas de corte o áreas perturbadas.
6. Falta de sostenimiento o sostenimiento no oportuno.
7. Orientación de las fracturas.

FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: MF/R

CON FACTORES INFLUYENTES: F/A, F/B, F/C, F/D, F/E, F/F, F/G, F/H, F/I, F/J, F/K, F/L, F/M, F/N, F/O, F/P, F/Q, F/R, F/S, F/T, F/U, F/V, F/W, F/X, F/Y, F/Z

TIPO DE SOSTENIMIENTO

SOSTENIMIENTO ACTIVO (Trabaja inmediatamente después de perforar en la roca)

PERNO HELICOIDAL (2" x 2.2' 60kg)

PERNO SPLIT SET (1.5" x 1.5' 30kg)

PERNO HYDRABOLT (1.5" x 1.5' 30kg)

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO (Trabaja después de que la roca se acomode al sostenimiento)

SEGUN DE EXCAVACION > 3m usar 7/8" SECTION DE EXCAVACION < 3m usar 5/8"

ORIENTACION DE LOS PERNOS (Perforar cortados e inclinados de instalar un perno)

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO PASIVO (Trabaja después de que la roca se acomode al sostenimiento)

CONCRETO (Capa 5cm de 1:1:2)

SHOTCRETE (Capa 5cm de 1:1:2)

WOOD PACK (Capa 5cm de 1:1:2)

PUNTILES DE MADERA (Capa 5cm de 1:1:2)

MALLA ELECTRODODADA (Capa 5cm de 1:1:2)

NOTA: TABLA GEOMECANICA elaborada por el Area de Geomecánica

Fuente: Geomecánica Unidad Minera Huancapeti

3.3.4. Depósitos Minerales

Los tipos de depósitos minerales son de origen hidrotermal pertenecen al tipo vascular que rellena y reemplaza fallas en rocas volcánicas y de cavitación. Los minerales son principalmente plata--zinc-cobrey plomo con galenita, esfalerita, calcopirita, jamesonita, tetraedrita, etc. En la matriz de cuarzo, sílice, piritita, calcita.

Hay dos tipos principales de afloramientos en vetas:

- ✓ Sistema Hércules. - Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, dimensiones de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Coturcán, Santa Deda.
- ✓ Sistema Tarugo. - Rumbo promedio N 30°- 35° E, buzamiento 80° NW – SW con dimensiones de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra, Florida.

3.3.5. Mineralización

Los cuerpos y mineralización es discontinua y errática; existen dos tipos de mineralización: a) en veta y b) en cuerpos.

- ✓ Mineralización en Vetas: Están dados por clavos de mineral están confinados a vetas individuales o en columnas como en Manto 2. En las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen una longitud que no superan los 2.50 m, con dimensiones entre 40m y 200m, que tiene una separación por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral, en algunos casos solamente uno, como en Florida, Jesús, Wilson.
- ✓ Cuerpo de Mineral: Están constituidos por la proximidad de dos vetas, como el caso de las vetas “Hércules A” y “Manto 2” o por la existencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la conexión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2 en su extremo sur, por la unión con una falla como en Huancapeti y Hércules.
- ✓ Cuerpo Sansón: El yacimiento Sansón, se encuentra definido por los cuerpos de veta Hércules y Manto, en sociedad con la veta en la zona centro, además se puede observar una disseminación total en el área, además de vetas más angostas, que tienen pertenencia a otro sistema estructural N35°W. La mineralización es principalmente plata – plomo

– zinc, con galena argentífera, esfalerita, calcopirita, etc. En ganga de cuarzo, sílice, piritita, y calcita.

- ✓ Cuerpo Tarugo (Leslie): El cuerpo Tarugo, es una estructura de Veta-Falla. Con un Rumbo promedio N 35°- 45° E, buzamiento 85° NW – SW con dimensiones de 500 a 20000 metros de espaciamiento. En esta estructura se asocia la veta Coturcan, la cual forma un cuerpo, con estructuras que tienen de rumbo E-W, y con cantidades considerables de sulfuros de fierro, galena, esfalerita. Este cuerpo tiene 50 metros de continuidad de forma vertical. La mineralización es en su mayoría de plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera, esfalerita, calcopirita.

Estos cuerpos tienen una concentración de mineralización en la veta respectiva y lo que se disemina entre ellas, que por lo general es de menor ley, pero en promedio son rentables y fuentes de gran tonelaje. Los cuerpos formados por la cercanía de la veta Hércules A y Manto 2 en el nivel 7 llegan hasta el nivel 6 y por debajo unos 60m; tienen la forma de troncos piramidales con cambios en sus anchos de 4m a 20m, y dimensiones de 50m a 200m. Aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos tiene anchos de 3m a 5m, están vinculado sin variaciones a la mineralización de las vetas. Los cuerpos controlados por fallas son significativamente persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

3.4. Reservas minerales

Las toneladas de mineral se calculan con base en el muestreo sistemático del canal y el grado de producción, en algunos casos. Se definen como la suma de: los minerales probados y probables, más la suma o parte de los minerales marginales, siempre que el peso promedio sea superior a la ley mínima de explotación.

3.4.1. Ancho mínimo de minado y leyes de minado

Para todos los bloques de espesor menor a 2.00 m se considera un factor de dilución del 12%, se considera un ancho mínimo de toma o corte de 1.50 m para los circuitos Hércules A y Coturcán; 1,20 m para el resto de las vetas. En el caso de los grados de prueba, se penalizan con un factor que resulta de dividir la potencia de prueba por el ancho de operación, es decir, por el factor de dilución.

3.4.2. Altura de los Bloques

Los datos de elevación se refieren a un plano vertical, para los cálculos se modifican en el plano de la cumbre o se reducen a este plano.

Para bloques de mineral con una sola asignación de muestreo, la longitud de mineralización correspondiente, para la altura respectiva de los bloques, es la longitud total de la fundación o cuerpo de mineral. Existen bloques individuales dentro de una misma fundación o cuerpo mineral, que se distinguen por razones de trabajo o valor. Los bloques individuales tienen la misma altura en relación con la longitud de la cimentación o del yacimiento.

Para block mineralizados que consisten en dos o más sitios de muestreo, la altura está dada por las chimeneas o pisos. Los criterios geológicos están relacionados con la forma del yacimiento, la continuidad del mineral, su estructura, etc. dominan, a veces alterando los estándares de altura.

Las dimensiones indicadas son las máximas para los blocks en ensayo, medidas en un plano vertical, para efectos de cálculo se reducen por la longitud inclinada. Los bloques probables pueden ser de igual o menor altura según criterios geológicos.

La altura como mínimo es de 10 m. Y la longitud mínima de mineralización es de 15 m.

Las siguientes tablas enumeran las reservas medidas para cada tipo de mineral.

Tabla 10
Resumen de Reservas

Zona	Categoría	TM	Ag oz/TM	Pb%	Zn%	As%	VP. (\$/TM)
CARIDAD	Probado	59,271	4.22	1.55	1.82	3.31	84.49
	Probable	64,852	4.25	1.39	1.74	2.84	82.22
	SubTotal	124,122	4.24	1.47	1.78	3.06	83.29
HERCULES	Probado	157,734	1.96	1.74	2.10	1.82	66.23
	Probable	167,339	2.36	1.59	2.29	1.41	71.16
	SubTotal	325,073	2.16	1.66	2.19	1.61	68.74
COTURCAN	Probado	44,801	3.62	2.26	2.44	3.13	93.86
	Probable	477,400	2.11	1.76	1.72	2.00	63.42
	SubTotal	522,201	2.23	1.80	1.78	2.10	65.92
	Total	971,396	2.47	1.71	1.92	2.06	69.08

Fuente: Geología UEA Huancapeti.

3.5. Método de explotación

Se seleccionan los métodos de explotación en el circuito y cuerpo mineral mediante análisis económicos, seguros y eficientes (especificación geotécnica, ventilación, soporte, servicios auxiliares, etc.) Se organiza la explotación; Existen los siguientes métodos descritos en la Tabla 8.

De la tabla anterior se visualiza que el Método de Explotación es corte y relleno (Cut and Fill), y sus modificaciones solo se da en razón a:

- Caracterización Geomecánica
- Geometría del block mineralizante
- Longitudes y características de equipos a utilizar

3.5.1. Corte y Relleno Ascendente Mecanizado en Breasting

Aplicado en bloques mineralizados cuyo tipo de roca hospedante y bloque de mineralización son andlt; = Regular IIIB (RMR = 41-50). El minado se realizará en bancos horizontales con altura de corte de 3 metros (breasting), los cuales partirán del piso inferior hasta llegar al piso superior, dejando un puente por seguridad. Una vez minado un banco, se rellenan los boquetes con material triturado, formando una nueva plataforma de minado para el siguiente corte, se limpia el material con un equipo Scooptram.

Según la geometría del yacimiento (Potencia, buzamiento, longitud) se tiene dos variantes:

3.5.1.1. Corte y Relleno Ascendente – Breasting (Pot $\leq 2.5 - 3.5 \geq$ metros)

Fases de Minado

- Preparación: Primero se desarrolle una estructura mineralizada en su longitud y los muestreos debidos, ubicando la zona económica. A partir de una rampa secundaria se realiza la construcción de brazos batidores de aproximadamente 20 metros de altura con un buzamiento a 35° con 28.28 metros de inclinación, se realiza la construcción de accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradiente de -15% y una longitud de 60 metros, para dar

mayor accesibilidad a los puntos de ataque. Se realiza los puntos de accesos según se incrementa la explotación hasta lograr una diferencia de +15%.

- Explotación: Se realiza el desquinche de la caja piso del mineral, sin condicionar la corona, la cual tiene el objetivo la elevación de la caja piso. Este disparo se realizará en retirada en tramos de 10 metros.

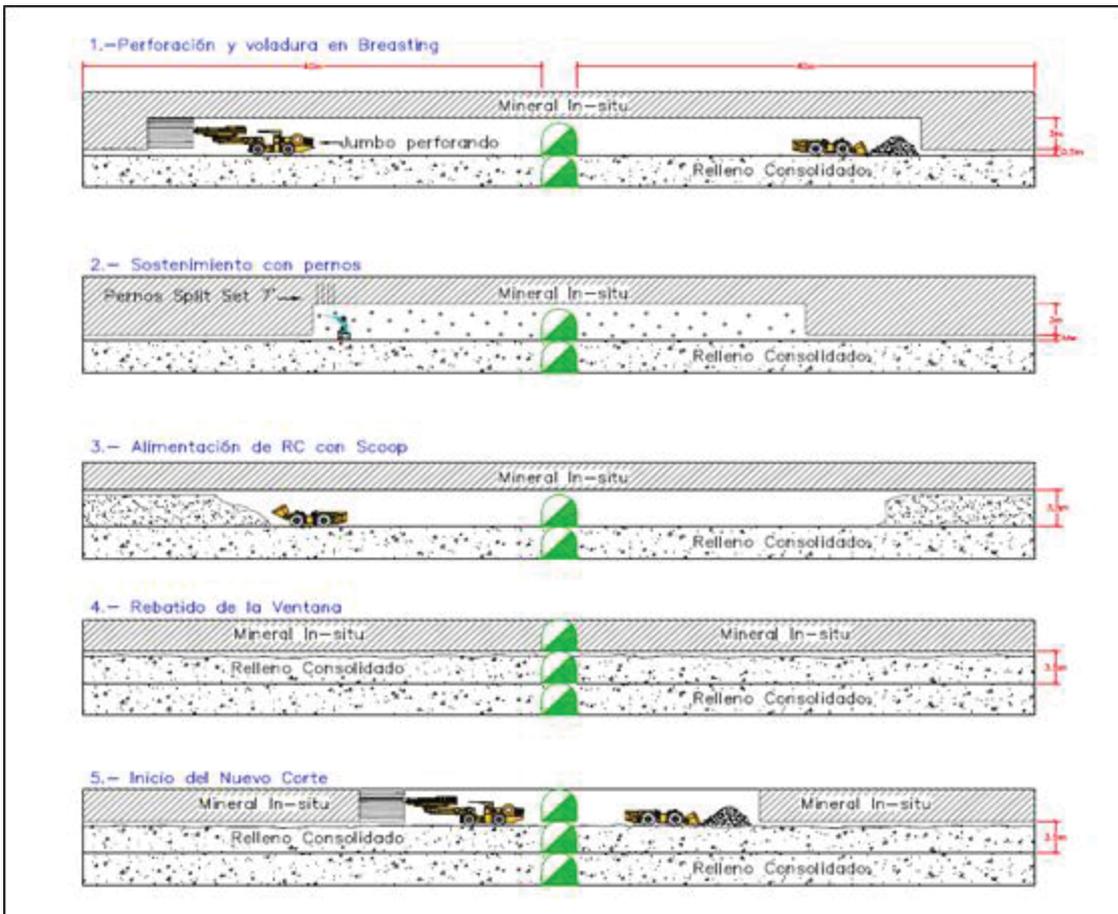
Al culminar el relleno se realiza la formación del banco de explotación de 3 metros. Los taladros de producción tendrán posición horizontal con un control debido de voladura en la totalidad de la longitud del block. El ciclo continuo hasta que la rampa de acceso forme una Rpa (+) 15%.

Máxima longitud de Tajeo que se explotará a 100 metros a cada ala (N-S), según corresponda.

- Extracción: Se usa Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia unas cámaras que acumulan el mineral cercano a las zonas donde se realiza la explotación, con un máximo de 150 metros.
- Relleno: Se realiza el retiro con una luz de 1.5 metros por el buzamiento, se forma el banco de explotación, topografía debe encargarse de realizar el pintado de la línea rasante para el relleno correspondiente según la sugerencia de altura.
- Transporte; Los volquetes marca VOLVO FMX son los utilizados para el transporte, de capacidad 10m³, se acondicionan para el interior de la mina (Tolva y cabina recortadas para sección 4.0x4.0 mts).

Ilustración 30

Método de minado de Corte y Relleno ascendente en breasting - Mina



Fuente: Planeamiento UEA Huancapeti.

3.5.1.2. Corte y Relleno Ascendentes – Breasting Cámaras y pilares (Pot \geq 3.5 metros)

Fases de Minado

- Preparación: Primero se desarrolla una estructura mineralizada en su longitud y los muestreos debidos, ubicando la zona económica. El criterio de diseño de Rampa de acceso se toma del método anterior, lo cual repercute a corte y relleno normal, empezando de una rampa secundaria se realiza la construcción de brazos batidores de aproximadamente 20 metros de altura con un buzamiento a 35° con 28.28 metros de inclinación, se realiza la construcción de accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradiente de -15% y una longitud de 60 metros, para dar

mayor accesibilidad a los puntos de ataque. Se realiza los puntos de accesos según se incrementa la explotación hasta lograr una diferencia de +15%.

- Explotación: Se empieza con el desquinche de la caja piso del mineral (Galería inicial), sin condicionar la corona, esto con el fin de elevar la caja piso (con el desarrollo de la galería se llevó a la altura de gradiente). Este disparo se hará en salida en tramos de 10 metros.

Terminando con el relleno se sigue a la formación del banco de explotación de 3.0 metros. Las perforaciones de producción deben estar posicionados de forma horizontal con voladura controlada (Precorte), en toda la longitud del block.

Dado que la inclinación de la estructura mineralizada es $\leq 35^\circ$; se tiene que disponer en el siguiente corte una fila más de pilares por el lado ancho de explotación y para proteger la caja techo y la rampa de acceso, Estos pilares estarán especificados según la evaluación geomecánica.

Este ciclo operativo continuará hasta que la Rampa (-) 15 % de acceso, forme una Rpa (+) 15%.

Longitud máxima de Tajeo a explotar 50mts a cada ala (N-S), según sea el caso.

- Relleno: Después se procede al relleno en retirada o en salida dejando una abertura o luz con un máximo de 1.5 metros (Por el buzamiento), y formar el banco de explotación. el área de topografía es el encargado de realizar el pintado de la línea de rasante para el respectivo relleno según la altura sugerida.
- Extracción: Se realizará con un Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia unas cámaras que acumulan el mineral cercano a las zonas donde se realiza la explotación, con un máximo de 150 metros.

3.5.1.3. Corte y Relleno Ascendente en Realce (<2.0 – 3.5> metros)

Fases de Minado

- **Preparación:** Una vez se desarrolla la estructura mineralizada (control caja piso) en longitud y realizando la determinación de la parte económica. El criterio de diseño de Rampa de acceso se basa en el método anterior que tiene en cuenta el corte y relleno estándar, a partir de una rampa secundaria se realiza la construcción de brazos de batidos cada 20 metros de altura, con un buzamiento a un ángulo de 35° con longitud de 28.28 metros e inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradientes de -15% y longitudes de 60 metros. De esta forma para dar acceso a los frentes de ataque. Se realizan accesos según aumenta la explotación hasta conseguir una gradiente positiva de 15%.
- **Explotación:** Se empieza con la cara libre en el punto de cada tajo ocasionando una salida de sección, luego se continua con la perforación de los taladros de producción paralelos a la cara libre, con una inclinación que esté acorde al buzamiento que tiene la estructura.
Se realiza la voladura en retirada, en tramos de 10 metros, realizándose hasta el inicio de la zona donde se realiza la explotación.
Se inicia el relleno de forma progresiva dejando una luz del techo al piso de 3.5 metros para realizar el sostén según se recomienda de forma geomecánica.
Este ciclo operativo continúa hasta que la rampa forme un RPA positivo de 15%.
Se tiene 100 metros de longitud de tajeo máxima para la explotación, esto es a cada ala según corresponda.
- **Extracción:** Se usa Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia unas cámaras que acumulan el mineral cercano a las zonas donde se realiza la explotación, con un máximo de 150 metros.

- Relleno: El relleno se realiza de forma progresiva con una luz del techo al piso de 3.5 metros. Topografía se encarga de realizar el pintado de la línea rasante para el relleno según la altura sugerida.

3.5.1.4. Corte y Relleno Ascendente con Cámaras y Pilares realce (Pot>3.5 mts)

Fases de Minado

- Preparación: Empieza con el desarrollado de la estructura mineralizada (control caja piso) en longitud y ancho (cámaras y pilares, al techo según diseño geomecánica), y determinando la parte económica. El criterio de diseño de Rampa de acceso se toma del método anteriormente mencionado (Corte y relleno estándar), primero una rampa Auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 mts. de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.28 mts en inclinado, se trabajan accesos de 3.5 x 3.5 mts, con inclinaciones de -15% y dimensioness de 60 mts. para dar acceso a las caras de ataque. Se trabajan los accesos conforme sube la explotación hasta lograr una inclinacion de +15%.
- Explotación: Se empieza con la cara libre en el extremo de cada tajo realizando una salida de sección (Pot.vetax2mts), para despues continuar con la perforación de los taladros de producción paralelos a la cara libre, cuyo buzamiento será acorde a la inclinacion de la estructura. La Explotación será en retira o salida tanto en dimension y potencia, que quiere decir que primero se realizar el corte típico en realce en la cámara del piso, para despues pasar a la cámara del techo. Con la idea que la intercamaras del Cámara 1 (Caja techo), puedan ser utilizadas como ventanas de evacuacion de mineral del material disparado. También se realiza la tronadura en salida, con tramos cortos (12mts), este proceso se realiza hasta el inicio del área de explotación.

Luego se empieza el relleno en avanzada, empezando por la cámara 1 para pasar a la cámara 2 dejando una abertura máxima de Techo – piso de 3.5 mts, para realizar el sostenimiento de acuerdo con la recomendación geomecánica.

Debido a la inclinación de la estructura mineralizada es $\leq 40^\circ$; se tiene que dejar para el posterior corte, otra fila de pilares por el ancho de explotación y para cuidar La caja techo y Rampa de acceso, Estos pilares estarán de acuerdo con la evaluación geomecánica.

Este círculo operativo continuara hasta que la Rampa (-) 15 % de acceso, forme una Rpa (+) 15%.

Dimensión máxima de Tajeo a explotar 50mts a cada ala (N-S), según sea el caso.

- Extracción: Se utilizará un Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia un botadero Y/o Cámaras de acopio de mineral cercano a la zona de explotación (Max 150 mts).
- Relleno: El relleno en avanzada, empezando por la cámara 1 para luego pasar a la cámara 2 dejando una luz máxima de Techo – piso de 3.5 mts. el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo a la altura sugerida anteriormente.

3.5.1.5. Corte y Relleno Ascendente con perforación en Realce – Perforación convencional (≤ 2.0 m.)

Fases de Minado

- Preparación; Una vez trabajado la estructura mineralizada (control caja piso) en dimensiones y determinando la parte económica. El criterio de diseño de Rampa de entrada se toma del método descrito líneas arriba (Corte y relleno estándar),Luego de una rampa Auxiliar se construyen brazos de basculantes separados cada 20 m. de altura en vertical, con inclinacion a 35° es 28.28 m. en inclinado, se construyen entradas de 3.5 x 3.5 m., con inclinaciones de -15% y dimensiones de 60 m. para dar acceso a las caras

de ataque. Se trabajan los accesos conforme sube la explotación hasta lograr una inclinación de +15%.

- Explotación; Se empieza con la cara libre en el extremo de cada tajo generando una salida de sección (Pot.vetax2.5), para luego seguir con la perforación de los taladros de producción paralelos a la cara libre, cuya inclinación será acorde al buzamiento de la estructura. Aquí se adiciona perforar una fila de taladros de desquinche al piso.

Se realiza la tronadura o voladura en salida, con tramos cortos (15 m.), y se procede al sostenimiento y luego la limpieza, para luego realizar la voladura de descaje, este proceso se realiza hasta el inicio de la parte de explotación. Luego se empieza con el relleno en avanzada dejando una abertura de Techo – piso de 2.4 m., para realizar la acumulación de taladros con Jack Leg.

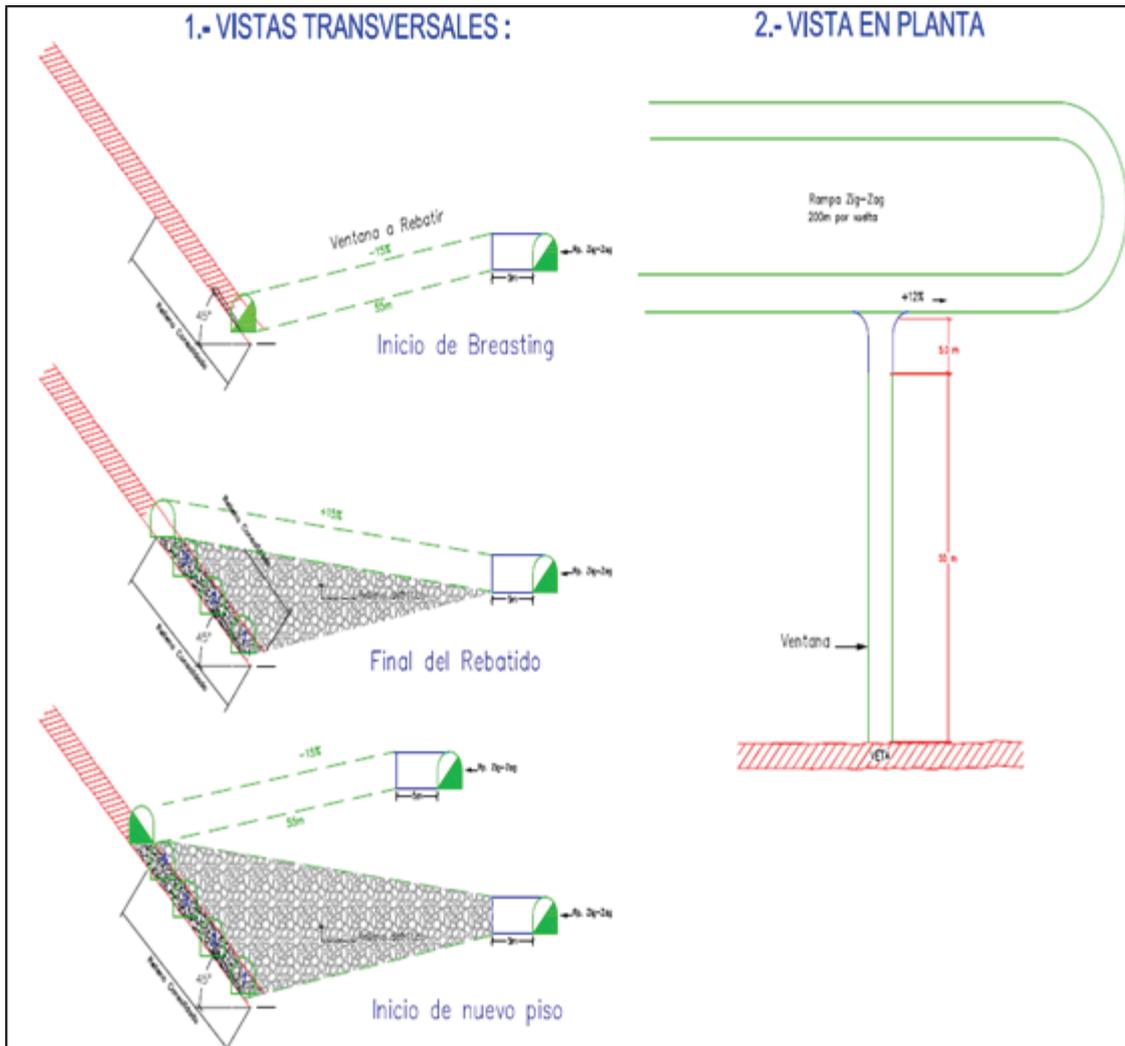
Este círculo operativo continuara hasta que la Rampa (-) 15 % de acceso, forme una Rpa (+) 15%.

Dimension máxima de Tajeo a explotar 50 m. a cada ala (N-S), según sea el caso.

- Extracción; Se utilizará un Scoop de 4.2 yd³, hacia un botadero Y/o Cámaras de acopio de mineral cercano a la parte de explotación (Max 100 m.).
- Relleno; El relleno se realiza en avance dejando una abertura máxima de Techo – piso de 2.4 m. el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo a la altura sugerida.

Ilustración 31

Método de minado Corte y Relleno ascendente en realce - Mina



Fuente: Planeamiento UEA Huancapeti.

3.5.2. Sub Level Stopping – Taladros Largos (Pot >1.00 - <=10.0 m.)

3.5.2.1. Fases de Minado

- Preparación: Se necesita para el desarrollo, la ejecución de una galería de 3.8 x 3.5 m. para delimitar la estructura quedando como techo de la preparación de Taladros Largos, para luego realizar una rampa negativa operativa de -15 %, con la finalidad de acceder a niveles inferiores, y también para ir con una distancia relativa a la estructura y poder realizar labores de comunicación. Al llegar a una cota determinada por el ángulo de buzamiento de la estructura (15 m. de longitud de perforación como

máximo) se procederá a desarrollar otra galería, sobre la estructura mineralizada de sección 3.8 x 3.5, para desarrollar el piso para la preparación de los taladros largos, es en esta galería inferior que se procederá a realizar la perforación

- Explotación: Se inicia con la cara libre en el extremo de la galería preparada previamente con una sección de 2.0x2.0 m., para luego continuar con la perforación con una distribución de taladros que dependerá de la evaluación geomecánica previa, la potencia de veta y la inclinación de esta.
- El avance se realiza en retirada desde el extremo hacia el ingreso a la Galería, se procederá a la voladura de las filas de taladros, dependiendo de la evaluación del macizo y la posible presencia de zona no económica, para dejarla como pilares, si el terreno es favorable y la zona es económica en su totalidad se ejecutará voladura masiva.
- Extracción: Se utiliza Scoop de 4.2 a 6 yd³. Con telemando, hacia un echadero Y/o Cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (Max 150 metros).
- Relleno: El relleno se ejecutará por la galería superior y si es necesario se realizarán otras labores desde la rampa operativa para acelerar el relleno necesario para que este sirva como nuevo piso para proseguir con la ejecución de los taladros largos si hubiera ya preparado un nivel o piso superior.

A continuación, se muestra el ciclo del método de minado
Con Taladros Largos – Mina.

Ilustración 32
Método de minado con Taladros Largos - Mina



Fuente: Planeamiento UEA Huancapeti.

3.5.3. Método de explotación por almacenamiento provisional

“Shirinkage

En el método de explotación por almacenamiento provisional llamado también como "Shirinkage", aplicado en Mina Coturcan alto – Caridad, el mineral es tajeado en rebanadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando luego hacia arriba. El almacenamiento provisional es un método muy utilizado en vetas con inclinaciones pronunciados donde el mineral es lo suficientemente competente como para mantener sin soporte tanto las rocas encajonantes como el techo del tajeo. Se puede tolerar alguna debilidad en las rocas encajonantes en tanto que la dilución resultante no sea un problema; pero el planchoneo puede traer problemas en la evacuación por atoramiento en los puntos de extracción.

El mineral volado es utilizado como piso de trabajo, así como también para soportar las rocas encajonantes del tajeo. El corte del mineral aumenta el volumen en más o menos 35 a 40%; por lo que para conservar la longitud del piso al techo es necesario sacar el exceso de mineral para luego continuar con el siguiente; esto implica que un 60 a 65% de mineral queda en el tajeo hasta que este haya alcanzado toda su altura útil.

3.5.3.1. Secuencia de Minado

Con el propósito de aumentar el volumen de mineral triturado, elevar la eficiencia y rendimiento del personal, se ha diseñado tajos de 35-50 metros de dimensiones por lo que se evitaría pérdidas de tiempo innecesarios.

- Longitud: 50 m.
- Altura del blocks: Según el nivel que se tiene de un nivel al otro.
- Puente: con relación al techo de la galería será de 5 pies según las características de las cajas.
- Altura del sub-nivel: 3- 3.5 m.
- Puntos de evacuación de mineral: Serán ubicados cada 5 m. (Box holes sección 1.2 x 1.2 long. 6 m.), uno respecto de otro.

3.5.3.2. Descripción del Método

Consiste en realizar dos niveles (superior e inferior), con diferencia de cotas de 50 m., la sección de los niveles es de 2.5 m x 2.5 m, la perforación se realiza con una perforadora Stoper en realce.

La preparación del tajeo se realiza con el inicio de 02 chimeneas con perforadoras Jack Leg de acuerdo con la inclinación de la estructura, estas chimeneas están ubicadas cada 50 m. y comunican el nivel inferior con el nivel superior.

Una vez terminado la rotura del mineral, la limpieza es mediante los box holes donde se ubican tolvas para controlar el flujo por caída a gravedad.

La evacuación del mineral triturado es sumamente importante porque esta da forma de piso de trabajo y el movimiento del personal y maquinaria en crear condiciones. La extracción es controlada a un 35%.

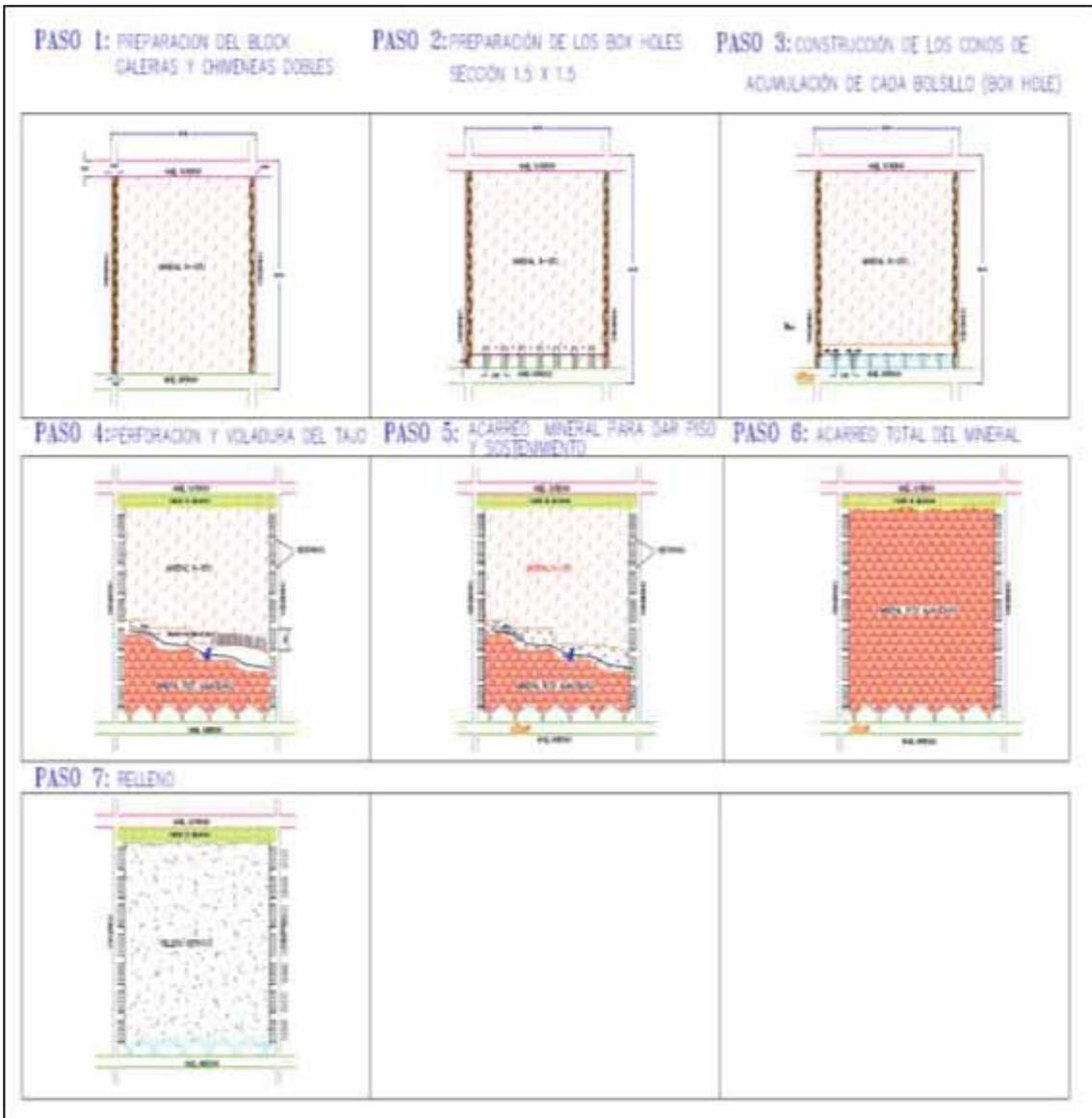
3.5.3.3. Equipos y Maquinarias

Para cumplir con el objetivo propuesto es necesario lo siguiente:

- Máquinas perforadoras Jack-leg y Stoper
- Barras cónicas de 2, 4, 6, y 8' de longitud.
- Para el desarrollo de los frentes se realizará con máquinas perforadoras Jack-leg
- La limpieza y extracción del mineral se realiza mediante Scoop 1.5 yds³.

Ilustración 33

Método de minado Shirinkage - Mina Coturcan alto - Caridad



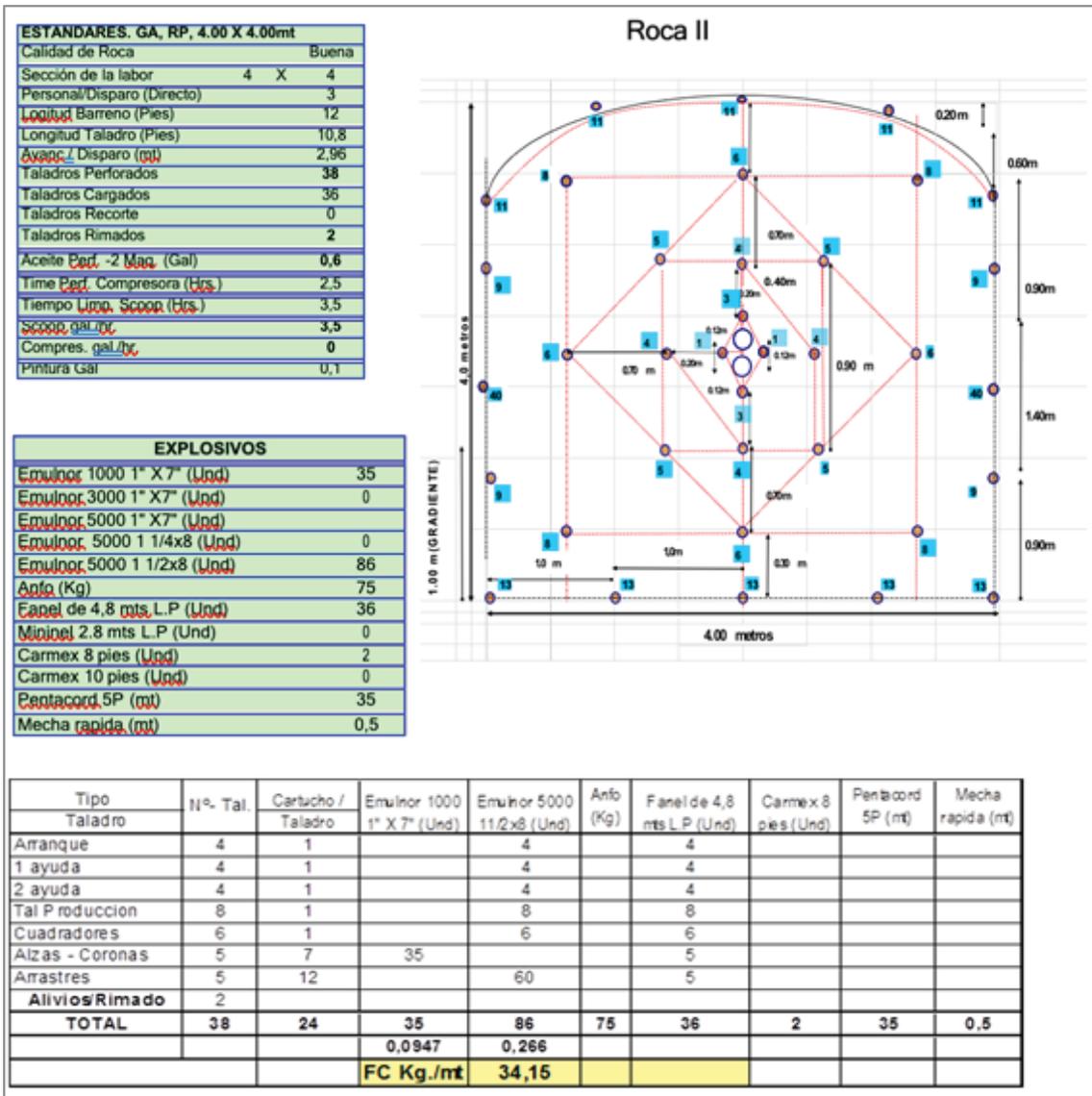
Fuente: Planeamiento UEA Huancapeti.

3.5.4. Mallas de perforación y voladura

La mina Huancapeti, por su naturaleza geológica y suministro de explosivos, no presenta una sola malla de perforación, ya que sería un error. Es por eso, que se tiene mallas de perforación para cada condición.

Ilustración 34

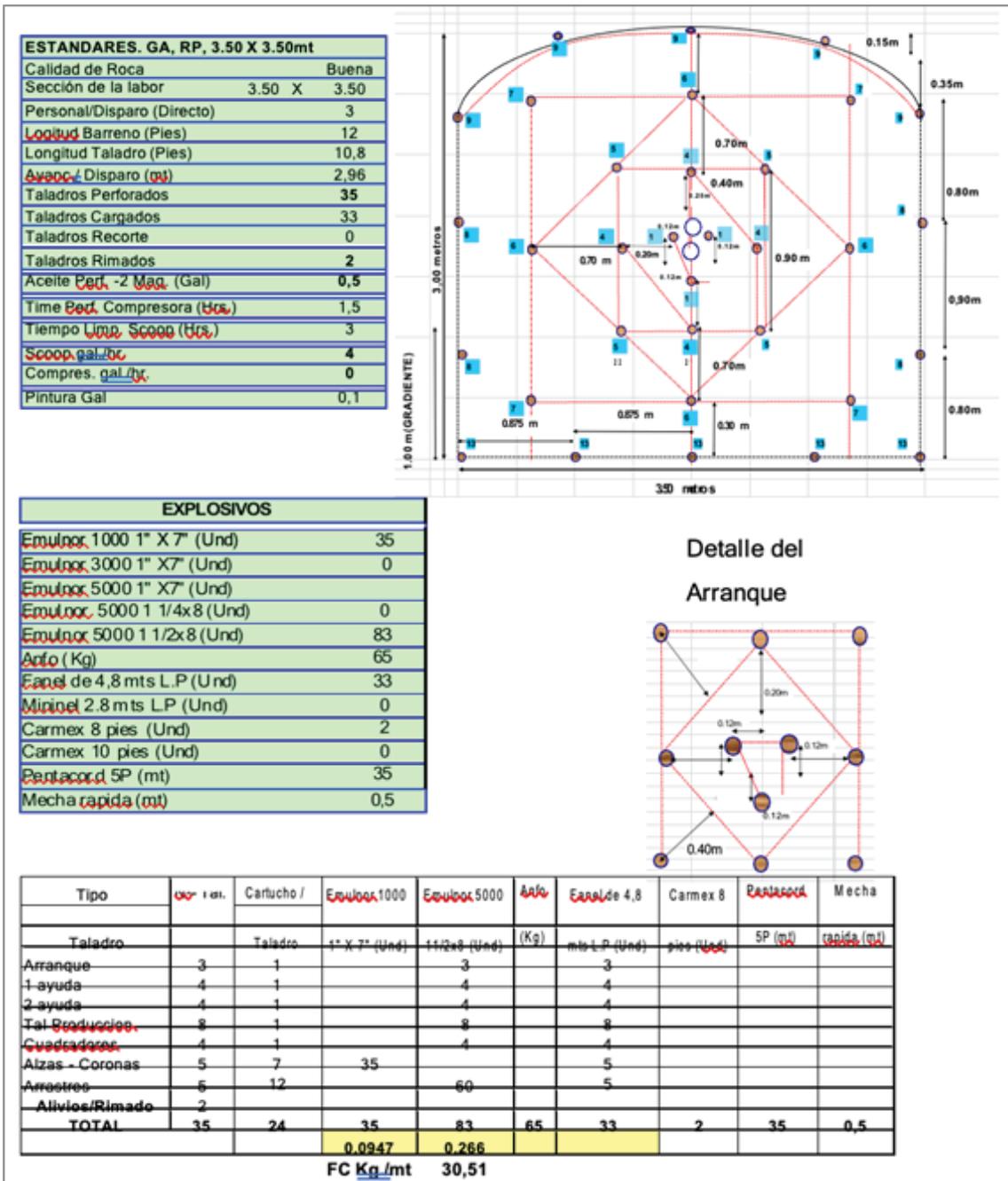
Diseño de malla sección 4.0 x 4.0 Tipo de Roca II



Fuente: Productividad Huancapeti.

Ilustración 35

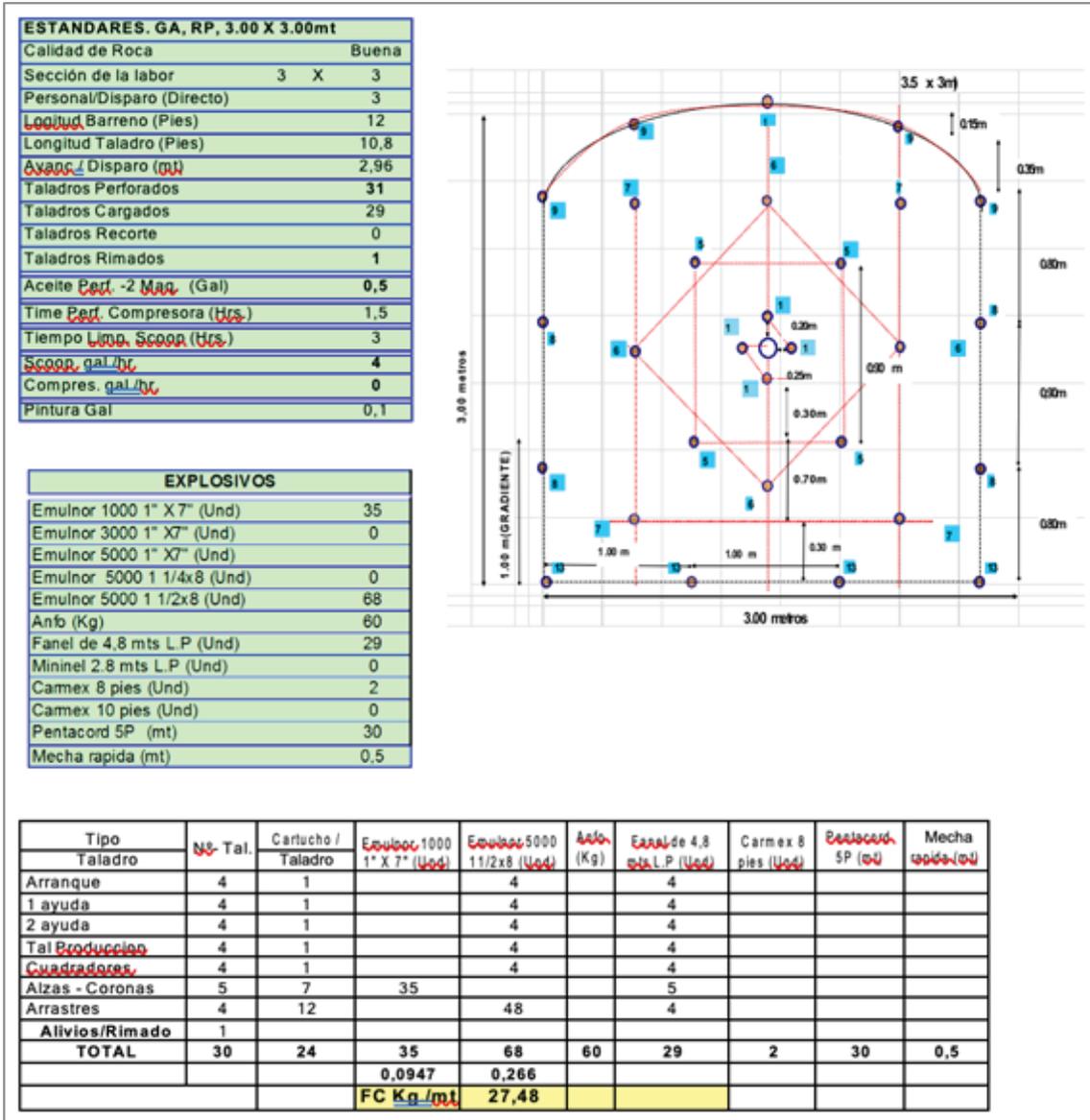
Diseño de malla Sección 3.5 x 3.5 Tipo de Roca II



Fuente: Productividad Huancapeti.

Ilustración 36

Diseño de malla Sección 3.0 x 3.0 Tipo Roca II



Fuente: Productividad Huancapeti.

CAPÍTULO IV

ACEROS DE PERFORACIÓN Y FACTORES TÉCNICO-OPERACIONALES QUE INFLUYEN EN SU RENDIMIENTO

4.1. Aceros de Perforación

Los aceros de perforación corresponden a toda la columna que se utiliza para realizar el proceso unitario de perforación. La columna de aceros va desde aquel que hace el primer contacto con el martillo, para recibir su energía de impacto y transmitirlo por la barra hasta entregarlo directo a la roca a través de la broca.

Es necesario indicar que el estudio en el que se basa la presente investigación es de un Jumbo DD 210 SANDVICK el cual cuenta con una perforadora HLX5 y el tipo de perforaciones que se realizan es Top Hammer (en cabeza) ya que el martillo se encuentra fuera del taladro a diferencia de las perforaciones superficiales o DTH.

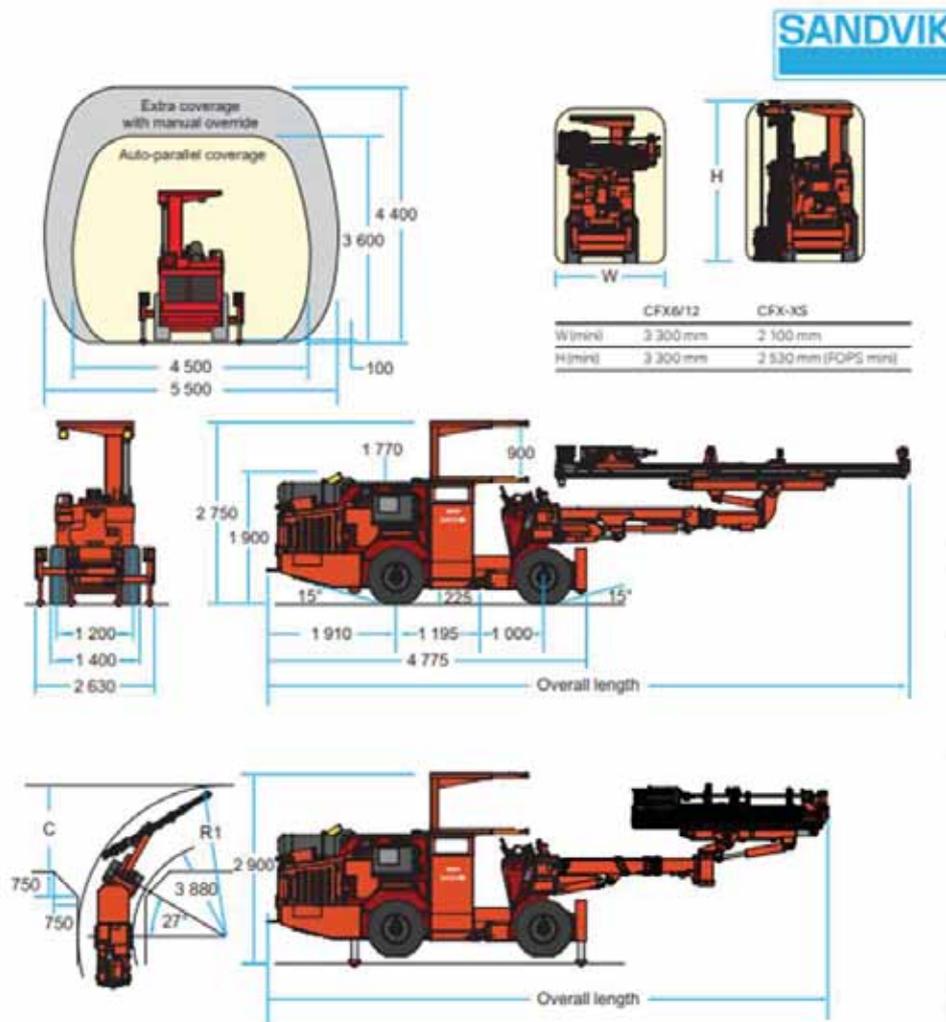
Ilustración 37

Inspección en Campo J-06



Fuente: Revista Robit mina Huancapeti.

Ilustración 38
Jumbo DD210 SANDVICK



Fuente: Manual SANDVICK

Ilustración 39
Perforadora HLX5 SANDVICK



Fuente: Manual SANDVICK

Tabla 11
Aceros de Perforación en la Unidad Minera Huancapetí

Nro. de parte	Descripción	Acero	Tipo de perforación
06F-07-3428	Shank HYD200(F) R32 045/351 mm	Shank	Sostenimiento
06f-07-2792	Shank HLX5/HLX5T R38 045/500 mm	Shank	Frente
06F-07-2788	Shank HL500S/510S C38 D38/500	Shank	Frente
06F-07-2784	Shank HL500-38/510-38 R32 038/500 mm	Shank	Frente
06f-07-2334	Shank HLX5 C38 045/500 mm*	Shank	Frente
06F-07-0482	Shank HL650/700/800T C38 052/600 mm	Shank	T. Largos
06E-07-2865	Coupling Adapter C38-R38 D55 FB	Coupling	Frente
06E-07-2862	Coupling Adapter C38-R32 D55 SB	Coupling	Sostenimiento
06E-07-2660	Coupling Adapter R38-R32 D55 FB	Coupling	Sostenimiento
06E-07-0497	Coupling C38 D55 SB*	Coupling	Frente
06D-07-6787	M/F Drifter Rod R32-HEX35-C38 4305	Barra	Frente
06D-07-6033	M/M Drifter Rod R32-HEX28-R28 2475	Barra	Sostenimiento
06D-07-2897	M/M Drifter Rod C38 Hex35 R32 3700*	Barra	Frente
06D-07-2894	M/M Drifter Rod R38 Hex35 R32 3700	Barra	Frente
06d-07-0891	M/M Drifter Rod C38-HEX35-R32 4305	Barra	Frente
06D-07-0036	M/F DRIFTER ROD R32-HEX35-C38 3700	Barra	Frente
06B-07-2876	M/F ROD R32 32R 1220 FC	Barra	T. Largos
06b-07-2420	M/F Rod C38 39R 1525 FC	Barra	T. Largos
04-132-102-2268	Button Bit HTG 32R102 DOME	Rimadora	Frente
04-132-051-4590	BUTTON HTG 32R 051S1R	Broca	Frente
04-132-045-3805	Button Bit HTG 32R045S1*	Broca	Frente
04-128-038-2927	Button Bit HTG 28R038A	Broca	sostenimiento
04-128-038-2020	Button Bit HTG 28R038M	Broca	sostenimiento
01-238-127-3946	Button Bit HTG 38C127 DOME	Rimadora	T. Largos
01-238-064-2386	Button Bit HTG 38C064DSR	Broca	T. Largos
2000108	Button Bit HTG 32R102 DOMEL	Rimadora	Frente
2000080	Button Bit HTG 32R051S1L	Broca	Frente

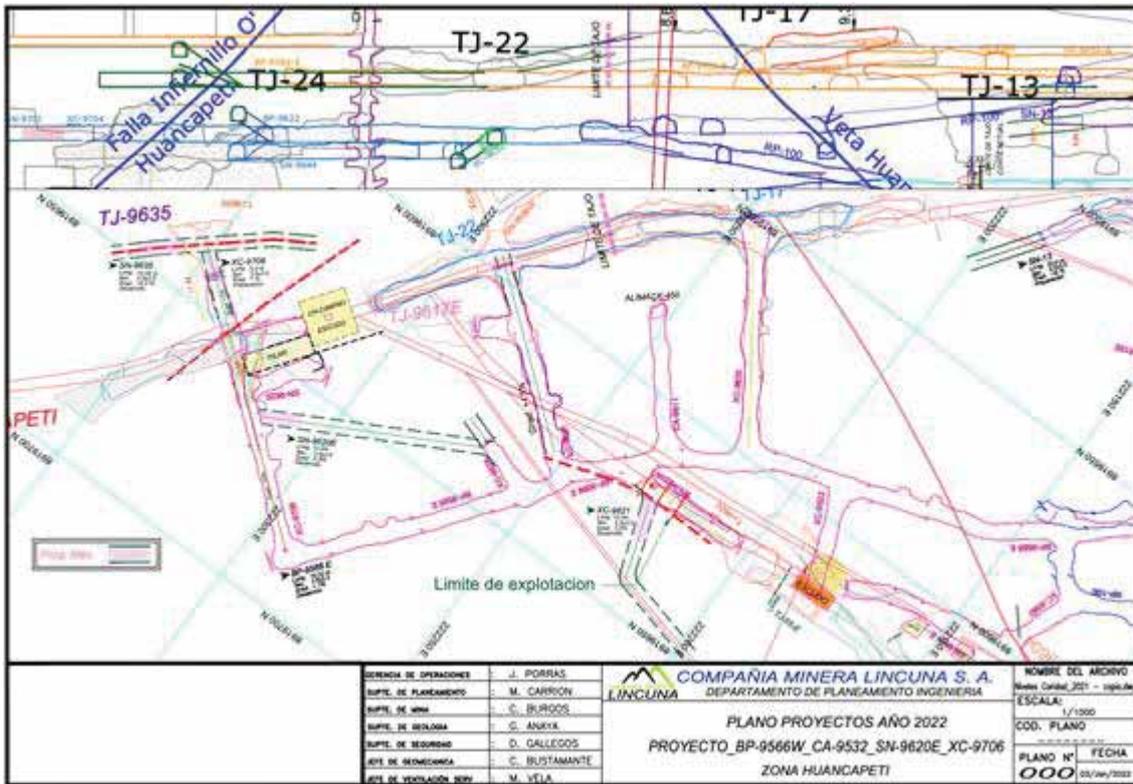
Fuente: Compañía Minera Lincuna

4.2. Labores de desarrollo donde se desarrolla la investigación

El trabajo de investigación tiene un alcance a las labores de desarrollo de la Unidad Minera Huancapetí. En la siguiente Ilustración N°35 se observa las labores donde se realizó la recolección de datos.

Ilustración 40

Labores de recolección de datos



Fuente: Planeamiento Unidad Minera Huancapeti.

4.2.1. Factores técnico-operacionales que influyen en el rendimiento de los aceros de perforación Factores de mantenimiento

4.2.1.1. Diámetro anular centralizador

¿Cuál es el objetivo de medir el diámetro anular del centralizador?

La importancia de mantener un diámetro anular en el centralizador radica en que, si la relación vacía entre el diámetro del centralizador y el diámetro de la broca supera los 4 mm Generará flexamiento en la barra, lo que a su vez originará que los taladros se desvíen como también el emboquillado presente mayores complicaciones.

¿Cómo se realiza la medición?

El instrumento utilizado para la toma del dato del diámetro del centralizador es un flexómetro, ya que con este es posible

medirlo incluso con la barra dentro. Es la mejor manera de medirlo para evidenciar el espacio vacío o diámetro anular que se presenta.

Ilustración 41

Desgaste de centralizador



Fuente: Propia.

La ilustración demuestra claramente el excesivo espacio vacío (diámetro anular) durante la perforación y el efecto que genera en la perforación al doblar la barra, fatigándola y acabando prematuramente con su vida útil.

¿Cuál es la métrica como punto crítico de este parámetro?

En el Gráfico 2 se puede apreciar la frecuencia del diámetro anular del centralizador, las variaciones han fluctuado entre 2 mm a 4 mm, teniendo mayor frecuencia los diámetros de 2.5 mm y 3.5 mm, el diámetro de 4 mm ya indica un cambio de aceros o cambio de centralizadores, por lo que no tiene una frecuencia de uso.

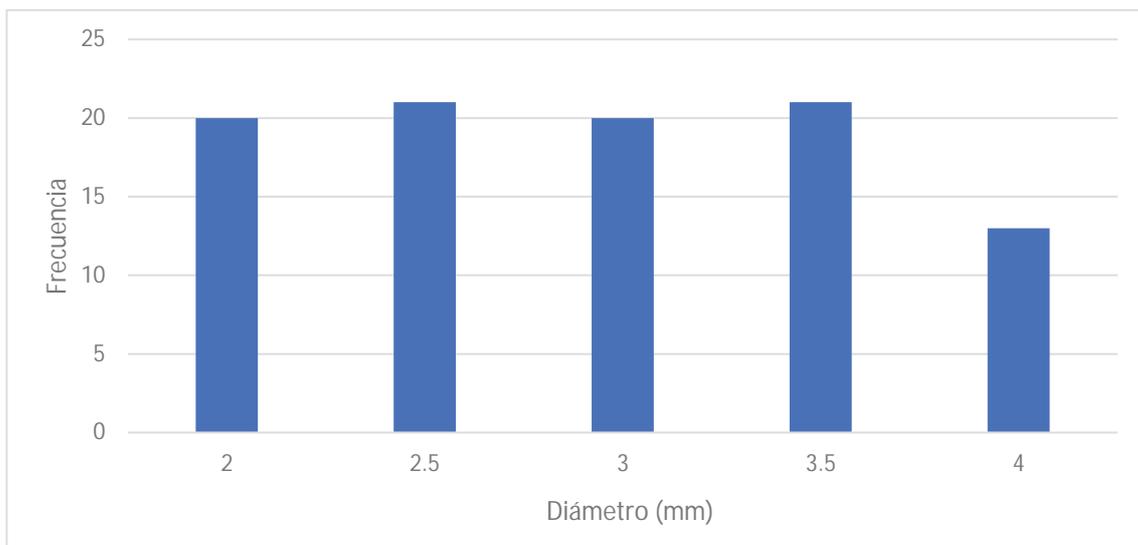
El punto crítico de diámetro anular del centralizador tanto delantero como intermedio en función a la barra, está entre 4 mm a 5 mm sumando un total de 1 cm. Lo que indica cambio de centralizadores.

¿Cuál es el impacto de los centralizadores en el costo operativo?

De acuerdo con la recolección de datos en campo. El centralizador, si bien no es un acero, es un factor que influye en el rendimiento de los aceros y es importante conocer también su rendimiento, el cual alcanzó los rangos de 900 a 1,200 metros perforados, cuyos valores al ser mayores no significa una condición favorable, ya que a mayor rendimiento en el centralizador implica mayor desgaste y condición subestándar para la perforación. El precio del centralizador es de \$ 20, por lo tanto, el costo unitario es 0.02 \$/mp. El valor descrito es bastante bajo como para pretender ahorrar en él. Es decir, realizar cambios más pronto del centralizador no generará mayor costo al proceso, sino más bien, mayor rendimiento a los aceros y calidad a la perforación.

Gráfico 2

Frecuencia de diámetro anular centralizador



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

4.2.1.2. Diámetro crítico de broca

¿Qué es el diámetro crítico?

El diámetro crítico de la broca se determina en función al diámetro de la barra. El diámetro de la broca siempre debe de ser superior al diámetro de la barra. En la investigación se usa una broca

de 45 mm Button Bit HTG 32R045S1 y una barra de 12 pies de longitud con la codificación M/M Drifter Rod C38 Hex35 R32 3700, teniendo un diámetro de 35 mm de arista a arista y 39 mm de diámetro de ángulo a ángulo. Por lo tanto, el diámetro crítico de la broca debe ser 42.5 mm. Como máximo.

¿Cuál es el objetivo de medir el diámetro crítico?

El diámetro crítico es un indicador de que la evacuación de los detritos puede ser expulsados de taladro de manera eficiente. Así mismo, ayuda a que el desgaste de la barra sea menor, por la diferencia de diámetros entre la broca y la barra.

Por otro lado, evita el atascamiento de la barra ante presencia de terrenos fracturados, ya que de no respetar este diámetro crítico al no haber un eficiente barrido la probabilidad de atascamiento de la barra es mayor.

¿Cómo se mide el diámetro crítico?

Los valores en el caso de la barra ya están definidos desde fábrica y es de 35 mm en su hexagonal. En cuanto a la broca, cuando esta es nueva su diámetro nominal es de 45 mm, pero si se mide con el vernier se tiene 47 mm.

En la siguiente ilustración se muestra el uso del vernier para la toma de datos de una broca afilada y desgastada por el uso.

Ilustración 42

Medición del diámetro crítico de la broca



Fuente: Propia.

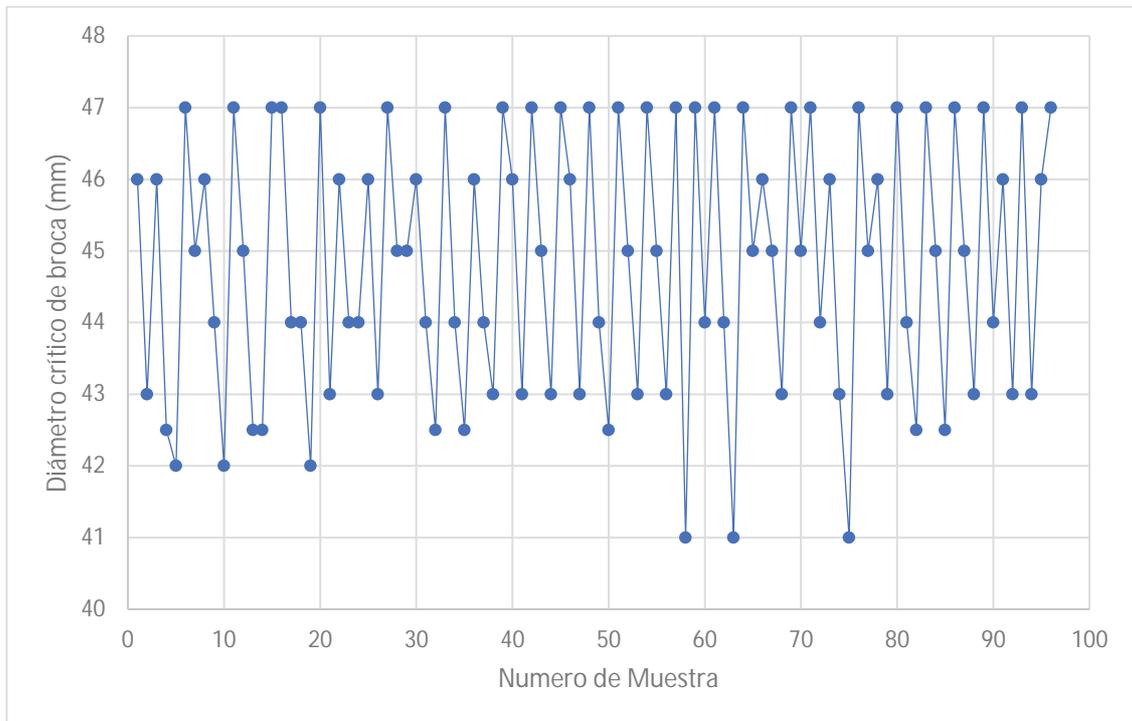
¿Cuál es el valor de diámetro crítico?

El máximo desgaste que puede tener una broca de 45 mm es de 2.5 mm teniendo un diámetro mínimo de 42.5 mm en el caso de la broca, dejando 3.5 mm de espacio para la evacuación de detritos y también para evitar el contracono en la broca.

En el Gráfico 3 se muestra la frecuencia del diámetro crítico de broca, el diámetro de 47 mm es el máximo valor, el valor mínimo promedio está alrededor de los 42.5 mm, estos valores deben ser de control para poder controlar adecuadamente el consumo del acero de la broca

Gráfico 3

Frecuencia del diámetro de broca



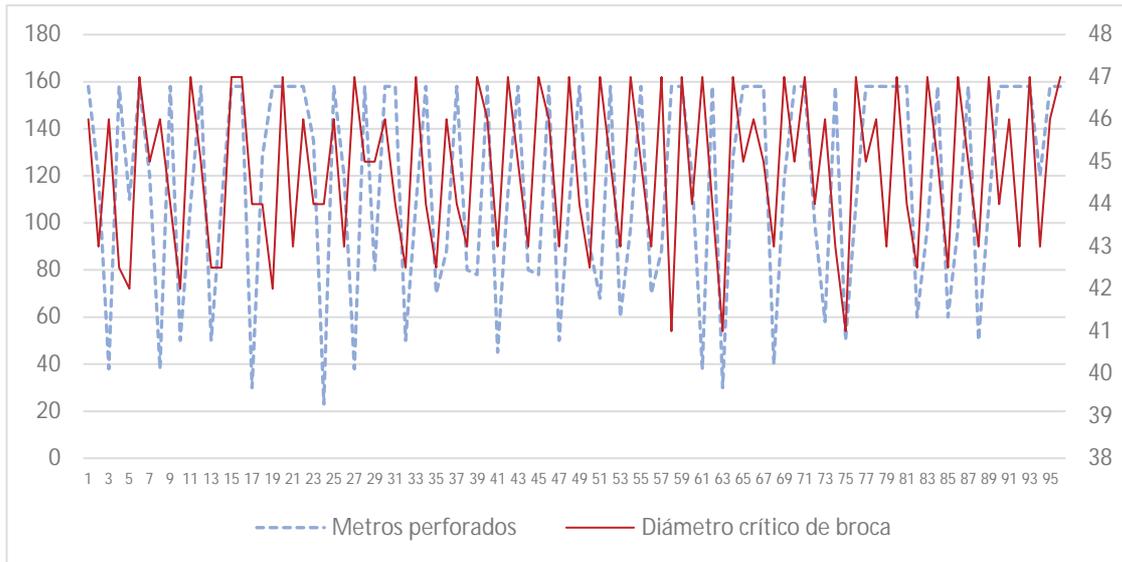
Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

En el Gráfico 4 se muestra una evaluación del diámetro crítico de broca y los metros perforados, se evidencia, que, ante un mayor diámetro, mayor cantidad de metros perforados.

Gráfico 4

Diámetro crítico de broca y metros perforados



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

4.2.2. Factores de operación

Los factores de operación están determinados por los parámetros de perforación, cuyos valores ideales han sido tomados del manual de perforación equipo DD 210 Sandvik y los valores reales a través de la observación directa en el tablero de control, como se aprecia en la siguiente ilustración, para posteriormente ser registradas en reportes de campo (Anexo 4).

Ilustración 43

Tablero de control Sandvik DD210



Fuente: Propia.

Los valores se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 12
Presiones de trabajo

Parámetros (Bar) PERF. FRENTE	Presión en baja (Bar)	Presión en alta (Bar)
Presión de avance	50 - 60	100 – 120
Presión de avance en rimado	50	70
Presión de percusión	120	190
Presión de rotación	40 – 50	
Presión de aire de lubricación	3	
Impulsos de aceite de lubricación	20 max	
Presión de posicionamiento	210	
Presión de agua	10 bar MIN	
RPM para broca de 48mm	210 – 220	
Rpm para broca rimadora	150 – 160	
Temperatura de perforadora max.	75 °C max	

Fuente: Manual de perforación, equipo DD210 Sandvik

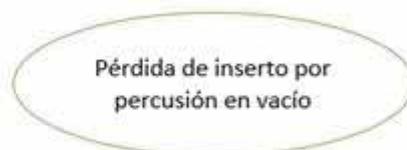
4.2.2.1. Presión de avance

La presión de avance de acuerdo con recomendaciones técnicas del fabricante SANDVICK debe oscilar entre (50-60 bares baja y 100-120 bares en alta). Aunque en el terreno se observa que las presiones oscilan 80 a 90 bar en alta y 40 a 50 bar en baja, esto con la intención de mantener siempre la columna de perforación pegada el macizo rocoso, por las siguientes razones:

- Una presión de avance menor podríamos generar perforación en vacío (excesivas fuerzas de tensión al tren de perforación) y como consecuencia la extracción de botones en la misma broca, incluso pudiendo causar daños en los acumuladores de los jumbos en tipo roca III A-B.

Ilustración 44

Pérdida de inserto por percusión en vacío

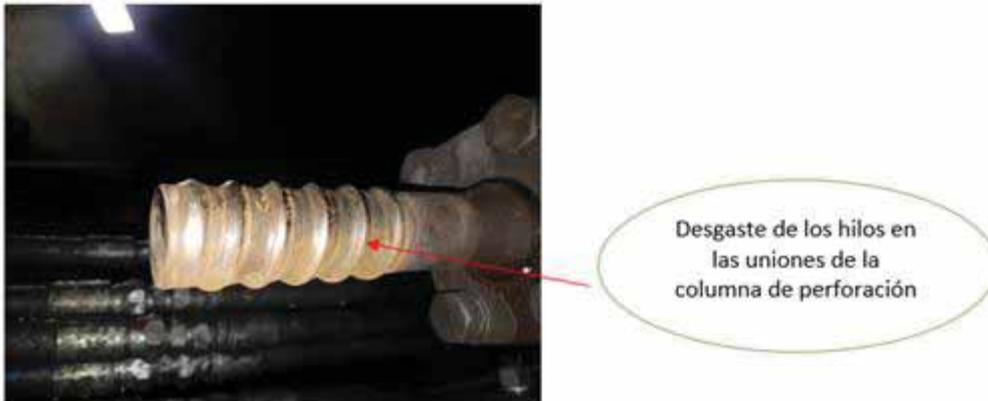


Fuente: Elaboración propia.

- Con una presión de avance mayor se genera una mayor presión en la broca y en todo el tren de perforación (fuerzas de compresión) esto nos generaría un desgaste prematuro de los aceros y de toda la columna de perforación especialmente en las uniones.

Ilustración 45

Desgaste de los hilos en las uniones



Fuente: Elaboración propia.

Para poder delimitar adecuadamente la recolección de datos, todos los aceros han sido codificados. A continuación, se muestra los resultados de ambas variables.

En el Gráfico 5 se puede observar que los rendimientos tienen los picos más bajos cuando la presión de avance supera los parámetros recomendados, es decir, existe una relación inversamente proporcional. Este patrón de comportamiento sucede en cada punto de inflexión de la curva.

4.2.2.2. Presión de percusión

Del mismo modo, existe recomendaciones sobre la presión de percusión, siendo para alta entre 160 y 180 bar, mientras para baja entre 90 y 120.

En la evaluación en terreno se ha visto que muchas veces las presiones ha sobre pasado estos valores referenciales con el objetivo de acelerar el proceso de perforación e incluso se ha podido ver que no se logra perforar los 12 pies que es la longitud de la barra, esto repercute directamente en la voladura y consumo de aceros, todas

estas malas prácticas realizadas por los operadores eran con la finalidad de lograr cumplir con la planificación programada de tres frentes de trabajo por día.

Después de realizar un seguimiento de los aceros para poder medir su rendimiento queda evidenciado que los operadores realizan el emboquillado sin esperar que se perforo lo mínimo del taladro para poder seguir con una presión de percusión en alta.

Lo correcto al empezar con la perforación de un taladro debería ser de la siguiente manera: empezar a fijar bien la viga de perforación seguido de un buen paralelismo con forme la extensión de la labor para después poder seguir con el contacto del dowel (goma) con el frente de trabajo. Una vez realizado los pasos anteriores se empieza con la perforación con una presión de percusión en baja hasta lograr como mínimo 1 pie de perforación para continuar con una presión de percusión en alta el total de la longitud de la barra que es de 12 pies, por consiguiente, estas malas prácticas afectan directamente a la vida de los aceros, haciendo que sus rendimientos estén muy por debajo de lo esperado.

Ilustración 46

Daños en elementos de columna de perforación



Daños en los elementos de la columna de perforación por perforar con presiones de percusión inadecuadas.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2.3. Presión de rotación

Teniendo en cuenta los manuales de los jumbos DD 210 Sandvik, las presiones de rotación deben de estar entre 30-40 en baja

y 40 -50 bares en alta. En el seguimiento en campo se obtuvo lecturas de las presiones distintas y variables generalmente por encima de los parámetros recomendados para una perforación óptima tanto por parte de la perforadora y del consumo de acero.

Cabe resaltar que teniendo una presión de rotación mayor o por encima de los rangos recomendados genera un desgaste excesivo en los insertos periféricos de las brocas, esto generalmente nos da como resultado un contra cono y nos hace descartar la broca mucho más antes del rendimiento esperado.

La siguiente ilustración demuestra el efecto de una excesiva presión de rotación en los insertos de la broca, originándose así una presión solamente percusiva o impacto cuando la base teórica de una buena perforación nos dice que la perforación debería ser rotoperkusiva.

Ilustración 47

Degaste de insertos periféricos por excesiva presión de rotación



Fuente: Elaboración propia.

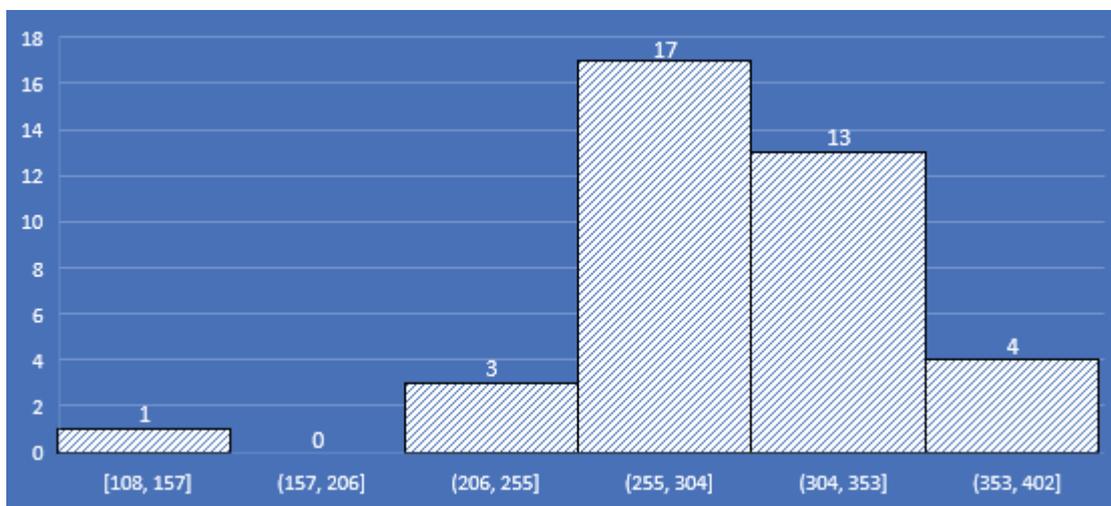
4.2.3. Factores de productividad

4.2.3.1. Rendimiento de acero

La variable dependiente del estudio es la cantidad de metros perforados que realiza cada tipo de acero. Se ha realizado el monitoreo a 69 frentes de trabajo. Entre los meses de febrero y abril del 2022. Una distribución de frecuencias permite observar cómo se han dado estos resultados. En la siguiente gráfica se aprecia dichos resultados.

Gráfico 5

Histograma de metros perforados



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

Más del 50% obtuvo un rendimiento por encima de los 250 metros perforados. Cabe resaltar que este monitoreo se ha hecho en una zona donde el tipo de terreno es homogéneo (IIIB) a fin de no generar sesgo en el análisis.

El histograma demuestra que, si bien existe altos rendimientos, estos no significan que haya un control. Es decir, se están usando las brocas hasta el punto de romperse durante la operación, pero este hecho genera paradas al equipo y daño a los otros elementos. Un control de varillaje permite realizar cambios preventivos y no solo correctivos.

Ahora bien, el objetivo de la investigación se ahonda en encontrar la influencia que existe entre los factores de las variables

de entradas versus el rendimiento obtenido. Para ello, se hace una medición de cada variable independiente y la relación que existe con la variable dependiente.

4.2.3.2. Afilados de acero

El afilado de brocas se realiza en un taller de afiliado, el cual se encuentra en superficie, el cual debe contar con energía 220 V y aire a presión de 6 bar. Lo realiza 1 persona por guardia. En una bandeja se alojan 4 brocas que son afiladas en un promedio de 5 minutos.

El equipo se llama “mini junior”, que realiza afilado mecánico. La programación consiste en determinar el ángulo de filado, presión y tiempo. Esto debido a la diferencia de los botones de cada broca.

En la siguiente ilustración se muestra al equipo mini junior.

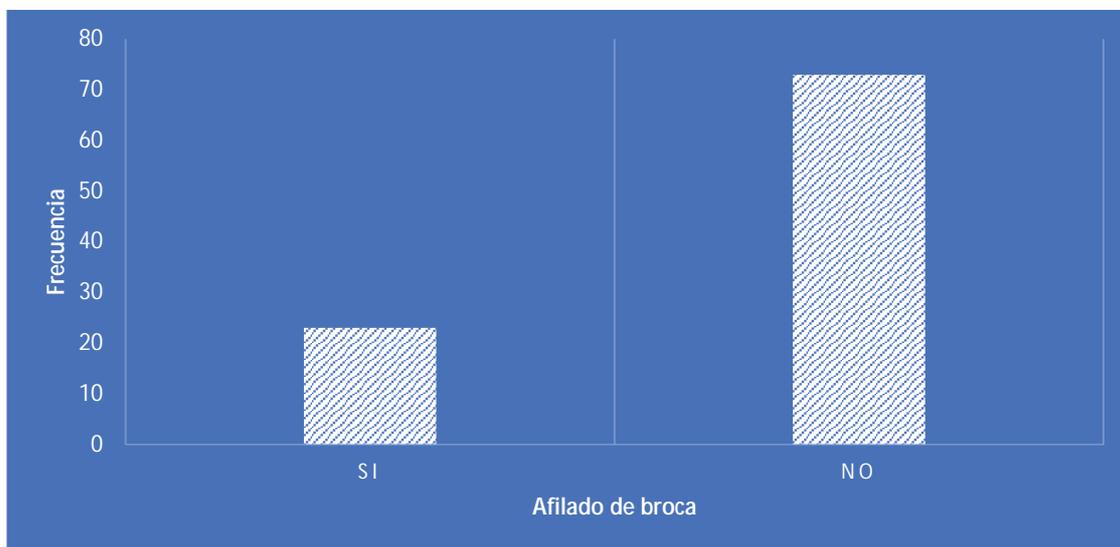
Ilustración 48
Equipo de afilado



Fuente: Elaboración propia.

En el Gráfico 6 se muestra la frecuencia de afilado de broca, se evidencia que el afilado no es frecuente, esto porque depende del consumo de la broca.

Gráfico 6
Afilado de aceros



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

En la recolección de datos bajo las condiciones que se vienen trabajando los metros perforados obtenidos por cada tipo de acero se muestra en la tabla 8. Así mismo, en la tabla 9, la cantidad de metros perforados por unidad está expresada para cada tipo de acero.

Tabla 13
Cambios de aceros en tipo de roca IIIA/B

Tipo de acero	Cantidad de cambios	Metros Perforados (MP)
Broca	38	11,400
Barra	4	12,000
Coupling	4	12,000
Shank	4	12,000

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14
Productividad según tipo de acero en Metros Perforados (MP)

Tipo de acero	Valor mínimo	Valor máximo	Productividad (MP/cant. Acero)
Broca	108	376	242
Barra	2174	3421	2797.5
Coupling	2332	3398	2865
Shank	2174	3398	2786

Fuente: Elaboración propia

4.3. Cálculos

4.3.1. Rendimiento de aceros de perforación

El rendimiento de los aceros está determinado por la cantidad de elementos usados para ejecutar una determinada cantidad de metros perforados. Por lo tanto, la expresión matemática, queda de la siguiente manera:

$$Rend = \frac{\text{Metros perforados}}{\text{Cantidad de aceros}}$$

Remplazando los valores para cada tipo de aceros:

- Broca = 36,421 pies / 38 = 958.44 pies / und
- Broca = 958.44 * 0.3048 (Factor de conversión) = 292.13 mp / und
- Barra = 36,421 pies / 4 = 9,105.25 pies / und
- Barra = 9,105.25 * 0.3048 = 2,775.3 mp / und
- Shank = 36,421 pies / 4 = 9,105.25 pies / und
- Shank = 9,105.25 * 0.3048 = 2,775.3 mp / und
- Coupling = 36,421 pies / 4 = 9,105.25 pies / und
- Coupling = 9,105.25 * 0.3048 = 2,775.3 mp / und

4.3.2. Confiabilidad de los equipos de perforación

Al incrementar el rendimiento de los aceros de perforación, de manera intrínseca el número de paradas también se reduce, ya que no requieren cambios continuos. Por lo tanto, el hecho de reducir el número de paradas incrementa la confiabilidad de los equipos, lo que contribuye de manera significativa a la planificación de las operaciones.

La expresión matemática de la confiabilidad es la siguiente:

$$R = \frac{MTBF}{MTBF + MTTR} * 100$$

Donde:

- ✓ R: Confiabilidad
- ✓ MTBF: Tiempo medio entre fallas

- ✓ MTTR: Tiempo medio para reparación

Durante la recolección de datos, se obtuvo información de gabinete del área de Productividad, a fin de tener una mayor data. Es por eso, que ahora se muestra la confiabilidad del diagnóstico realizado.

- ✓ $R = [40/(40 + 10)] * 100$
- ✓ $R = 80 \%$

4.3.3. Número de taladros por frente

El número de taladros por frente se determina a través de algoritmos matemáticos, que en este caso se tomará de Homlberg, por su alta aceptación en el rubro de los explosivos. Es un algoritmo que hasta el día de hoy viene siendo usado por las titulares mineras e incluso por los proveedores de explosivos. El algoritmo en cuestión es el siguiente:

$$Nro\ Tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C * S)$$

Donde:

- ✓ P = Perímetro de la sección, se obtiene de $A^{0.5*4}$
- ✓ dt = Distancia entre taladros periféricos según tipo de roca
- ✓ C = Coeficiente de roca
- ✓ S = Área de la sección $(3.5 \times 3.5) (0.92) = 11.27$, siendo 0.92 el factor de arco.
- ✓ 0.92 = Factor de Arco.

Remplazando los valores para una sección de 3.5 x 3.5, el número de taladros para un tipo de roca III A/B, que es el tipo para este trabajo de investigación, es:

$$Nro.\ Tal = 14/0.75 + 2 * 11.27$$

$$Nro.\ Tal = 39\ Taladros.$$

Realizando un ajuste en el número de taladros en campo obtenemos 39 taladros por frente de perforación.

Los valores de “C” y “dt” han sido utilizados a partir de la siguiente tabla:

Tabla 15
dt y C para cálculo de número de taladros

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

c : coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Dureza de roca	Coefficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

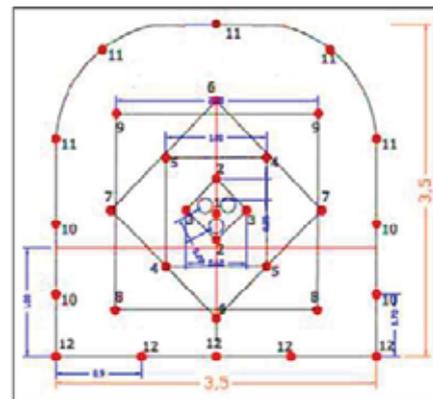
Fuente: Manual de Voladura de EXSA.

Ilustración 49
Distribución de taladros en una malla 3.5 x 3.5

ECM URQU SAC

MAILLA DE PERFORACION 3.5 x 3.5 - ROCA INTERMEDIA

DESCRIPCION		
SECCION	3.5x3.5 m ²	HORIZONTAL
TIPO DE ROCA	INTERMEDIA	
CANTIDAD DE TALADROS	34 un.	
TALADROS CARGADOS	31 un.	
TALADROS RIMADOS	3 un.	
BARRA DE PERFORACION	3.65 m	12 PIES
PERFORACION EFECTIVA	3.10 PIES	
% EFICIENCIA PERFORACION	85%	
AVANCE PROMEDIO	2.9 m	
% EFICIENCIA VOLADURA	94%	
KG EXPLOSIVO	88.21 KG	
FACTOR DE CARGA LINEAL	30.42 KG/m	



DISTRIBUCION	TALADROS	ANFO			EMULSION				KG/TAL	SUB TOTAL (KG)	
		LONG. CARGADA (m)	KG/TAL	KG ANFO	F-3000/TAL	F-3000	E-1000/TAL	E-1000			KG EMULSION
ARRANQUE	5	2.70	3.86	13.92	1.00	5.00	-	-	0.82	4.03	20.14
IRA AYUDA	4	2.54	3.48	13.92	1.00	4.00	-	-	0.65	3.64	14.57
AY. CUADRADOR	4	2.54	3.48	13.92	1.00	4.00	-	-	0.65	3.64	14.57
AY. CORONA	-	2.54	3.48	-	1.00	-	-	-	-	3.64	-
AY. ARRASTRE	4	2.54	3.48	13.92	1.00	4.00	-	-	0.65	3.64	14.57
CUADRADOR	4	2.54	3.48	13.92	1.00	4.00	-	-	0.65	3.64	14.57
CORONA	5	-	-	-	-	-	6.00	30.00	3.27	0.65	3.27
ARRASTRE	5	-	-	-	8.00	40.00	-	-	6.52	1.30	6.52
TOTAL	31			75.00		61.00		30.00	13.21		88.21

CAPÍTULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

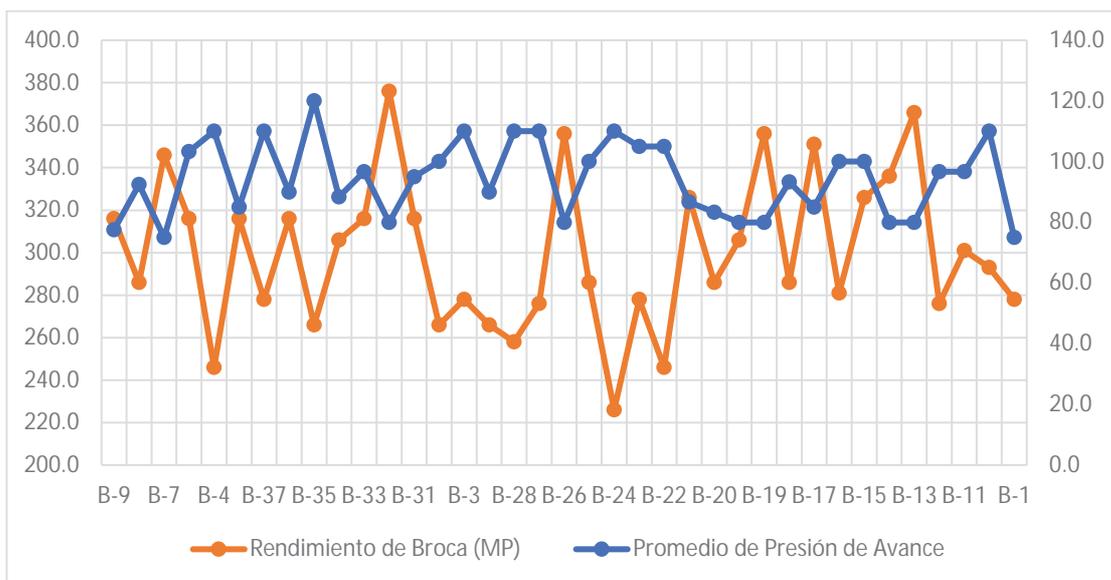
5.1. Factores de operación

5.1.1. Presión de avance

Para poder delimitar adecuadamente la recolección de datos, todos los aceros han sido codificados. A continuación, se muestra los resultados de ambas variables.

En el Gráfico 7 se puede observar que los rendimientos tienen los picos más bajos cuando la presión de avance supera los parámetros recomendados, es decir, existe una relación inversamente proporcional. Este patrón de comportamiento sucede en cada punto de inflexión de la curva.

Gráfico 7
Rendimiento por broca considerando presión de avance

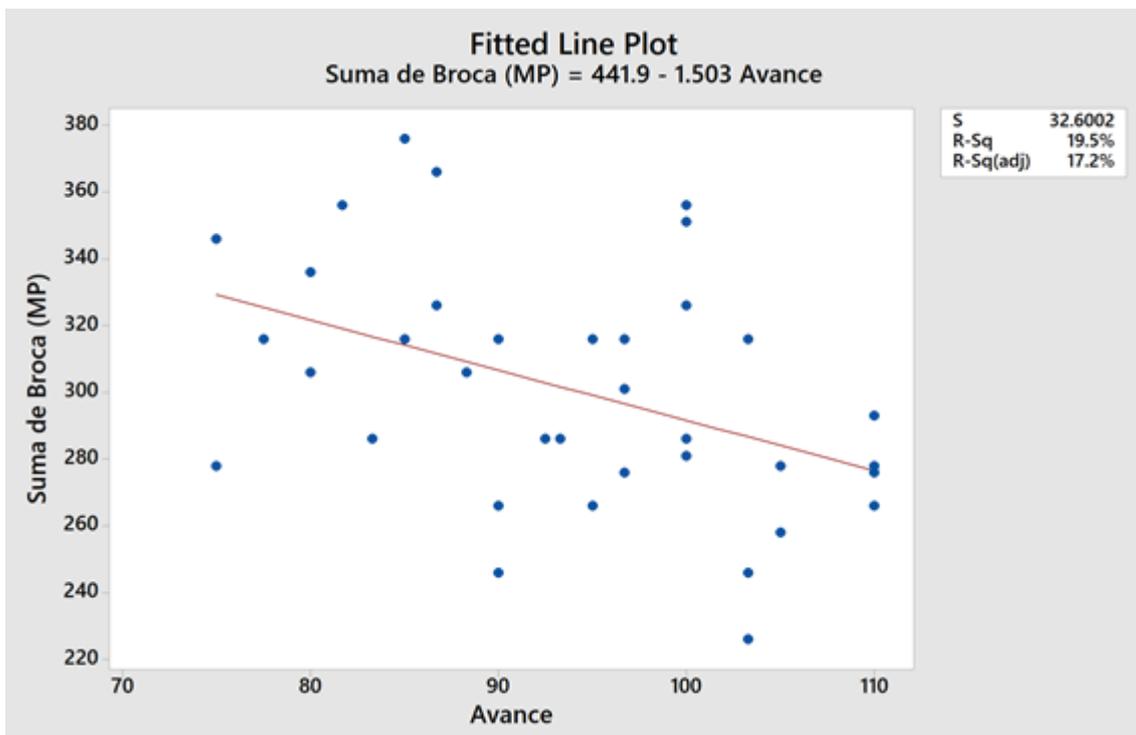


Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

Habiendo distinguido gráficamente la relación que existe entre ambas variables, resulta importante conocer a nivel cuantitativo su grado de correlación. Esta correlación nos da una idea del grado y sentido de las fuerzas entre ambas. El siguiente gráfico que ha sido procesado en Minitab nos da el siguiente resultado:

Gráfico 8
Ajuste lineal de datos con presión de avance



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Minitab 7

La nube de puntos indica que existe una relación inversa cuyo coeficiente de determinación o conocido también como R² es del 19.5%. Este valor indica que existe una correlación que en principio no es fuerte, pero más adelante al encontrar el modelo que describa el fenómeno se tendrá un valor de su contribución en el efecto de la variable dependiente.

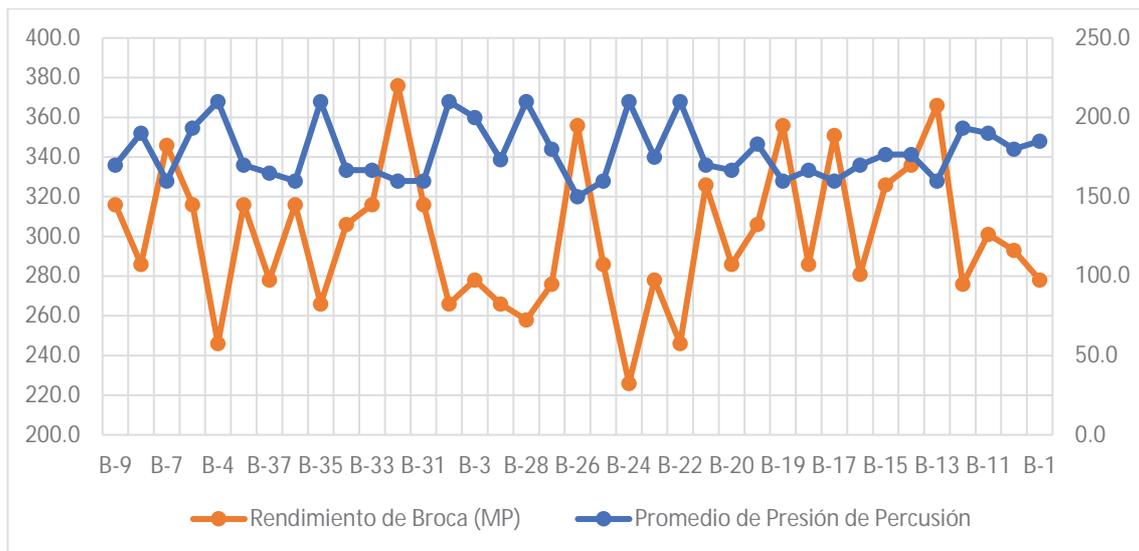
El efecto descrito en el párrafo anterior se aprecia claramente con las brocas: 7, 33, 26, 19, 17 y 13. Donde el rendimiento se reduce producto del incremento de la fuerza ejercida del martillo hacia la columna de perforación, ya que es la broca el elemento transmisor de toda esa energía al macizo rocoso.

5.1.2. Presión de percusión

En el Gráfico 9 se muestra una evaluación de la presión de percusión y los metros perforados, se evidencia un descenso de la presión conforme se va realizando las actividades de perforación, la cual se va estandarizando conforme avanza la actividad. También se evidencia, que a mayor presión existe mayor perforación.

Gráfico 9

Rendimiento por broca considerando presión de percusión



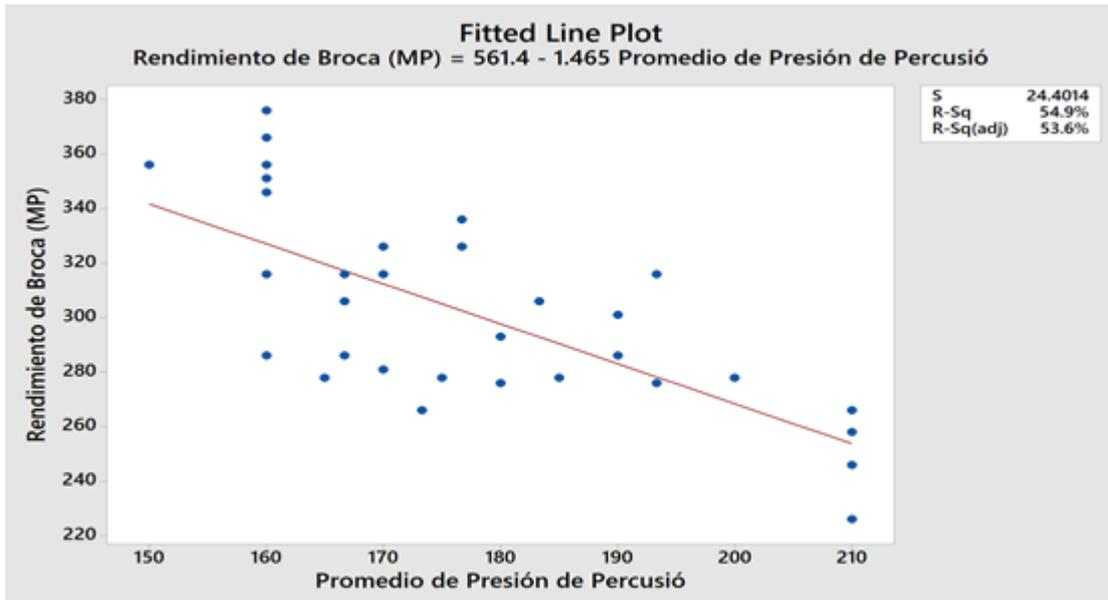
Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

Nuevamente la parte gráfica ayuda a identificar la relación existente y del mismo modo, es necesario encontrar el grado de correlación a nivel cuantitativo.

Gráfico 10

Ajuste lineal de datos con presión de Percusión



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Minitab 7

Con este gráfico, se identifica que la fuerza que existe es mayor en comparación de la presión de avance, y esto porque arroja un coeficiente de determinación de 54.9%. Esta diferencia de coeficientes describe la influencia que existe con cada variable.

Pero si el material es homogéneo no tendría por qué elevarse manera automática, salvo por manipulación del operador, lo cual es incorrecto en términos operativos y esto se refleja en el siguiente gráfico.

5.1.3. Presión de rotación

Las presiones recomendadas por fabricante SANDVICK están para alta entre (40-50 bares), en terreno se observan presiones entre 50 a 60 y para baja de 30 a 40.

Generalmente las presiones incrementan conforme el terreno a triturar es más fragmentado, ya que se produce un esfuerzo de los botones periféricos de la broca causando rotura, desgaste y por consiguiente contra cono.

Ilustración 50

Desgaste excesivo de los insertos periféricos

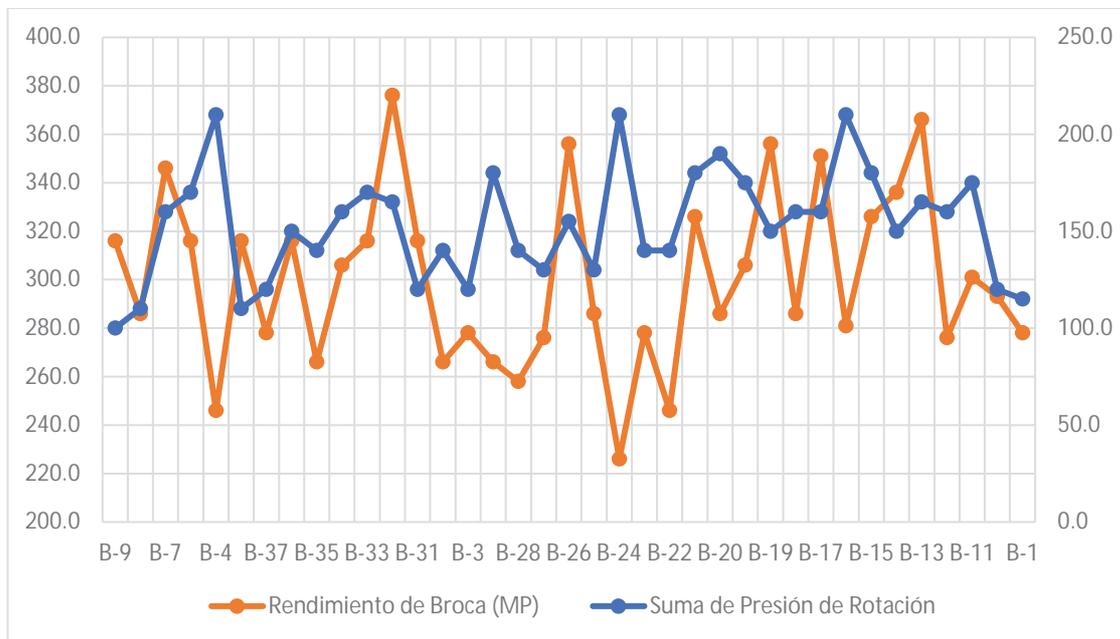


Fuente: Elaboración propia.

Esto lleva a una disminución en el diámetro anular del taladro y de la columna de perforación regenerando desgaste en cada uno de los accesorios por fricción excesiva entre el detrito y la columna de perforación.

Gráfico 11

Rendimiento por broca considerando presión de rotación

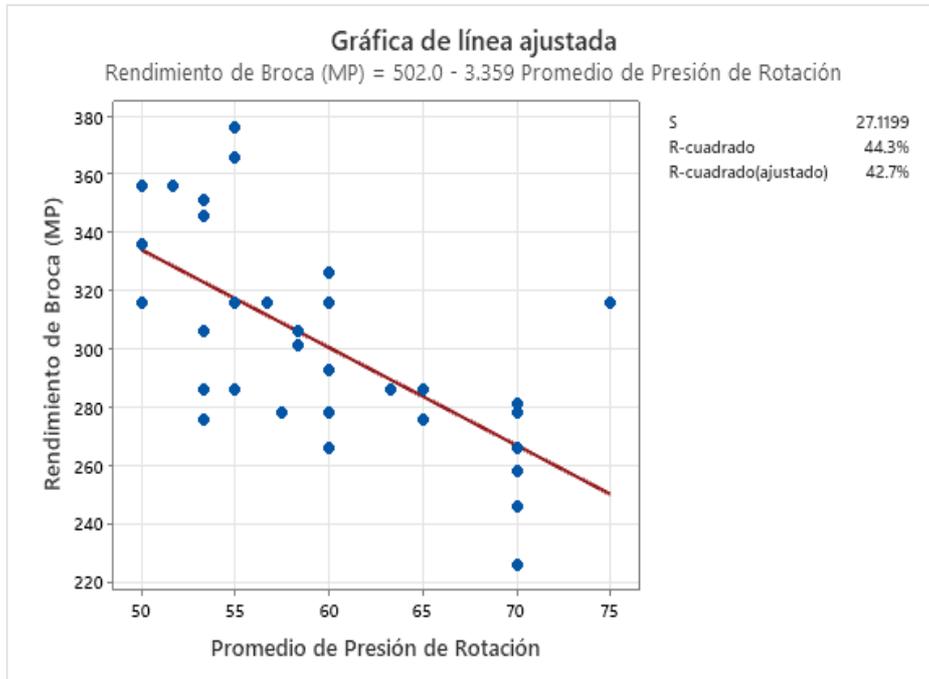


Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Microsoft Excel

Gráfico 12

Ajuste lineal de datos con presión de Rotación



Fuente: Elaboración propia
Nota: Elaborado en Minitab7

Con este gráfico, se identifica que la fuerza que existe es mayor en comparación de la presión de avance y menor que la presión de percusión, y esto porque arroja un coeficiente de determinación de 44.3 %. Esta diferencia de coeficientes describe la influencia que existe con cada variable.

Con esta tercera presión importante en el control operativo de los parámetros de perforación se empieza a concluir como las presiones tienen una influencia sobre el rendimiento del acero. Finalmente, se muestra el modelo del comportamiento de estas variables en la siguiente gráfica:

Gráfico 13

Análisis del modelo de regresión

Regression Analysis: Rendimiento versus Promedio de , Promedio de , Promedio de , ...

Analysis of Variance

Source	DF	Seq SS	Contribution	Adj SS	Adj MS	F-Value
Regression	5	31943.4	69.14%	31943.4	6388.68	13.89
Promedio de Diámetro crítico Br	1	25.1	0.05%	32.1	32.11	0.07
Promedio de Diámetro Anular Cen	1	359.2	0.78%	216.2	216.16	0.47
Promedio de Presión de Percusión	1	25525.1	55.25%	4139.1	4139.09	9.00
Promedio de Presión de Rotación	1	4828.2	10.45%	2280.3	2280.30	4.96
Promedio de Presión de Avance	1	1205.8	2.61%	1205.8	1205.78	2.62
Error	31	14256.2	30.86%	14256.2	459.88	
Total	36	46199.6	100.00%			

Source	P-Value
Regression	0.000
Promedio de Diámetro crítico Br	0.793
Promedio de Diámetro Anular Cen	0.498
Promedio de Presión de Percusión	0.005
Promedio de Presión de Rotación	0.033
Promedio de Presión de Avance	0.116

Error
Total

Model Summary

S	R-sq	R-sq(adj)	PRESS	R-sq(pred)
21.4447	69.14%	64.17%	19675.3	57.41%

Fuente: Elaboración propia.

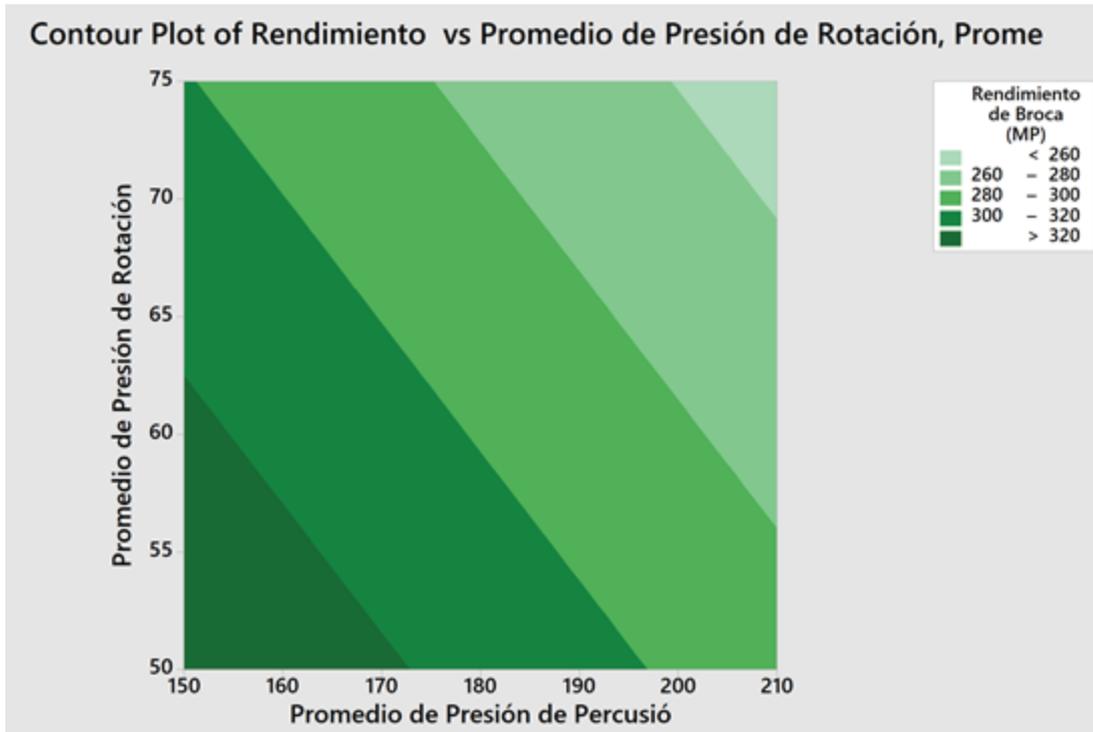
Nota: Elaborado en Minitab 7.

Este modelo indica que la presión de percusión representa un 55.25% como causa para el efecto en el rendimiento, siguiendo la presión de rotación. Todo esto con un coeficiente de determinación de la regresión de 69.14%.

Una vez obtenido las variables de mayor aporte se puede modelar los rangos de tolerancia en los que deben oscilar ambas variables para obtener un rendimiento deseado.

Gráfico 14

Gráfico de contorno del rendimiento vs la presión de rotación y percusión



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Elaborado en Minitab 7.

Por lo tanto, para obtener rendimientos mayores a 320 MP, la presión de rotación no puede superar los 62 bar mientras que la presión de percusión los 172 bar.

5.2. Pruebas de Hipótesis

Para las pruebas de hipótesis, se ha tomado en cuenta la prueba de Pearson, considerando el resultado del coeficiente de correlación según la Tabla 16

Tabla 16

Valores del coeficiente de correlación de pearson

Valor del coeficiente	Magnitud
De 0.00 a +/- 0.20	Baja
+/- 0.20 a +/- 0.40	Moderada
+/- 0.40 a +/- 0.60	Sustancial
+/- 0.60 a +/- 0.80	Alta
+/- 0.80 a +/- 1.00	Muy alta

Fuente: (Montgomery, 2006).

5.2.1. Prueba de hipótesis general

En la Tabla 17 se muestra los resultados de la prueba de hipótesis general, el coeficiente obtenido fue de 0.26512, que, según la Tabla 16, indica una correlación positiva moderada, por lo que se acepta la hipótesis general que los factores técnicos operacionales influyen significativamente en el rendimiento de los aceros de perforación en la mina Huancapeti.

Tabla 17
Coeficiente correlación Hipótesis general

Variables	Rendimiento de los aceros de perforación
Factores de técnicos operacionales	0.26512

Fuente: Elaboración propia.

5.2.2. Prueba de hipótesis específica 1

En la Tabla 18 se muestra los resultados de la prueba de hipótesis específica 1, el coeficiente obtenido fue de 0.25553, que, según la Tabla 16, indica una correlación positiva moderada, lo que significa que, si se aumenta los factores de mantenimiento, se aumentará la cantidad de metros perforados, por lo que se acepta la hipótesis específica de que la influencia de los factores de mantenimiento en el rendimiento de los aceros de perforación en la mina Huancapeti es significativa.

Tabla 18
Coeficiente correlación Hipótesis específica 1

Dimensión/Variables	Rendimiento de los aceros de perforación
Factor de mantenimiento	0.25553

Fuente: Elaboración propia.

5.2.3. Prueba de hipótesis específica 2

En la Tabla 19 se muestra los resultados de la prueba de hipótesis específica 2, el coeficiente obtenido fue de -0,33006, que, según la Tabla 16, indica una correlación negativa moderada, lo que significa que, si se reduce los cambios operacionales, se conseguirá una mayor cantidad de metros de perforación. por lo que se acepta la hipótesis específica de que la influencia de los factores de operaciones en el rendimiento de los aceros de perforación en la mina Huancapeti es significativa.

Tabla 19
Coefficiente correlación Hipótesis específica 2

Dimensión/Variables	Rendimiento de los aceros de perforación
Factor de operaciones	-0.33006

Fuente: Elaboración propia.

5.2.4. Prueba de hipótesis específica 3

En la Tabla 20 se muestra los resultados de la prueba de hipótesis específica 3, el coeficiente obtenido fue de 0.22783, que, según la Tabla 16, indica una correlación positiva moderada, lo que significa que, si se mejora los factores de productividad, se conseguirá una mayor cantidad de metros de perforación. por lo que se acepta la hipótesis específica de que la influencia de los factores de productividad en el rendimiento de los aceros de perforación en la mina Huancapeti es significativa.

Tabla 20
Coefficiente correlación Hipótesis específica 3

Dimensión/Variables	Rendimiento de los aceros de perforación
Factor de productividad	0.22783

Fuente: Elaboración propia.

5.3. Comparativa de resultados

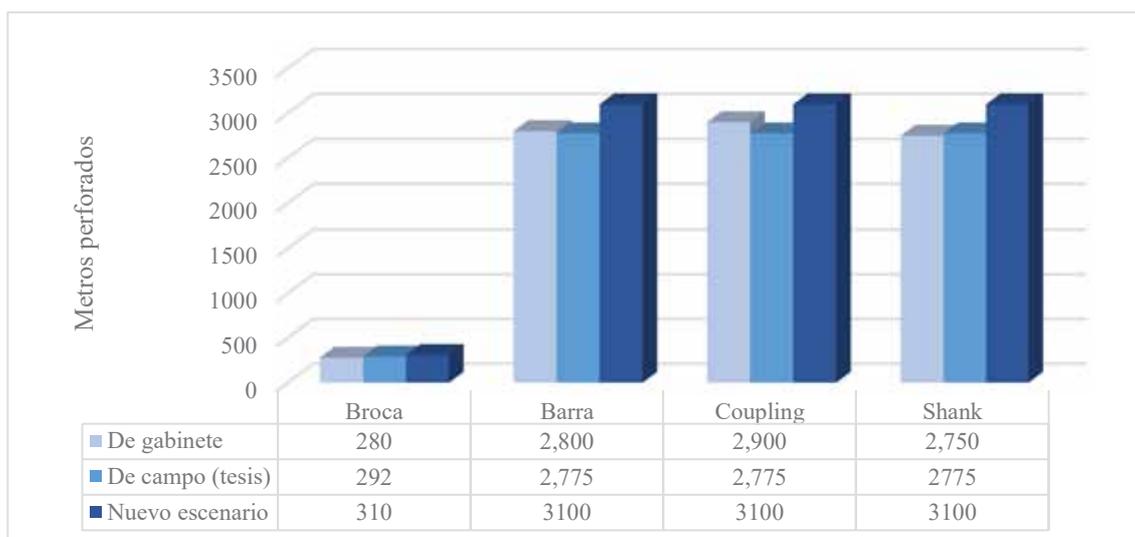
Luego de haber determinado la influencia que existe de los factores técnico-operacionales en el rendimiento de los aceros de perforación e identificar aquellas variables con un mayor nivel de contribución, se realizaron los controles adecuados (presiones y control de varillaje) adecuado para reducir la variabilidad de los mismos.

De esta manera, se optimiza la variable dependiente ya que fueron las independientes con mayor efecto las que permiten maximizar los rendimientos.

A continuación, se presenta la comparativa desde los rendimientos hasta la confiabilidad generada en los equipos de perforación.

5.3.1. Comparativa de rendimientos

Los rendimientos de la línea base se determinaron a partir de lo recolectado por observación directa en campo y por otro lado los resultados emitidos por el área de productividad luego de los controles realizados.

Gráfico 15*Comparativa de rendimiento de aceros*

Fuente: Productividad Huancapeti.

Las barras de “gabinete” corresponden a los valores que tiene el área de productividad como histórico. Las barras de campo, aquellas recolectadas en campo y las del nuevo escenario del resultado de las implementaciones hechas.

El rendimiento de las brocas ha incrementado en un 6%, mientras que en el resto de la columna de perforación en un 12%. Estos incrementos a su vez han permitido disminuir el costo de perforación.

5.3.2. Comparativa de costos

Tabla 21*Comparativa de costos*

Acero de perforación	De campo (Tesis)					
	Metros Perforados	Rend (mp/und)	Cant	Precio	Costo (US\$)	Ratio \$/mp
Broca	585,500	292	2005	50	\$100,257	\$0.42
Barra	585,500	2,775	211	350	\$73,847	
Coupling	585,500	2,775	211	75	\$15,824	
Shank	585,500	2,775	211	275	\$58,023	
Acero de perforación	Nuevo Escenario					
	Metros Perforados	Rend (mp/und)	Cant	Precio	Costo (US\$)	Ratio \$/mp
Broca	585,500	310	1889	50	\$94,435	\$0.39
Barra	585,500	3,100	189	350	\$66,105	
Coupling	585,500	3,100	189	75	\$14,165	
Shank	585,500	3,100	189	275	\$51,940	

Fuente: Productividad Huancapeti.

La tabla anterior muestra una comparación entre dos escenarios. El escenario de recolección de datos “de campo” y el escenario resultado “Nuevo

escenario”. Los metros perforados considerados corresponden al producto del número de taladros por la cantidad de voladuras al mes, valores que determina el área de planeamiento de mina.

El incremento de cada acero de perforación permite reducir el costo unitario en un 7%. Cabe resaltar que este beneficio económico es solo de las labores de frente de avance, no contempla labores de explotación.

Tabla 22

Comparativa de costos

Aceros de perforacion	perforados (Jumbo DD210)	\$/mp (Escenaria A)	\$/mp (Escenaria A)	entre Ratio A/B en \$
Broca	585500 mp	245,910	228,345	17565
Barra				
Coupling				
Shank				

En el cuadro anterior podemos observar las diferencias de los costos de los dos escenarios planteados en el estudio, teniendo una disminución entre los dos de 17565 \$, aunque no parezca mucho el ahorro solo se realiza en los jumbos DD 210 en los que se basa la investigación sin considerar el resto de la flota que trabajan en la U.M. huancapeti.

5.3.3. Comparativa de confiabilidad

La confiabilidad es el porcentaje con la cual se dispone que un equipo trabajará sin interrupción. Para ello se tiene que hallar el valor de landa (λ), el que resulta de la siguiente expresión:

$$\lambda = \frac{1}{MTBF}$$

Por lo tanto, los valores de λ para cada escenario son los siguientes:

- ✓ $\lambda_{\text{Benchmarking}} = 1/60 = 0.017$
- ✓ $\lambda_{\text{Datos campo}} = 1/40 = 0.025$
- ✓ $\lambda_{\text{Nuevo escenario}} = 1/50 = 0.02$

Entonces, a partir de este valor se determina la confiabilidad con la siguiente expresión:

$$\text{Confiabilidad} = 1 - e^{(-\lambda * t)}$$

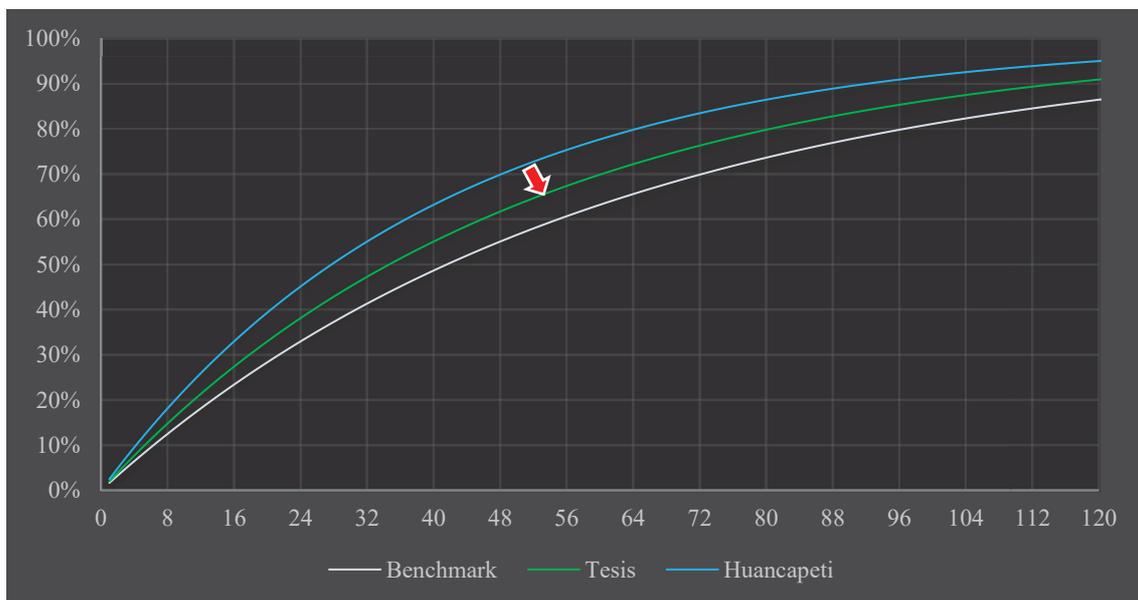
Donde:

- ✓ t = tiempo de monitoreo.

A partir de estas expresiones y resultados se construye la gráfica de confiabilidad, donde se puede distinguir el traslado de la curva hacia el benchmarking internacional.

Gráfico 16

Confiabilidad de equipos de perforación



CONCLUSIONES

- A través del uso del software estadístico SPSS, se realizó la prueba de hipótesis para cada una de las que fue planteadas, dando como valores: 0.25553, -0.33006, 0.22783, producto de la prueba de hipótesis entre ambas variables y que de acuerdo con la Tabla 11 su magnitud es Moderada. Es decir, que existe una influencia como lo señala la hipótesis planteada en la investigación.
- A través de la regresión lineal se determina que, de las tres presiones de trabajo en la perforación, la presión de percusión tiene el mayor nivel de contribución (55.25%) en el modelo elaborado. Valor que permite entender y continuar con una investigación con el objetivo de concentrar los esfuerzos de mejora continua sobre dicha presión de trabajo.
- Una vez identificado las principales variables ‘X’, se trabajó en la mejora continua de ellos, enfocándose en los factores de operación. Se obtuvo una reducción del costo de 0.42\$/mp a 0.39\$/mp.
- El Gráfico 13 es una tabulación construida a partir del modelo elaborado, para determinar las tolerancias de las principales variables “X” para obtener un target “Y” (Rendimiento de aceros). De esta manera se conoce los rangos en los que debe oscilar cada variable en combinación con la otra.

RECOMENDACIONES

- Ampliar el alcance de la investigación para utilizar la misma metodología e identificar los factores de mayor contribución en los aceros de perforación de labores de explotación.
- Realizar campañas de capacitación y entrenamiento al personal operador para trabajar sobre las tolerancias elaboradas en la investigación.
- Configurar las regulaciones de las presiones de acuerdo a las tolerancias obtenidas del modelo hallado, para que el personal no pueda alterar dicha configuración de forma manual (Teoría Poka Yoke).
- Elaborar control de varillaje en paneles de control virtual para tener alcance hasta el operador y tener de esa manera mantenimientos preventivos.

BIBLIOGRAFÍA

- Hernández, S. R. (2014). *Metodología de la Investigación*. Recuperado el 129, de <https://books.google.com.co/books?hl=es&lr=&id=5A2QDwAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&dq=Metodolog%C3%ADa+dela+investigaci%C3%B3n+sampieri&ots=TjWjXZZjL4&sig=pgUVnPFNnRtXOPEjyDkNQrz6cfl>
- Panca, D. (2020). *Mejora de parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la cortada Milagros de la empresa minera CAMBIO S.A. - Arequipa*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/14328/Panca_Coila_Dennys.pdf?sequence=3&isAllowed=y
- Uchiri, M. (2020). *Influencia de los factores técnicos-operacionales en el rendimiento de las perforadoras rotativas en la unidad minera Las Bambas - Apurímac*. Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Obtenido de <https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/5546/253T20200330.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Quito, J., & Babilonia, R. (2020). *Análisis de la vida útil de aceros de perforación para evaluar costos operativos en galerías Compañía Minera San Cristóbal S.A.A.* 2020: Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8523/4/IV_FIN_110_TE_Quito_Babilonia_2020.pdf
- Oré, C. (2019). *Optimización del uso de aceros de perforación para el método de minado Bench and Fill en la Veta Mary unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A.* Huancayo: Universidad Continental. Obtenido de <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/7019>
- González, D. (2016). *Evaluación de los parámetros de perforación en barrenos y correlación con la geología del terreno*. España: Escuela Técnica Superior de ingenieros de Minas y Energía. Obtenido de https://oa.upm.es/40237/1/PFG_DIEGO_GONZALEZ_CABRERO.pdf
- Paguaga, G. (2018). *Acero*. Obtenido de <https://www.coursehero.com/file/67769855/Tercera-Clasepdf/>
- Norma UNE 36010. (2001). *Clasificación de los aceros*. Obtenido de <https://www.arqhys.com/arquitectura/acero-normaune.html>
- Schlumberger. (2022). *Endurecimiento superficial*. Obtenido de <https://glossary.oilfield.slb.com/es/terms/h/hardfacing#:~:text=Un%20proceso%20de%20trabajo%20del,metal%20de%20base%20m%C3%A1s%20d%C3%A9bil.>
- Linde. (2022). *Carburación*. Obtenido de <https://www.linde.mx/industrias/metal-production/heat-treating#:~:text=La%20carburaci%C3%B3n%20es%20un%20proceso,que%20le%20permite%20absorber%20carbono.>
- Instituto Tecnológico GeoMinero de España. (1994). Obtenido de https://books.google.com.pe/books?id=TrwIMcDiuQUC&printsec=frontcover&dq=inauthor:%22CAMILO+AUTOR+CARIDE+DE+LINAN%22&hl=es-419&sa=X&redir_esc=y#v=onepage&q&f=false

- Blatem. (2018). *Protección contra la corrosión*. Obtenido de <https://www.blatem.com/es/actualidad/noticias/proteccion-contra-la-corrosion-soluciones-antioxidantes>
- Felipe, J. (2018). *Accesorios perforación rotorpercutiva*. Obtenido de <https://www.passeidireto.com/arquivo/94716179/03-accesorios-perforacion-rotopercutiva>
- Sandvik. (2018). *Columnas de perforación*. Obtenido de <https://www.rocktechnology.sandvik/es-la/productos/herramientas-de-perforaci%C3%B3n/herramientas-de-perforaci%C3%B3n-rotatoria/columnas-de-perforaci%C3%B3n-rotatoria/>
- Sanz, J. L. (2016). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Caracas: Universidad Central de Venezuela.
- Ramos, M. (2014). *Explotaciones mineras*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/miguelitohmaznah3/mineria-subterranea-y-superficial>
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Obtenido de https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Aparco, A. (2019). *Optimización de la vida útil de los aceros de perforación para la reducción de costos en mina San Vicente - CIA. San Ignacio de Morococha S.A.A.* Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica.
- EPIROC. (2020). *Manual de aceros de perforación*. Obtenido de <https://www.epiroc.com/es-co/products/rock-drilling-tools/handheld-drilling-tools>
- Fuentes, Y. (2012). *Sistemas de Clasificación para la Caracterización del Macizo Rocoso. Universidad Gran Colombia, 25-29.*
- SERVOSIS. (2020). *Módulo Young*. Obtenido de <https://www.servosis.com/noticias/el-modulo-de-young-o-modulo-de-elasticidad-longitudinal-38#:~:text=Para%20un%20material%20el%C3%A1stico%20lineal,una%20barra%2C%20aumenta%20de%20longitud>
- Villacorta, H. (2019). *Planeamiento de minado a corto plazo de la Unidad Minera Tahoe Perú - La Arena - Trujillo*. Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Fernández, R. (2018). *Procesos y gestión de mantenimiento y calidad*.
- Reportero Industrial. (2016). *Los principales objetivos del mantenimiento*. Obtenido de <https://www.reporteroindustrial.com/blogs/Los-principales-objetivos-del-mantenimiento+114923>
- Gestiopolis. (2020). *Capacitación y desarrollo profesional del personal*. Obtenido de <https://www.gestiopolis.com/capacitacion-y-desarrollo-profesional-del-personal/>
- Predictiva 21. (2021). *Funciones Poka Yoke*. Obtenido de <https://predictiva21.com/metodo-de-las-5s/#:~:text=Funci%C3%B3n%20de%20control%3A%20En%20este,que%20requiere%20de%20intervenci%C3%B3n%20inmediata.>
- Shingo, S. (1950). *Técnica Poka Yoke*. Obtenido de <https://www.gestiopolis.com/poka-yoke-tecnicas-prevenir-errores-defectos/>

Imai, M. (1996). *Método Kaizen*. Obtenido de <https://mejoradelacalidad-victortorcuato.weebly.com/15-kaizen-conceptos-alcances-y-su-proceso.html>

Werther, W., & Davis, K. (2008). *Capacitación y Desarrollo*.

Montgomery, C. (2006). *Diseño y análisis de Experimentos*. Méxco: Limusa Willey.

9.2. Anexo 2

Tabla 23
Recursos y Reservas Hércules

Evaluación Reserva	TM	Ag oz/TM	Pb%	Zn%	As%	VP. (\$/TM)
Probado	157,734	1.96	1.74	2.10	1.82	66.23
Hercules	59,835	2.24	1.95	2.57	3.22	77.30
Manto	16,973	3.36	1.54	1.70	1.04	73.84
Janine	80,926	1.45	1.63	1.84	0.95	56.45
Probable	167,339	2.43	1.60	2.29	1.42	72.04
Hercules	56,160	2.67	1.44	2.78	1.84	78.71
Manto	9,428	3.16	1.28	2.80	1.48	82.34
Janine	80,926	1.45	1.63	1.84	0.95	56.45
Skarn	20,824	5.24	2.08	2.52	2.11	110.01
Medido	262,406	1.96	1.03	1.66	0.77	52.77
Hercules	56,462	2.09	1.31	2.25	1.94	64.60
Manto	133,383	2.32	1.06	1.57	0.27	55.90
Gionvana	67,072	1.17	0.71	1.27	0.81	36.09
Janine	5,489	1.52	1.37	2.23	0.56	58.99
Indicado	614,715	1.40	1.02	1.58	0.89	45.78
Hercules	188,282	1.63	1.34	1.76	2.15	54.17
Manto	96,982	2.08	0.92	1.66	0.41	52.80
Gionvana	178,480	1.04	0.63	1.18	0.15	32.58
Janine	145,046	1.09	1.13	1.77	0.47	46.16
Skarn	5,925	1.48	1.22	1.88	1.45	52.58
Inferido	880,571	2.55	1.45	1.87	0.52	66.34
Hercules	217,543	3.67	2.01	2.72	1.48	95.05
Manto	242,476	3.46	1.98	2.38	0.09	88.24
Gionvana	282,070	1.66	0.64	0.92	0.02	36.13
Janine	138,483	1.00	1.29	1.57	0.80	44.44
TOTAL	2,082,765	2.09	1.30	1.81	0.83	59.09

Fuente: Geología UEA Huancapeti

Tabla 24
Recursos y Reservas Coturcan

Evaluación Reserva	TM	Ag oz/TM	Pb%	Zn%	As%	VP. (\$/TM)
Probado	44,801	3.62	2.26	2.44	3.13	93.86
Coturcan	34,001	3.96	2.53	2.72	3.96	104.03
Coturcan Techo	10,800	2.53	1.40	1.56	0.55	61.86
Probable	477,400	2.13	1.77	1.73	2.01	63.82
Coturcan	102,518	2.96	2.10	2.33	2.72	83.88
Coturcan Techo	34,671	3.00	2.19	1.74	2.09	77.91
Coturcan Piso	8,240	2.73	1.71	2.87	2.94	83.47
Cpo. Tarugo	331,971	1.76	1.62	1.51	1.77	55.66
Medido	103,963	2.95	1.11	1.07	0.29	56.96
Coturcan	73,788	3.13	1.05	1.02	0.41	57.57
Coturcan Techo	30,175	2.50	1.27	1.19	0.00	55.46
Inferido	107,302	3.30	1.98	1.88	3.04	80.42
Coturcan	57,272	3.93	2.25	2.14	4.16	93.35
Coturcan Techo	26,059	2.86	2.19	1.74	2.19	76.49
Coturcan Piso	11,996	1.85	1.82	2.34	1.96	69.03
Bx Turmalina	11,975	2.69	0.37	0.48	0.60	38.58
Indicado	286,919	2.08	1.23	1.38	0.70	52.89
Coturcan	106,943	3.00	1.63	1.52	0.32	69.01
Coturcan Techo	61,996	1.64	0.87	0.92	0.00	38.56
Coturcan Piso	3,802	0.91	1.62	1.56	0.92	47.15
Bx Turmalina	14,969	2.69	0.37	0.48	0.60	38.58
Cpo. Tarugo	99,209	1.30	1.13	1.65	1.56	46.83
Total general	1,020,385	2.36	1.59	1.61	1.63	62.83

Fuente: Geología UEA Huancapeti

Tabla 25
Recursos y Reservas Caridad

Evaluación Reserva	TM	Ag oz/TM	Pb%	Zn%	As%	VP. (\$/TM)
Probado	59,271	4.21	1.55	1.81	3.31	84.36
Huancapeti	51,119	3.90	1.46	1.61	3.57	77.58
San German	8,152	6.19	2.07	3.08	1.71	126.84
Probable	64,852	4.25	1.39	1.74	2.85	82.11
Huancapeti	39,179	4.03	1.36	1.39	3.74	75.17
San German	25,673	4.59	1.45	2.26	1.49	92.71
Medido	40,057	2.63	1.28	1.88	3.23	65.44
Huancapeti	38,005	2.48	1.19	1.70	3.22	60.74
San German	2,052	5.37	2.90	5.10	3.43	152.36
Indicado	106,726	3.43	1.48	2.14	2.40	79.40
Huancapeti	33,206	1.99	0.73	2.01	2.49	54.00
San German	73,520	4.08	1.82	2.20	2.36	90.87
Inferido	98,625	6.74	1.85	2.75	2.31	125.97
Huancapeti	93,845	6.52	1.79	2.60	2.31	121.17
San German	4,780	11.05	3.04	5.60	2.30	220.09
Total general	369,531	4.49	1.55	2.15	2.68	91.56

Fuente: Geología UEA Huancapeti

Tabla 26
Resumen de Recursos

	Categoría	TM	Ag oz/TM	Pb%	Zn%	As%	VP. (\$/TM)
CARIDAD	Medido	40,057	2.64	1.28	1.88	3.23	65.57
	Indicado	106,726	3.45	1.49	2.14	2.40	79.70
	Inferido	98,625	6.74	1.85	2.75	2.31	125.98
	SubTotal	245,408	4.62	1.60	2.34	2.50	95.70
HERCULES	Medido	262,406	1.96	1.03	1.65	0.77	52.75
	Inferido	880,571	2.57	1.45	1.87	0.52	66.64
	Indicado	614,715	1.41	1.01	1.58	0.90	45.76
	SubTotal	1,757,692	2.07	1.24	1.74	0.69	57.30
COTURCAN	Medido	103,963	2.95	1.11	1.07	0.29	56.96
	Inferido	107,302	3.30	1.98	1.88	3.04	80.42
	Indicado	286,919	2.06	1.23	1.39	0.72	52.74
	SubTotal	498,184	2.50	1.36	1.43	1.13	59.48
	Total	2,501,285	2.41	1.30	1.73	0.95	61.50

Fuente: Geología UEA Huancapeti

9.3. Anexo 3

Tabla 27

Métodos de explotación, según la potencia y la calidad de la roca

Método de Explotación - Variante	Potencia de mineral	Caracterización Geomecánica	Zona	Sostenimiento
Corte y Relleno ascendente - Variante en Breasting	≈ <2.5 - 3.5> mts	Regular III A	Hercules-Coturcan alto norte-Caridad	Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 7' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
		Mala IVA		Shotcrete 2" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.50mx1.50m
		Mala IVB		Shotcrete 3" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.25mx1.25m
Corte y Relleno Ascendente, en realce	<2.0 - 3.5> mts	Buena II A	Caridad, Coturcan, Hercules	Pernos de fricción 7' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares - Realce	≈ 3.5 mts	Buena II A	Hercules, Coturcan	Pernos de fricción 7' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares, en breasting	≈ 3.5 mts	Regular III A	Hercules	Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 7' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
		Mala IVA		Shotcrete 2" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.50mx1.50m
		Mala IVB		Shotcrete 3" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.25mx1.25m
Corte y Relleno Ascendente, en realce con circado.	≈ <2.0 mts	Buena II A	Hercules, Caridad, Coturcan	Pernos de fricción 5' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 5' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 5' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 5' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
y relleno ascendente en realce con taladros	≈ 3.5 mts	Buena II A	Coturcan	Pernos de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m (en la labor de preparación)
Shrinkage Convencional	<= 3.0 mts	Buena II A	Caridad	Pernos de fricción 5' / puntal ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 5' / puntal a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 5' / puntal a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 5' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
Sub level Stopping	≈ 1 mts - <= 10 mts	Buena II A	Hercules, Coturcan, Caridad	Pernos de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m (en la labor de preparación)
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m (en la labor de preparación)
		Regular III B		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m (en la labor de preparación)

Fuente: Planeamiento UEA Huancapetí

9.4. Anexo 4

Tabla 28

Labores observadas

Fecha	Labor	Diámetro Anular Centralizador (mm)	Diámetro crítico Broca (mm)	Presión de Percusión	Presión de Rotación	Presión de Avance	Afilado Broca	Código de Broca	Broca (MP)
1/02/22	BP 9566W	2	46	190	55	75	NO	B-1	158
2/02/22	CA 9532	2	43	180	60	75	NO	B-1	120
2/02/22	CA 9532	2	46	180	60	75	NO	B-2	38
3/02/22	Sn 9620E	2.5	42.5	190	55	90	NO	B-2	158
4/02/22	XC 9706	2.5	42	180	60	75	NO	B-2	110
6/02/22	SN 9624	2.5	47	200	60	110	NO	B-3	158
7/02/22	SN 9895	3	45	200	60	110	NO	B-3	120
8/02/22	SN 9895	3	46	210	70	110	NO	B-4	38
9/02/22	XC 9624	3.5	44	210	70	110	NO	B-4	158
10/02/22	SN 9685	3.5	42	210	70	110	NO	B-4	50
11/02/22	SN 9685	4	47	190	60	90	NO	B-5	108
12/02/22	BP 4867	4	45	190	50	110	NO	B-5	158
13/02/22	RP 9656	2	42.5	200	60	110	SI	B-5	50
14/02/22	RP 9656	2	42.5	200	60	110	SI		
15/02/22	SN 9	2.5	47	160	50	75	NO	B-7	158
16/02/22	SN 9	2.5	47	160	55	75	NO	B-7	158
17/02/22	RP 9632	3	44	160	55	75	NO	B-7	30
18/02/22	RP 9632	3	44	190	50	75	NO	B-8	128
19/02/22	RP 9656	3.5	42	190	60	110	NO	B-8	158
20/02/22	CM 9766	4	47	170	50	75	NO	B-9	158
21/02/22	BP 4867	2	43	170	50	80	SI	B-9	158
22/02/22	SN 4895	2.5	46	180	60	110	NO	B-10	158
23/02/22	RP 9656	3	44	180	60	110	NO	B-10	135
24/02/22	RP 9656	3	44	180	60	110	NO	B-11	23
25/02/22	BP 9867	3.5	46	190	55	90	NO	B-11	158
26/02/22	SN 9895	3.5	43	200	60	90	NO	B-11	120
27/02/22	SN 9895	3.5	47	200	60	90	NO	B-12	38
28/02/22	BP 9867	2	45	190	50	100	NO	B-12	158
1/03/22	RP 9656	2	45	190	50	100	NO	B-12	80
2/03/22	RP 9656	2	46	160	55	80	NO	B-13	158
3/03/22	SN 9545	2.5	44	160	55	80	NO	B-13	158
4/03/22	RP 560	2.5	42.5	160	55	80	SI	B-13	50
5/03/22	RP 560	2.5	47	170	50	80	NO	B-14	108
6/03/22	BP 490	3	44	180	50	80	NO	B-14	158
7/03/22	TJ 705	3	42.5	180	50	80	SI	B-14	70
8/03/22	TJ 705	3.5	46	170	60	80	NO	B-15	88
9/03/22	TJ 392	3.5	44	180	60	110	NO	B-15	158
10/03/22	SN 8829	3.5	43	180	60	110	SI	B-15	80
11/03/22	SN 8829	4	47	170	70	100	NO	B-16	78
12/03/22	RP 523	2	46	170	70	100	NO	B-16	158

Fecha	Labor	Diámetro Anular Centralizador (mm)	Diámetro crítico Broca (mm)	Presión de Percusión	Presión de Rotación	Presión de Avance	Afilado Broca	Código de Broca	Broca (MP)
13/03/22	TJ 392	2.5	43	170	70	100	SI	B-16	45
14/03/22	TJ 392	3	47	160	55	85	NO	B-17	113
15/03/22	CM 8882	3.5	45	160	55	85	NO	B-17	158
16/03/22	CM 490	3.5	43	160	50	85	SI	B-17	80
17/03/22	CM 490	3.5	47	170	50	90	NO	B-18	78
18/03/22	TJ 392	4	46	170	50	90	NO	B-18	158
19/03/22	TJ 705	2	43	160	60	100	SI	B-18	50
20/03/22	TJ 705	2	47	160	50	80	NO	B-19	108
21/03/22	CM 8876	2.5	44	160	50	80	SI	B-19	158
22/03/22	CM 8871	2.5	42.5	160	50	80	SI	B-19	90
23/03/22	CM 8871	2.5	47	160	70	80	NO	B-20	68
24/03/22	RP 523	3	45	170	60	80	NO	B-20	158
25/03/22	TJ 593	3	43	170	60	90	SI	B-20	60
26/03/22	TJ 593	3	47	170	60	90	NO	B-21	98
27/03/22	SN 8829	3.5	45	170	60	90	SI	B-21	158
28/03/22	RP 560	3.5	43	170	60	80	SI	B-21	70
29/03/22	RP 560	3.5	47	210	70	100	NO	B-22	88
30/03/22	XC 480	4	41	210	70	110	NO	B-22	158
31/03/22	RP 560	4	47	180	70	110	NO	B-23	158
1/04/22	CM 8871	4.5	44	170	70	100	SI	B-23	120
2/04/22	CM 8871	2	47	210	70	110	NO	B-24	38
3/04/22	TJ 9544	2	44	210	70	110	NO	B-24	158
4/04/22	XC 9585	2.5	41	210	70	110	NO	B-24	30
5/04/22	XC 9585	2.5	47	160	60	90	NO	B-25	128
6/04/22	XC 9632	2.5	45	160	70	110	NO	B-25	158
7/04/22	BP 9867	3	46	150	50	80	NO	B-26	158
8/04/22	RP 9656	3	45	150	50	80	SI	B-26	158
9/04/22	TJ 4691	3.5	43	150	55	80	SI	B-26	40
10/04/22	TJ 4691	4	47	180	65	110	NO	B-27	118
11/04/22	TJ 55	2	45	180	65	110	NO	B-27	158
12/04/22	TJ 22	2	47	210	70	110	NO	B-28	158
13/04/22	TJ 9544	2.5	44	210	70	110	NO	B-28	100
14/04/22	TJ 9544	2.5	46	180	60	90	NO	B-29	58
15/04/22	SN 9545	3	43	180	60	90	NO	B-29	158
16/04/22	SN 9	3	41	160	60	90	SI	B-29	50
17/04/22	SN 9	3	47	210	70	100	NO	B-30	108
18/04/22	RP 9632	3.5	45	210	70	100	NO	B-30	158
19/04/22	XC 9651	3.5	46	160	60	100	NO	B-31	158
20/04/22	TJ 55	4	43	160	60	90	NO	B-31	158
21/04/22	XC 9586	4	47	160	55	80	NO	B-32	158
22/04/22	BP 9867	2	44	160	55	80	NO	B-32	158
23/04/22	RP 9656	2	42.5	160	55	80	SI	B-32	60
24/04/22	RP 9656	2	47	160	70	110	NO	B-33	98
25/04/22	TJ 4644	2.5	45	170	50	90	NO	B-33	158

Fecha	Labor	Diámetro Anular Centralizador (mm)	Diámetro crítico Broca (mm)	Presión de Percusión	Presión de Rotación	Presión de Avance	Afilado Broca	Código de Broca	Broca (MP)
26/04/22	TJ 13	2.5	42.5	170	50	90	SI	B-33	60
27/04/22	TJ 13	2.5	47	160	60	85	NO	B-34	98
28/04/22	XC 9632	3	45	170	50	90	NO	B-34	158
29/04/22	RP 046	3	43	170	50	90	SI	B-34	50
30/04/22	RP 046	3	47	210	70	120	NO	B-35	108
1/05/22	RP 100	3.5	44	210	70	120	NO	B-35	158
2/05/22	TJ 9691	3.5	46	160	70	90	NO	B-36	158
3/05/22	TJ 4350	3.5	43	160	80	90	SI	B-36	158
4/05/22	TJ 55	4	47	170	60	110	NO	B-37	158
5/05/22	TJ 22	4	43	160	60	110	SI	B-37	120
6/05/22	XC 9623	4	46	160	50	85	NO	B-38	158
7/05/22	TJ 13	2	47	180	60	85	NO	B-38	158

Fuente: Elaboración propia

9.5. Anexo 5

Ilustración 52
Software minitab.

	C1	C2	C3	C4	C5	C6	C7
	Promedio de Diámetro crítico Br	Promedio de Diámetro Anular Cen	Promedio de Presión de Percusión	Promedio de Presión de Rotación	Promedio de Presión de Avance	Rendimiento de Broca (MP)	
1	45.0	3.0	170.0	50.0	77.5	316	
2	43.0	3.3	190.0	55.0	92.5	206	
3	46.0	2.7	160.0	53.3	75.0	346	
4	44.8	3.3	193.3	56.7	103.3	316	
5	44.0	3.3	210.0	70.0	110.0	246	
6	46.5	3.0	170.0	55.0	85.0	316	
7	45.0	4.0	165.0	60.0	110.0	278	
8	44.5	3.5	160.0	75.0	90.0	316	
9	45.5	3.3	210.0	70.0	120.0	266	
10	45.0	2.8	166.7	53.3	88.3	306	
11	44.8	2.3	166.7	56.7	96.7	316	
12	44.5	2.7	160.0	55.0	80.0	376	
13	44.5	3.8	160.0	60.0	95.0	316	
14	46.0	3.3	210.0	70.0	100.0	266	
15	46.0	2.8	200.0	60.0	110.0	278	
16	43.3	2.8	173.3	60.0	90.0	266	
17	45.5	2.3	210.0	70.0	110.0	258	
18	46.0	3.0	180.0	65.0	110.0	276	
19	44.7	3.2	150.0	51.7	80.0	356	
20	46.0	2.5	160.0	65.0	100.0	286	
21	44.0	2.2	210.0	70.0	110.0	226	
22	45.5	4.3	175.0	70.0	105.0	278	
23	44.0	3.8	210.0	70.0	105.0	246	
24	45.0	3.3	170.0	60.0	86.7	326	
25	45.0	2.8	166.7	63.3	83.3	286	
26	43.5	2.3	183.3	58.3	80.0	306	
27	44.5	2.3	160.0	50.0	80.0	356	
28	45.3	3.2	166.7	53.3	93.3	286	
29	45.0	3.3	160.0	53.3	85.0	351	
30	45.3	2.8	170.0	70.0	100.0	281	

Ilustración 53
Software minitab.

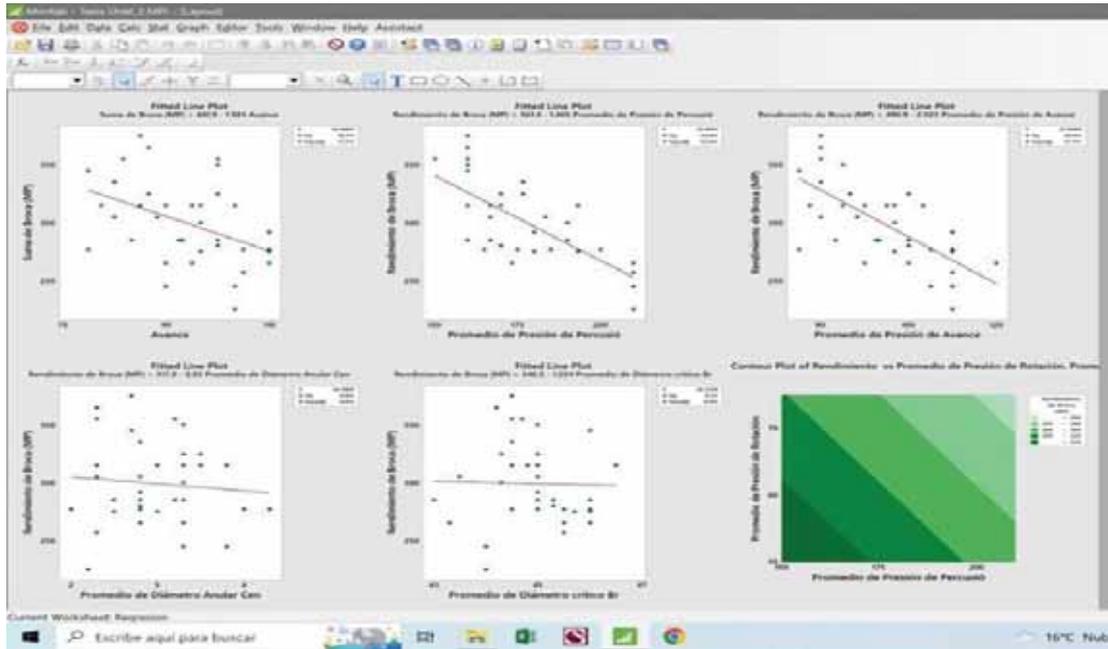
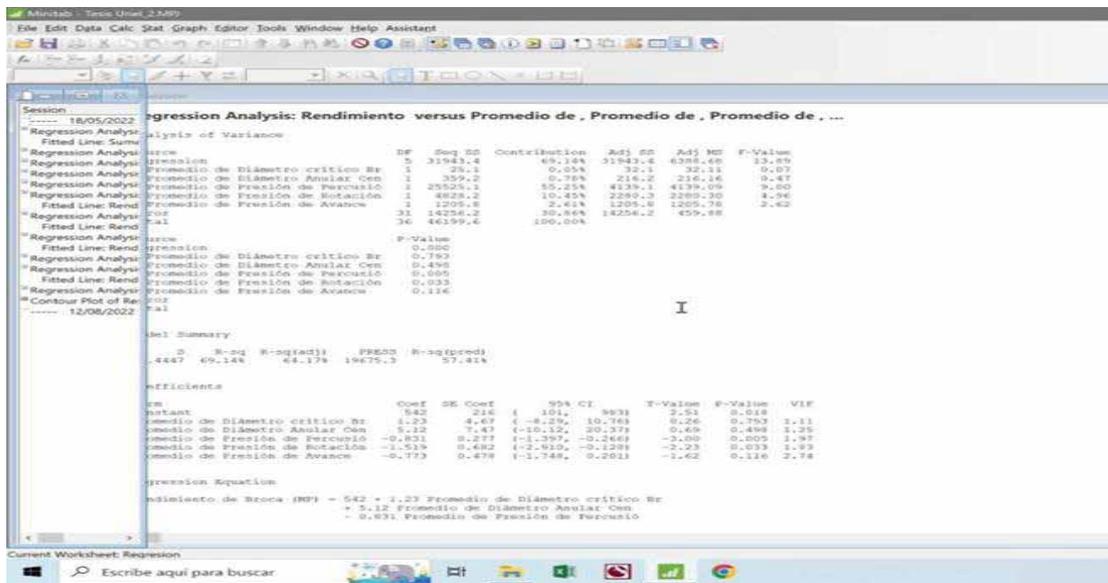


Ilustración 54
Software minitab.



9.6. Anexo 6

Ilustración 55

Software Spss..

*Sin título1 [Conjunto_de_datos0] - IBM SPSS Statistics Editor de datos

Archivo Edición Ver Datos Transformar Analizar Marketing directo Gráficos Utilidades Ventana Ayuda

	Diametro_Centrizador	Diametro_Broca	Presión_percusión	Presión_Rotación	Presión_de avance	Afilado_Broca	Codigo_Broca	Rendimiento_Broca	var	var	var
1	2,00	2,00	190,00	65,00	75,00	NO	1,00				
2	2,00	2,00	180,00	60,00	75,00	NO	1,00				
3	2,00	2,00	180,00	60,00	75,00	NO	2,00				
4	2,50	2,50	190,00	65,00	90,00	NO	2,00				
5	2,50	2,50	180,00	60,00	75,00	NO	2,00				
6	2,50	2,50	200,00	60,00	110,00	NO	3,00				
7	3,00	3,00	200,00	60,00	110,00	NO	3,00				
8	3,00	3,00	210,00	70,00	110,00	NO	4,00				
9	3,50	3,50	210,00	70,00	110,00	NO	4,00				
10	3,50	3,50	210,00	70,00	110,00	NO	4,00				
11	4,00	4,00	190,00	60,00	90,00	NO	5,00				
12	4,00	4,00	190,00	60,00	110,00	NO	5,00				
13	2,00	2,00	200,00	60,00	110,00	SI	5,00				
14	2,00	2,00	200,00	60,00	110,00	SI					
15	2,50	2,50	160,00	60,00	75,00	NO	7,00				
16	2,50	2,50	160,00	65,00	75,00	NO	7,00				
17	3,00	3,00	160,00	65,00	75,00	NO	7,00				
18	3,00	3,00	190,00	60,00	75,00	NO	8,00				
19	3,50	3,50	190,00	60,00	110,00	NO	8,00				
20	4,00	4,00	170,00	60,00	75,00	NO	9,00				
21	2,00	2,00	170,00	60,00	80,00	SI	9,00				
22	2,50	2,50	180,00	60,00	110,00	NO	10,00				
23	3,00	3,00	180,00	60,00	110,00	NO	10,00				
24	3,00	3,00	180,00	60,00	110,00	NO	11,00				

Vista de datos Vista de variables

IBM SP

Ilustración 56
Software Spss..

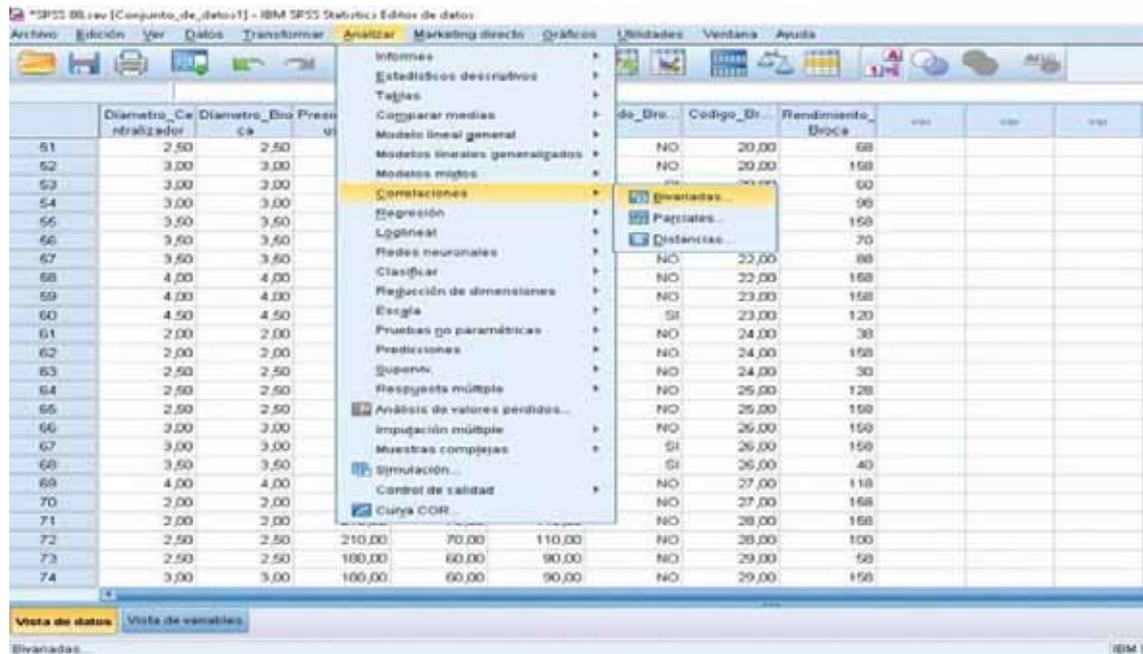
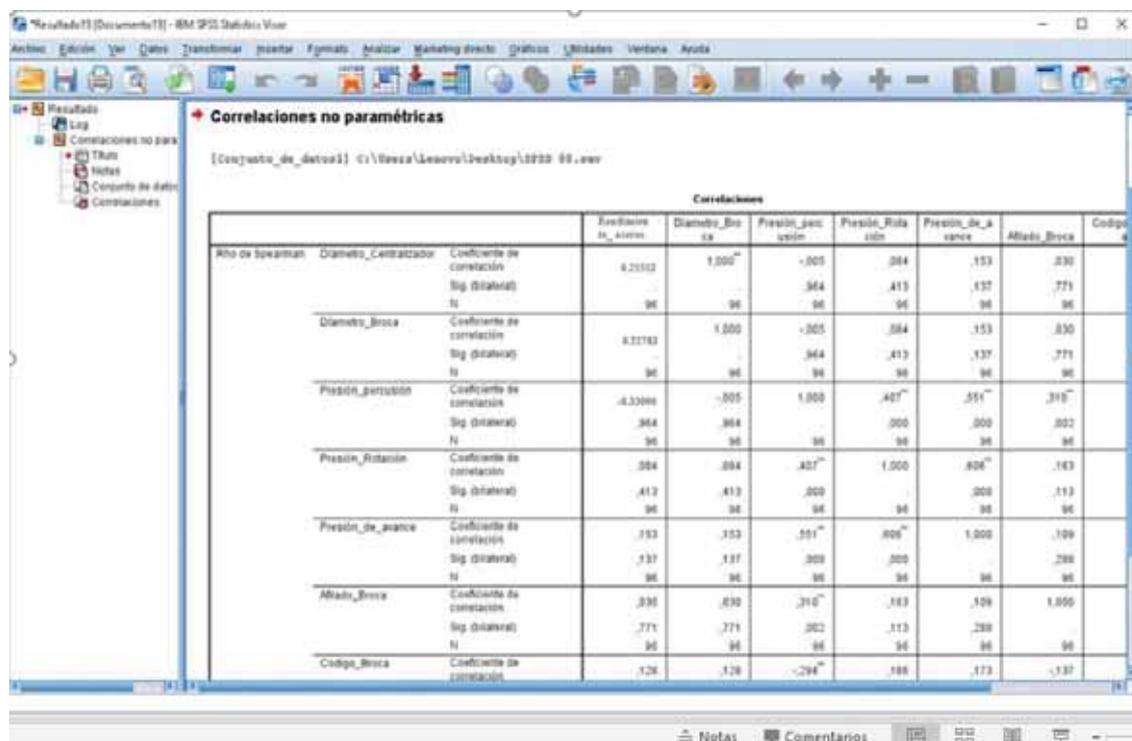


Ilustración 57
Software Spss..



9.7. Anexo 7

Ilustración 58 Reporte de Campo



INSPECCIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

FECHA	02/03/2020	OPERADOR	ROSADO LLANAC
TURNO	DIA	LABOR / ZONA	GL-875 - COTURCAN
EQUIPO SANDVIK	DD210 J-8	TIPO DE PERFORACIÓN	PERFORACION EN FRENTE
Hr. PERCUSIÓN	35.2	Hr. MOTOR	11.80

1.- Parámetros de Perforación

	Percusión	Rotación	Avance	Lubricación	Agua	RPM
Baja (bar)	90	40	50	2 BARS	12	190
Alta (bar)	160	60	80	5-10 BARS	8-10 BARS	180-220
Parámetros Adecuados	160-180 ALTA	50-60 ALTA	80-90 ALTA	5-10 BARS	8-10 BARS	180-220

2.- Estado del Sistema de Perforación Brazo y perforadora



Nº.	DESCRIPCIÓN DE LAS PARTE	ESTADO / CONDICIÓN
1	CENTRALIZADOR DELANTERO	BUENO
2	GOMA DELANTERA DOWEL	REGULAR
3	CENTRALIZADOR INTERMEDIO	BUENO
4	BOCINAS DE PERFORADORA / LUBRICACIÓN	BUENO
5	DESLIZADERAS DE PERFORADORA	BUENO
6	CILINDROS DEL BRAZO	BUENO

Ilustración 59
Reporte de Campo

obit INSPECCIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

OBSERVACIONES:
 NINGUNO

3. Estado de Elementos de perforación

Nº	DESCRIPCIÓN DEL ACERO	CANTIDAD	ESTADO DE DESGASTE
1	SHANK ADAPTER	01	REGULAR
2	COUPLING	01	REGULAR
3	BARRA DE PERFORACIÓN	01	REGULAR
4	JUEGO DE BROCAS	08	REGULAR
5	BROCA RIMADORA	01	DESGASTADO
6	Otros de ser el caso		

OBSERVACIONES:

4. Componentes del equipo de perforación.

Componente	Descripción de estado o Fallas.
PERFORADORA	BUENO
VIGA DE AVANCE DE LA PERFORADORA	BUENO
BRAZO	BUENO
COMPRESOR	BUENO,
SISTEMA DE REFRIGERACION Y BARRIDO POR AGUA	BUENO
OTROS	

OBSERVACIONES:
 NINGUNO

Ilustración 60
 Reporte de Campo



INSPECCIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

5.-Condiciones de Operación.

Descripción	Observaciones
<i>Realiza adecuado posicionamiento antes del inicio de perforación.</i>	<i>BUENO</i>
<i>Realiza de manera adecuada el emboquillado.</i>	<i>BUENO</i>
<i>Realiza Correcta rotación de Brocas y Barras.</i>	<i>BUENO</i>
<i>Reemplaza oportunamente las brocas para ser afiladas.</i>	<i>BUENO</i>
<i>Realiza el procedimiento adecuado para cambio de brocas sin percusión en vacío.</i>	<i>BUENO</i>
<i>Otras prácticas adecuadas de perforación.</i>	

OBSERVACIONES:

NINGUNA.


Responsable de Inspección
Nombre Completo:


Operador Equipo
Nombre Completo:
<i>ANITA CHAVEZ</i>
<i>SUBSE</i>

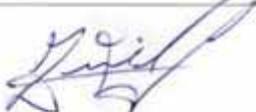

Supervisor
Nombre Completo:
<i>URIS ZARNO</i>
<i>RIORION</i>

Ilustración 61
Reporte de Jumbo

REPORTE DIARIO - JUMBO/EMPERNADOR

FECHA: 02-12-20

JEFE DE GUARDIA: _____

HORA PERFORACIÓN		HORA DIESEL	
INICIAL	FINAL	INICIAL	FINAL
2034.7	2035.79	2035.14	2035.45

BROCA		MARRA DE PERFORACIÓN	
TAMBAJO	DIÁMETRO	TAMBAJO	CÓDIGO
45		12	

NO. OPERACIÓN	HORA INICIAL	HORA FINAL	HORAS PERFORACIÓN	LABOR	Nº TALADRO	Nº BARRIDO	MARRA (Mts)	LONGITUD (Pis)	COMENTARIOS
101	7:00	7:30							
102	7:30	8:30							
205	8:30	8:45							
206	8:45	9:05							
314	9:05	10:00							
103	10:00	11:50	6980.14	6981.25	04 05	34	3	35425	10 Prof Frente
206	11:50	12:15							
207	12:15	1:00							
109	1:00	2:00	6981.25	6982.12	+3 593	22		10	Prof Pasado
405	2:00	3:00							Jumbo Inspección Potero de Mangraro N° 12
109	3:00	4:00	6982.12	6982.45	+3 593	18		10	Prof Pasado
206	4:00	4:10							
314	4:10	4:30							
103	4:30	6:00	6982.45	6983.45	300 695 N	34	3	35425	10 Prof Frente

1	TIPO DE PERFORACIÓN (HR. OPERACIÓN)
101	Perforación Breasting
102	Perforación Realce
103	Perforación de Frente
104	Perforación Trilada
105	Perforación Banquero
106	Perforación Radial
107	Perforación Desquinche
108	Perforación Chimenea
109	Perforación Recorte
110	Perforación Servicio
111	Perforación Sostenimiento (Split Set 5')
112	Perforación Sostenimiento (Split Set 7')
113	Perforación Sostenimiento (Perno Helicoidal 8')
114	Perforación Sostenimiento (Hydrabolt 7')
115	Perforación Sostenimiento (Split Set 5'+Malla)
116	Perforación Sostenimiento (Split Set 7'+Malla)
117	Perforación Sostenimiento (Perno Helicoidal 8'+Malla)
118	Perforación Sostenimiento (Hydrabolt 7'+Malla)
119	Perforación Sostenimiento (Omega bolt 7')

2	DEMORAS OPERATIVAS (HR. PARADA PLANIFICADAS)
201	Traslado de personal (Ingreso)
202	Reparto de Guardia
203	Inducción de Seguridad
204	Capacitación por otras áreas
205	Check List (Inspección y Reporte)
206	Traslado de Equipo
207	Almuerzo/Refrigerio
208	Lavado de Equipo
209	Abastecimiento de Combustible del Equipo
210	Inspección por cambio de labor
211	Inspección por supervisión
212	Instalación del equipo en la labor (cable de energía y agua)
213	Desinstalación del equipo en labor (cable de energía y agua)
214	Cambios de accesorios de perforación

3	DEMORAS OPERATIVAS 2 (HR. PERIODAS)
301	Espera por orden de trabajo
302	Espera por falta de ventilación
303	Espera por regado y desatado
304	Espera por corte de energía
305	Incidente - Accidente
306	Marcado Topográfico/ Falta de marcado de malla de perforación
307	Falta del Operador
308	Obstrucción de Vías con agua o equipos
309	Espera de movilidad ingreso a mina
310	Apoyo en el cargulo de taladros
311	Falta de Aceros
312	Trancado y Recuperación de Aceros
313	Falta de instalación de agua y aire
314	Falta de Área de Perforación
315	Otras demoras operativas 2

4	DEMORAS NO OPERATIVAS (HR. MANTENIMIENTO)
401	Mantenimiento Correctivo
402	Mantenimiento Preventivo
403	Falla Mecánica
404	Falla Eléctrica
405	Espera de Mecánico
406	Espera de Eléctrico (Sistema del equipo)
407	Falta de Lubrificantes, Combustibles y/o Grasas
408	Traslado de equipo de taller a labor malta correctivo

OBSERVACIONES:

* Finalización de alguna de las actividades especificadas en HORAS DE OPERACIÓN

528061

FIRMA DEL OPERADOR: _____

V" B" JEFE DE GUARDIA: _____

Anexo 6

Ilustración 62

Inspección en campo



Ilustración 63

Inspección en campo

