



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Reducción del costo total de perforación incrementando la velocidad de penetración en el Asentamiento Minero de Toquepala - Tacna

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Niels Henrik MARROQUÍN EGÚSQUIZA

ASESOR

Dr. Emiliano Mauro GIRALDO PAREDEZ

Lima, Perú

2022



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Marroquín, N. (2022). *Reducción del costo total de perforación incrementando la velocidad de penetración en el Asentamiento Minero de Toquepala - Tacna*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos del autor	
Nombres y apellidos	Niels Henrik Marroquín Egúsquiza
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	70438729
URL de ORCID	No Aplica
Datos del asesor	
Nombres y apellidos	Emiliano Mauro Giraldo Paredez
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08635711
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0003-2632-8998
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Alfonso Alberto Romero Baylón
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	31625834
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	William Gilberto Escudero Simón
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	04051131
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Mario Fernando Cedrón Lassus

Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08801853
Datos de investigación	
Línea de investigación	No Aplica
Grupo de investigación	No Aplica
Agencia de financiamiento	No Aplica
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Tacna Provincia: Jorge Basadre Distrito: Ilabaya Latitud: -17.245 Longitud: -70.6175
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2018 - 2020
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
(Universidad del Perú - Decana de América)
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
Av. Colonial cdra. 53 – Ciudad Universitaria
Central Telefónica: 619-7000 anexos: 1110 - 1111
Lima 1 – Perú

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Vídeoconferencia Google Meet de la tfscuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el jueves 13 de enero del 2022, siendo las 18:03 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado.

Dr. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN	Presidente
Mg. MARIO FERNANDO CEDRÓN LASSUS	Miembro
Mg. WILLIAN GILBERTO ESCUDERO SIMON	Miembro

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la Ttfsis de Don **NIELS HENRIK MARROQUÍN EGÚSQUIZA**, Bachiller en Ingeniería de Minas, quien sustentó la Tesis Titulada: **“Reducción del Costo Total de Perforación incrementando la Velocidad de Penetración en el Asentamiento Minero de Toquepala- Tacna”**, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero de Minas.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

Aprobado, Sobresaliente

tfl Jurado procedió a la calificación, cuyo resultado fue la nota de:

17 (Diecisiete)

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Miembro Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS, a Don NIELS HENRIK MARROQUÍN EGÚSQUIZA.**

Siendo las 18:50 horas, se dio por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (05) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Ciudad Universitaria, 13 de enero del 2022

Dr. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN
MIEMBRO PRESIDENTE

Mg. MARIO FERNANDO CEDRÓN LASSUS
MIEMBRO

Mg. WILLIAM GILBERTO ESCUDERO SIMON
MIEMBRO

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

DR. JORGE ENRIQUE SOTO YEN
DIRECTOR



RECOMENDACIONES

Dr. Alfonso Alberto Romero Baylón:

- Modificación de la carátula de la tesis (colocar grado de Bachiller antes del nombre, grado de Doctor antes del nombre del asesor de la tesis)
- En la parte de la formulación del problema debe corregir lo siguiente:
 - El punto 1.3.1 Planteamiento del Problema (borrarlo)
 - El Problema Principal como los Problemas Específicos debe ponerlos en signos de interrogación.
- El Objetivo Principal tiene que tener relación con su Problema Principal
- Conclusiones debe estar ligada al Objetivo Principal y las conclusiones correspondientes a cada Objetivo Específico.
- En Número: debe tener relación numérica, números iguales, tantos números, conclusiones tantas cantidades y debe tener una relación lógica con lo que dice el objetivo.
- Tu recomendación debe tener relación lógica

Datos de la plataforma virtual institucional del acto de sustentación:

ID: <https://meet.google.com/xhk-zmxu-sxb>

<https://meet.google.com/oxb-bkma-xai>

Grabación archivada en:

<https://drive.google.com/file/d/1qkvTI3L01vu7-RsDORYAK-JgT83XTmyl/view>

https://drive.google.com/file/d/1xw8io7jH4G_pQy4mC22EkrAH2FYQ8Pk1/view

NOTA OBTENIDA:

PÚBLICO ASISTENTE: (Nombre, apellido y DNI)

- Claudia Marroquín Egúsquiza DNI: 71439866
- Paula Changana Gomero DNI: 70258156

A las personas más importantes en mi vida,
mi mamá Claudia, mi papá Leoncio y
mi hermana Nathali los cuales han sido un pilar
importante en mi formación académica y mi
motivación para seguir creciendo profesionalmente.

RESUMEN

El presente proyecto de tesis denominado “Reducción del costo total de perforación incrementando la velocidad de penetración en el asentamiento minero de Toquepala”, pretende examinar la compleja problemática del proceso de perforación en el asentamiento minero de Toquepala de Southern Perú ubicada en el departamento de Tacna, por ello la presente investigación se enfocará en la formulación de una propuesta para el mejoramiento del proceso de perforación de la gerencia y superintendencia mina, la búsqueda de una forma sostenible y eficiente de incrementar la velocidad de penetración de brocas tricónicas que impactan directamente con el costo total de perforación.

Las labores de perforación primaria son realizadas por perforadoras Bucyrus (49RIII y 49HR), P&H (120A, 100XP y 320XPC) y CAT (MD6640); con brocas de diámetro 12 ¼” y 11” y barras de 10 ¾” y 9 ¼” en las cuales se propone teorías y procedimientos que pueden ayudar a incrementar la velocidad de penetración, controlando y optimizando las variables como presión del aire, velocidad de rotación y pull-down las cuales son medidas bajo el uso de un software integrado en la perforadora llamado JmineOps el cual afectará directa e indirectamente a la labor de perforación.

Como Resultado de nuestro estudio llevado a cabo en la fase 4 (zona de la mina con presencia de yeso anhidrita y cuarzo sericita con alteraciones de brechas y cuarzo Toquepala) y fase 5 (zona de la mina con presencia de brechas con alteraciones de turmalina, cuarzo Toquepala y diorita propilítica) de la mina, concluimos que en la fase 5 con un incremento de la Velocidad de Penetración de 24.98 m/hr a 32.72 m/hr, el cual significa un incremento de 30.95 % con respecto al promedio general y una reducción del

Costo Total de Perforación de 16.75 \$/m a 12.61 \$/m; y en la fase 4 con un incremento de la Velocidad de Penetración de 29.78 m/hr a 44.11 m/hr el cual significa un incremento de 48.11 % con respecto al promedio general y una reducción del Costo Total de Perforación de 15.57\$/m a 11.66\$/m.

ABSTRACT

This thesis project called "Reducing the total cost of drilling by increasing the penetration speed in the Toquepala mining settlement", aims to examine the complex problems of the drilling process in the Toquepala mining settlement of Southern Peru located in the department of Tacna , for which each one of the particularities that characterizes the cycle and that raises the concern of the mine management and superintendency will be presented in detail, the search for an efficient and sustainable way to increase the penetration speed of tricone bits that directly impact with the total cost of drilling.

The primary drilling works are carried out by Bucyrus (49RIII and 49HR), P&H (120A, 100XP and 320XPC) and CAT (MD6640) drills; with 12 ¼ "and 11" diameter drills and 10 ¾ "and 9 ¼" rods in which theories and procedures are proposed that can help increase the penetration speed, controlling and optimizing variables such as air pressure, rotation and pull-down which are measured using a software integrated in the drill called JmineOps which will directly and indirectly affect the drilling work.

As a result of our study carried out in phase 4 (zone of the mine with presence of gypsum anhydrite and quartz sericite with alterations of breccias and Toquepala quartz) and phase 5 (zone of the mine with presence of breccias with alterations of tourmaline, Toquepala quartz and propylitic diorite) from the mine, we conclude that in phase 5 with an increase in the Penetration Speed from 24.98 m / hr to 32.72 m / hr, which means an increase of 30.95% with respect to the general average and a reduction of the Total Cost of Drilling from 16.75 \$ / m to 12.61 \$ / m; and in phase 4 with an increase in the Penetration Speed from 29.78 m / hr to 44.11 m / hr which means an increase of 48.11% with respect to the general average and a reduction in the Total Cost of Drilling from 15.57 \$ / m to 11.66 \$ / m.

AGRADECIMIENTOS

Expreso mi agradecimiento a los profesionales y funcionarios del área de perforación y voladura de empresa Southern Peru Copper Corporation, por el valioso apoyo en la documentación base de esta tesis; asimismo a los ejecutivos, investigadores y docentes de empresas mineras en Perú, universidades peruanas, por el suministro de información, a representantes de entes reguladores del Perú y el extranjero por las facilidades.

Agradezco a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a la Facultad de Ingeniería Geológica, minera, metalúrgica y geográfica, autoridades universitarias de Ingeniería de Minas, profesores de post y pre-grado, investigadores y colegas por su valioso aporte.

Destacando mi reconocimiento al ingeniero Emiliano Mauro Giraldo Paredez, asesor de mi tesis, por las sugerencias y apoyo constante para elevar la calidad del plan de investigación y así poder obtener el título profesional en ingeniería de minas, desarrollada según los lineamientos institucionales requeridos para optar el grado de Licenciado en Ingeniería de Minas.

ÍNDICE DE CONTENIDO

RESUMEN	iii
ABSTRACT	v
AGRADECIMIENTOS	vi
ÍNDICE DE CONTENIDO	vii
GLOSARIO.....	xiv
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Área problemática	2
1.2 Problema principal.....	2
1.3 Problemas específicos	3
1.3.1 Planteamiento del problema	3
1.3.1.1 Antecedentes.....	3
1.3.1.2 Diagnóstico de la situación actual	3
1.3.1.3 Pronóstico.....	4
1.4 Hipótesis.....	5
1.5 Hipótesis específica.....	6
1.6 Justificación de la investigación.....	6
1.7 Objetivos.....	6
1.7.1 Objetivo principal	6
1.7.2 Objetivos específicos.....	7
CAPITULO II	8
MARCO TEORICO.....	8
2.1 Marco teórico.....	8
2.1.1 Conceptos básicos de perforación	8
2.1.1.1 Métodos de perforación de rocas	8
2.1.1.2 Fragmentación de la roca y formación de grietas.....	9
2.1.1.3 Mecanismo de rotura de la roca	11
2.1.1.4 Parámetros de perforación	14
2.2 Área problemática	15
2.2.1 Planteamiento del problema.....	15
2.2.1.3 Antecedentes.....	16
2.2.1.4 Diagnóstico de la situación actual	16
2.2.1.5 Pronóstico.....	17
2.3 Hipótesis.....	17
2.4 Justificación del proyecto.....	18

2.5 Objetivos.....	18
2.5.1 Objetivo principal	18
2.5.2 Objetivos secundarios	19
2.6 Metodología.....	19
2.6.1 Descriptiva.....	19
2.6.2 Explorativa.....	20
2.6.3 Explicativa	20
2.6.4 Comparativa	20
CAPÍTULO III	21
GENERALIDADES	21
3.1 Información de la mina	21
3.1.1 Ubicación.....	21
3.1.2 Accesos	22
3.1.3 Clima.....	23
3.1.4 Vegetación	23
3.1.5 Geografía	23
CAPÍTULO IV	24
OPERACIONES EN LA MINA TOQUEPALA	24
4.1 Planeamiento.....	24
4.1.1 Método de explotación	24
4.1.2 Planeamiento de minado.....	24
4.1.2.1 Planeamiento de corto y mediano plazo.....	25
4.1.2.2 Planeamiento a largo plazo	26
4.2 Diseño de la mina.....	30
4.3 Relación de desbroce.....	31
4.4 Ley de corte.....	31
4.5 Operaciones unitarias.....	32
4.5.1 Perforación	33
4.5.1.1 Perforación de producción.....	34
4.5.1.2 Perforación de pre-corte	36
4.5.2 Voladura	37
4.5.3 Carguío.....	40
4.5.4 Acarreo	41
4.5.5 Chancado	41
4.5.6 Depósitos lixiviables	41
CAPÍTULO V	43
ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS DE LA MINA TOQUEPALA.....	43

5.1 Geología general	43
5.2 Geología regional y local	44
5.3 Litología.....	47
5.3.1 Estructuras	48
5.3.2 Alteración	48
5.3.3 Mineralización.....	49
5.4 Evolución del modelo geológico en Toquepala	49
5.5 Expectativa de exploración por reservas.....	51
CAPÍTULO VI	61
PERFORACIÓN PRIMARIA EN MINA TOQUEPALA	61
6.1 Perforación en labores superficiales.....	61
6.2 Accesorios de perforación	62
6.2.1 Amortiguador o shock absorber.....	62
6.2.2 Top Sub.....	64
6.2.3 Barras de perforación	65
6.2.4 Reamer o Bit Sub	67
6.2.5 Guiador o deck bushing.....	70
6.2.6 Broca tricónica.....	71
6.2.6.1 Conos.....	73
6.2.6.2 Composición metalúrgica de la broca.....	76
6.2.6.3 Selección de brocas tricónicas	76
6.3 Presión del aire.....	80
6.3.1 Compresores de aire	80
6.3.1.1 Compresores de aspas	81
6.3.1.2 Compresores reciprocantes.....	82
6.3.1.3 Compresores de tornillos.....	82
6.4 Sistema de evacuación de detritus.....	82
CAPÍTULO VII	85
REDUCCIÓN DEL COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN AUMENTANDO LA VELOCIDAD DE PENETRACIÓN	85
7.1 Estructura del costo de perforación	85
7.2 Precio de la broca.....	86
7.3 Costos de la operación minera.....	86
7.3.1 Costo horario de la perforadora.....	87
7.3.1.1 Costos Directos	87
7.3.1.2 Costos Indirectos.....	90
7.3.1.3 Costo total de perforación	92

7.4 Reducción del costo total de perforación.....	93
7.4.1 Incremento de la velocidad de penetración	94
A) Cálculo de la velocidad de penetración	94
7.4.1.2 Determinación del RPM óptimo para el aumento de la velocidad de penetración:.....	95
7.4.1.2 Determinación del Pulldown óptimo para el aumento de la velocidad de penetración:.....	97
7.4.1.3 Determinación del diámetro de boquillas	99
CAPÍTULO VIII	102
DISCUSIÓN DE RESULTADOS	102
8.1 Velocidad de rotación (RPM) en terreno duro	102
8.2 Velocidad de rotación (RPM) en terreno medio	103
8.3 Pulldown en terreno duro	105
8.4 Pulldown en terreno medio	107
8.5 Análisis comparativo con las nuevas velocidades de perforación	108
8.5.1 Terreno duro	108
8.5.2 Terreno medio	109
8.6 Cálculo de los nuevos costos totales de perforación.....	110
8.6.1 Cálculo del TDC en terreno duro	111
8.6.2 Cálculo del TDC en terreno medio	113
8.7 Incremento de la productividad.....	116
CAPITULO IX	117
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	117
9.1 Conclusiones	117
9.2 Recomendaciones.....	118
BIBLIOGRAFÍA	120
ANEXOS	121

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Partes de un banco	xiv
Figura 2.1 Modelo de penetración realizado por un elemento rígido o inserto de carburo de tungsteno.....	10
Figura 2.2 Fase de abrasión.....	11
Figura 2.3 Fase de fatiga.....	12
Figura 2.4 Fase de desprendimiento	12
Figura 2.5 desprendimiento profundo.....	13
Figura 2.6 Exceso de presión.....	14
 Figura 3.1 Ubicación geográfica	 22
 Figura 4.1 Desarrollo del tajo y descarga de material	 26
Figura 4.2 Desarrollo de fases de minado.....	28
Figura 4.3 Pit final económico	28
Figura 4.4 Pit final operativo.....	29
Figura 4.5 Esquema de movimiento de material	29
Figura 4.6 Flujograma de operación mina.....	33
Figura 4.7 Perforadora Bucyrus, modelo 120A	35
Figura 4.8 Perforadora Sandvik, modelo DR580	36
Figura 4.9 Taladros de producción, amortiguación y de corte con sus respectivas cargas en fase 5; roca: Dp-ga & Bx-ga.....	38
Figura 4.10 Taladros de producción, amortiguación y de corte en fase 4; roca: Da-Px.....	39
Figura 4.11 Taladros de producción, amortiguación y de corte en fase 3; roca: Di-Ga.....	39
Figura 4.12 Pala Bucyrus, modelo 495 HR	40
Figura 4.13 Camión CAT 730 y cargador frontal CAT 994	41
 Figura 5.1 Plano de geología regional.....	 47
Figura 5.2 Sección geológica y sección alterada	53
Figura 5.3 Porcentaje de cobre y molibdeno	54
Figura 5.4 Plano de alteración y área de interés a explorar	56
Figura 5.5 Cretáceo superior, terciario inferior 70-65 MA.....	57
Figura 5.6 Formación de Shatter Breccia o stock work, falla Micalaco y alineamiento Toquepala	55
Figura 5.7 Paleoceno y Eoceno 56-52 MA, intrusión del pórfido de dacita	58
Figura 5.8 Brechamiento de colapso, pérdida de presión del sistema	58

Figura 5.9 Formación de la Diatrema, cráter relleno con fragmentos de derrumbe	59
Figura 5.10 Intrusión de dacita aglomerada, formación de pebble brecha	59
Figura 5.11 Intrusión latita porfirítica, proceso de lixiviación y erosión interna	60
Figura 5.12 Levantamiento regional y erosión, formación de la superficie pun.....	60
Figura 6.1 Shock absorber	63
Figura 6.2 Top sub	65
Figura 6.3 Barra de perforación.....	67
Figura 6.4 Reamer.....	70
Figura 6.5 Guiador.....	71
Figura 6.6 Esquema de broca tricónica	73
Figura 6.7 Ángulo del eje del cono	74
Figura 6.8 Tipos de rodamiento.....	75
Figura 6.9 Tipos de tricono	77
Figura 7.1 Diagrama de flujo del RPM óptimo	96
Figura 7.2 Diagrama de flujo del Pulldown óptimo	98
Figura 7.3 Diagrama de flujo de diámetro de boquillas óptimo.....	100
Figura 8.1 RPM óptimo en terreno duro	103
Figura 8.2 RPM óptimo en terreno medio.....	104
Figura 8.3 Pulldown óptimo en terreno duro	106
Figura 8.4 Pulldown óptimo en terreno medio	107
Figura 8.5 Avance de la broca y velocidad de perforación en terreno duro.....	109
Figura 8.6 Avance de la broca y velocidad de perforación en terreno medio	110
Figura 8.7 TDC vs velocidad de penetración en terreno duro	113
Figura 8.8 TDC vs velocidad de penetración en terreno medio.....	115
Figura 8.9 Costo total de perforación vs dureza del terreno.....	116

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 – Esquema de Tipos de roca y Porcentaje de Cobre y Molibdeno	32
Tabla 2 – Producción anual por perforadora 2017 y 2018	35
Tabla 3 – Tipos de Alteración Geológica	50
Tabla 4 – Mineralogía Zonal	50
Tabla 5 – Metalurgia de los Materiales del Tricono	76
Tabla 6 – Clasificación General de Insertos de Tricono	78
Tabla 7 – Velocidades Ascensionales	82
Tabla 8 – Datos Generales para la Prueba del RPM Óptimo en Terreno Duro ...	101
Tabla 9 – Datos Generales para la Prueba del RPM Óptimo en Terreno Medio ...	103
Tabla 10 – Datos Generales para la Prueba del Pulldown Óptimo en Terreno Duro	106
Tabla 11 – Datos Generales para la Prueba del Pulldown Óptimo en Terreno Medio	108
Tabla 12 – Costos de Perforación en el Periodo de Agosto para Terreno Duro ...	111
Tabla 13 – Costos de Perforación en el Periodo de Julio Para Terreno Medio ...	112
Tabla 14 – Costos de Equipos de Perforación Para Julio	114
Tabla 15 – Costos de Equipos de Perforación Para Agosto	122
Tabla 16 – Velocidad de Penetración (Resumen Julio)	123
Tabla 17 – Metros Perforados (Resumen 2017)	124
Tabla 18 – Disponibilidad de Perforadoras (Resumen 2017)	125
Tabla 19 – Utilización de Perforadoras (Resumen 2017)	126
Tabla 20 – Costos Total de Perforadoras	127
Tabla 21 – Costo por Metro Perforado	128

GLOSARIO

Amortiguador o shock absorber. - Es un elemento de la columna de perforación el cual se encarga de amortiguar las vibraciones e impactos producidos por la columna de perforación a la hora de realizar un taladro.

Banco. - Los bancos son cortes horizontales en los diferentes niveles de la mina a tajo abierto donde se realiza el minado. Los bancos de seguridad son construidos como una barrera para rocas que caen desde niveles arriba. Asimismo, los bancos deben tener un ancho suficiente para que el material no caiga hacia niveles inferiores y en cuanto a los ángulos del talud, este va desde 45° en terreno con relleno hasta 65° en material más competente o duro.

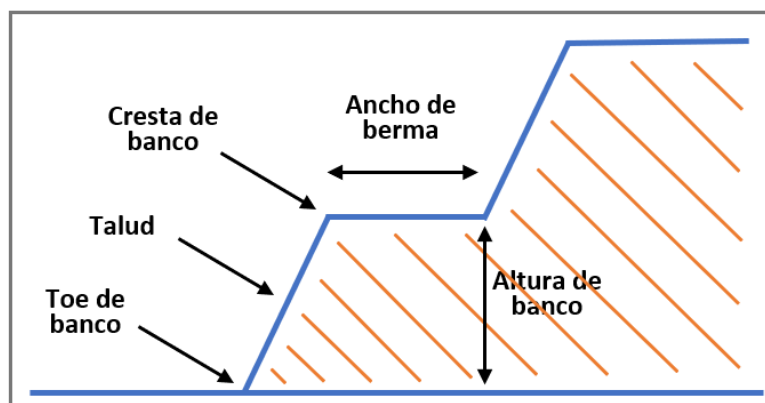


Figura 1 – Partes de un banco

Fuente: Propia

Barra de perforación. - es un elemento que se utiliza para la extensión de la herramienta de corte o broca tricónica. Cuando la herramienta de corte está en funcionamiento, las barras de perforación se mueven dentro del cabezal de rotación, empujando hacia arriba el cabezal de rotación.

Broca tricónica. - Es un acero o herramienta de perforación que está compuesto por tres cortadores en forma de conos en su base, los cuales están puestos sobre un eje de rodamientos los que a su vez conforman los faldones y patas de la broca.

Cresta. - Este término es utilizado comúnmente en minería superficial para hacer referencia el borde de un banco o más precisamente el lugar donde intersectan la línea de inclinación de un banco con la línea horizontal de la misma.

Cojinete. - Un cojinete o rodamiento es una pieza o conjunto de ellas que transporta una carga mientras está en contacto mutuo con otro cuerpo, también se puede definir como un elemento mecánico que su función es proporcionar una determinada fuerza para que el eje gire con una carga adecuada y facilite su desplazamiento, estos elementos dependiendo de su función pueden tener formas de bolas, cilindros y rodillos.

Detrito. - Roca reducida a pequeñas partes producto de la rotura que lleva a cabo la broca tricónica junto con la presión y rotación ejercida sobre la misma, que a la vez es expulsada a la superficie y sirve como taco para la voladura.

Expelición de detritus. - Es el proceso por el cual el detritus acumulado dentro del taladro es lanzado hacia la superficie por la presión de aire.

Explosivo. - Un explosivo es un material sólido o líquido que, cuando se hace detonar, libera una gran cantidad de energía en forma de calor y de ondas de choque.

Falla. - Son fracturas en el terreno en el cual se han producido deslizamiento de dos bloques, uno respecto al otro, esto es producido generalmente por esfuerzos tectónicos.

Fragmentación. - Es la rotura de una roca producto de la onda expansiva ejercida por los explosivos después de su detonación.

Guiador. - También llamado deck bushing o anillo guía, es el componente de la columna de perforación el cual se encarga de dirigir la columna de perforación de tal manera que el corte hacia el macizo rocoso sea vertical y sin inclinación alguna.

Ley de corte. - La ley de corte o cut-off es una medida de la calidad del mineral o metal, ya que la mayoría de los minerales y metales se extraen con el fin de obtener una determinada calidad. Por lo tanto, el grado mínimo requerido para obtener un mineral o metal de calidad determinada es la ley corte o cut-off.

Perforación. - Es el proceso por el cual se logra el fracturamiento del macizo rocoso, para lo cual se emplea maquinas con la capacidad de ejercer una presión y rotación necesarias sobre una columna de acero para su fin.

Plasticidad. - Es una propiedad mecánica de las rocas el cual hace que se deforme permanente e irreversiblemente cuando se encuentran sometidos a tensiones por encima de su rango elástico.

Pulldown. - También llamada fuerza de empuje, es la fuerza ejercida por la perforadora hacia la columna de perforación medida en kilo libras (K/lbs) con el fin de producir la suficiente fuerza para romper la roca.

Reamer. - También llamados Bit sub o adaptadores de broca tricónica, estos son elementos los cuales unen las barras con las brocas esto con el fin de evitar el desgaste prematuro de las barras.

Taladro. - Orificio cilíndrico producto de una perforación en la cual irá depositado una carga explosiva de acuerdo con un diseño previamente establecido.

Toe. - Es el lugar que hace referencia al punto final de inclinación de un banco, dicho de otra manera, es el punto donde intersectan la línea de inclinación de un banco con la línea horizontal del banco siguiente.

Velocidad de barrido. - Es la velocidad con la que sale el aire del fondo del taladro a través del espacio entre la columna y las paredes del taladro (espacio anular).

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En la actualidad todas las operaciones mineras requieren eficiencia e innovación para hacer rentable su operación, debido a esto es necesario desarrollar un plan de mejora continua en todas las operaciones unitarias involucradas en la operación minera y estrictamente hablando en la perforación. Como parte inicial del proceso productivo, la perforación desempeña un papel crucial para los demás procesos como la voladura, el carguío y finalmente el acarreo; la preocupación reside en la manera en que ha sido concebida la etapa de perforación de producción, la cual todavía presenta déficit y no permiten un mejor performance del proceso.

La perforación de taladros en el macizo rocoso es una operación unitaria muy importante en todo este proceso, por lo que el incremento de la productividad y por tanto de los accesorios de perforación se hace necesario.

Con lo que respecta a la selección del método de minado y más estrictamente hablando a la correcta selección de mallas de perforación para cada tipo de terreno siempre fue un factor determinante, ya que de esto dependerá que se pueda obtener el mayor beneficio posible durante la explotación de una mina. Visto desde un punto económico, el mejor método proporcionará la mayor tasa de retorno en su inversión. Es común en las operaciones mineras a cielo abierto, el determinar y establecer los correctos parámetros de perforación como la presión aplicada sobre la broca, la presión de Pulldown y la velocidad de rotación para de esta manera determinar el

correcto avance de la broca el cual nos va a permitir obtener la mayor productividad con el mejor costo (TDC) para todas y cada una de las condiciones y tipos de roca.

El efecto que se desea lograr se basa en una estrategia de ingeniería de procesos que permite identificar y reducir los costos de operación de las unidades de perforación, ahorrando tiempo y costos en la operación y en el mantenimiento.

1.1 Área problemática

La perforación del macizo rocoso dentro del campo de la explotación de minas es la primera operación que se realiza y esta tiene como finalidad abrir huecos o taladros dentro del macizo rocoso, con una distribución geométrica adecuada, en donde se alojarán las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores con el objetivo final de fragmentar el macizo rocoso.

El Costo Total de Perforación (TDC) puede ser reducido significativamente incrementando la Velocidad de Penetración (ROP), la necesidad de poder cuantificar, controlar y mejorar los factores directos e indirectos que están relacionados con la Velocidad de Penetración.

1.2 Problema principal

- ✓ ¿En qué medida se podría reducir el Costo Total de Perforación, incrementando la velocidad de penetración en el Asentamiento Minero de Toquepala – Tacna?

1.3 Problemas específicos

- ✓ ¿Cómo el aumento de la velocidad de penetración sin el correcto manejo de los parámetros de perforación puede generar el aumento del TDC?
- ✓ ¿De qué manera el incorrecto manejo de la presión de aire puede traer consigo el desgaste prematuro del barreno, o en contraposición, puede generar el taponeo de la broca?

1.3.1 Planteamiento del problema

¿Cómo reducir el costo total de perforación en la explotación del tajo?

1.3.1.1 Antecedentes

Para el caso de la perforación de rocas en un determinado terreno, siendo esta la primera actividad para la explotación de una mina a cielo abierto, dependeremos de una serie de factores para hacer que esta se vuelva productiva, buscando siempre un costo razonable de la perforación.

Debido al desarrollo de nuevas herramientas en la minería superficial y la implementación de nueva tecnología en la perforación primaria, combinada con la aplicación de los correctos parámetros de perforación dependiendo del tipo de roca, el costo total de perforación puede reducirse.

1.3.1.2 Diagnóstico de la situación actual

La perforación primaria en macizo rocoso ha venido evolucionando con el paso del tiempo con la integración de nuevas tecnologías, aunque también muchas de estas

han caído en desuso, esto debido a que con el paso del tiempo podemos obtener más y mejores resultados, o bien por otros por condiciones externas como las medioambientales. Los nuevos métodos de perforación en la actualidad emplean técnicas de perforación mecánicas, conocidos como sistemas de perforación rotativa y percusiva.

Siempre existió una relación inherente en los procesos de perforación y la voladura, puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Entendemos que una perforación óptima se desarrolla con técnicas sofisticadas y con los medios apropiados y que además se ejecute de forma correcta. Asimismo, considerar una buena voladura será aquella que cumpla con el objetivo para que el que fuera diseñada.

1.3.1.3 Pronóstico

Teniendo como base el Costo Total de Perforación, este costo se reducirá cuando la Velocidad de Penetración aumente, esta optimización obtenida tendrá un gran impacto dentro el TDC.

El estudio, monitoreo y control de las herramientas de perforación, en especial el de las brocas tricónicas, ayudará a mejorar el rendimiento de cada una de estas, así como el de mejorar el diseño de esta, esta mejora en el diseño también podrá mejorar la velocidad de penetración, reduciendo el costo de perforación para la operación en la unidad minera de Toquepala.

1.4 Hipótesis

Aumentando la velocidad de penetración se reducirán los costos totales de perforación, esto del análisis de la fórmula del cálculo del costo total de perforación (TDC), tenemos:

$$TDC = \frac{\text{Precio de la broca}}{\text{Total metros perforados}} + \frac{\text{Costo perforadora/Hr}}{\text{Velocidad de penetración}}$$

Como podemos observar, los factores que están indirectamente relacionados con el costo total de perforación son la velocidad de penetración y los metros de avance de la broca, en tal sentido mientras estos parámetros aumenten se reducirá el costo total de perforación.

Teniendo en cuenta que nuestro principal factor de estudio es la velocidad de penetración, significa relacionarlo con factores que la afecten de cualquier manera, para esto es de suma importancia conocerlos, estudiarlos y medirlos; tenemos:

- ✓ Propiedades del macizo rocoso
- ✓ Velocidad de salida del detrito
- ✓ Peso aplicado a la broca (Klb)
- ✓ Velocidad de rotación (RPM)
- ✓ Velocidad de barrido
- ✓ Tipo de broca para un terreno adecuado
- ✓ Análisis de desgaste de brocas tricónicas

1.5 Hipótesis específica

- ✓ Aumentando la velocidad de penetración independientemente del tipo de terreno en el cual se encuentra, la reducción de los costos totales de perforación se verá reflejados de manera significativa en el mediano y largo plazo.
- ✓ Aumentando la velocidad de penetración teniendo en cuenta el correcto manejo de los parámetros de perforación, se reducirán los costos totales de perforación.
- ✓ El aumento de la velocidad de penetración tendrá un aumento significativo y a la vez generará una reducción en el TDC si la presión del aire generada es suficiente más no excesiva para eliminar el detritus dentro del taladro.

1.6 Justificación de la investigación

Uno de los principales problemas de la perforación primaria ya acentuados hace bastante tiempo es la optimización de costos, para lo cual el desarrollo de esta tesis Mostrará el análisis de todo el proceso, desde las características del macizo rocoso hasta la identificación y correcto uso de la variación de los parámetros de perforación usados para disminuir los costos totales de perforación.

1.7 Objetivos

1.7.1 Objetivo principal

- ✓ Incrementar la velocidad de penetración para la reducción de los costos totales de perforación.

1.7.2 Objetivos específicos

- ✓ Usar los correctos parámetros de perforación para cada tipo de formación geológica, esto con el fin de maximizar la vida útil de nuestros aceros de perforación, y así optimizar la producción y reducir costos.

- ✓ Controlar la presión de aire para que esta sea suficiente más no excesiva a la hora de eliminar el detritus en los taladros, y así el aumento de la velocidad de penetración tendrá un aumento significativo, lo cual a su vez generará una reducción en el TDC.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Marco teórico

2.1.1 Conceptos básicos de perforación

2.1.1.1 Métodos de perforación de rocas

La perforación del macizo rocoso dentro del campo de la explotación de minerales es la primera operación unitaria que se realiza y tiene como fin realizar taladros o huecos en el macizo rocoso con una distribución y geometría adecuada, en donde se alojarán cargas explosivas con sus accesorios iniciadores para fragmentar del macizo rocoso.

Los tipos principales de perforación en roca utilizados en minería superficial son:

- ✓ Perforación Rotativa
- ✓ Perforación con Martillo en el fondo
- ✓ Perforación con Martillo en la cabeza

La aplicación que utilizaremos en el desarrollo de la tesis es la perforación rotativa, este tipo de perforación consiste en aplicar grandes cantidades de peso generados por medio de motores hidráulicos o eléctricos montados en cada una de las perforadoras, esta energía generada se transmite a través de la columna de perforación, hasta la broca tricónica, combinado con una velocidad de rotación.

Estas dos principales fuerzas se combinan y generan un efecto de rotura por trituración y arrastre.

2.1.1.2 Fragmentación de la roca y formación de grietas

Cuando un inserto impacta sobre la roca, la roca se deforma de manera elástica hasta que la resistencia de la roca se supera debido a la fuerza aplicada, en este momento el volumen del inserto se introduce en la roca formando una cuña de deformación. La roca es comprimida y se reflejan en fuerzas laterales generando microfracturas alrededor del inserto. Como se muestra en la figura 2.1.

Estas fuerzas son lo suficientemente altas, logrando exceder la resistencia a la compresión de la roca, las fracturas se propagan hacia la superficie libre de la roca, como se predice en la teoría fractura de Mohr Coulomb.

El criterio de ruptura de Mohr Coulomb especifica que la rotura en un plano se produce cuando la tensión de corte o esfuerzo cortante alcanza el valor dado por:

$$\tau = \sigma \tan(\phi) + c$$

Donde:

- ✓ σ es la tensión normal
- ✓ τ es el esfuerzo cortante
- ✓ ϕ es la pendiente del ángulo de la envolvente, también llamado ángulo de rozamiento interno.
- ✓ c es la intersección de la línea de fallo con el eje de τ , llamada cohesión.

El modelo de ruptura de una roca, producido por un elemento rígido, como es el caso de los insertos de carburo de tungsteno de las brocas tricónicas, se representa en la siguiente figura:

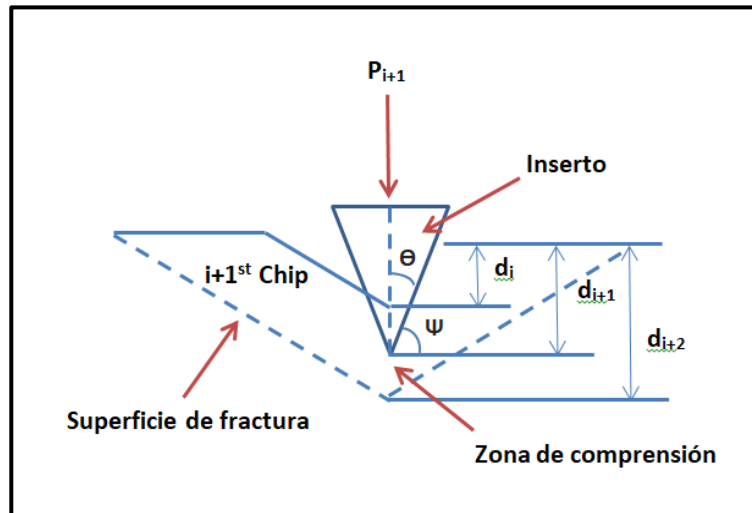


Figura 2.1 - Modelo de Penetración Realizado por un Elemento Rígido o Inserto de Carburo de Tungsteno

Fuente: Propia

Donde:

- ✓ d_{i+1} es la penetración del inserto en un ciclo de indentación
- ✓ d^*i es la altura del spalling
- ✓ θ es la mitad del ángulo del inserto
- ✓ ψ Ángulo del plano de ruptura del chip
- ✓ P_{i+1} Fuerza aplicada sobre el inserto

Conforme el inserto se introduce dentro de la roca, se genera una fragmentación localizada alrededor del inserto, la tensión elástica aumenta. Cuando se alcanza el nivel de penetración d^*i+1 o profundidad de corte, entonces el estrés a lo largo de la superficie de fractura es suficiente para causar la falla de la roca y la formación del chip.

La formación de los chips se realiza a lo largo de los planos generados por el inserto desde lo más profundo hacia la superficie libre tomando el ángulo del plano de ruptura Ψ .

2.1.1.3 Mecanismo de rotura de la roca

a) Abrasión

Esta es una ilustración de la primera fase de la fractura de la roca, la cual llamamos abrasión. Esta fase es el resultado del poco peso aplicado a la broca, los insertos están en contacto con la roca con una baja presión en la broca, esta genera pequeñas fisuras alrededor del inserto, como podemos ver en la figura 2.2.

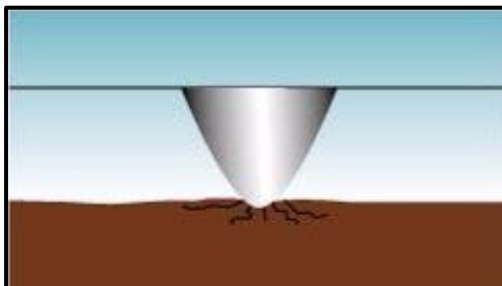


Figura 2.2 – Fase de Abrasión
Fuente: Sandvik

b) Fatiga

Es este momento se agrega mayor presión sobre la broca reduciendo las RPM, esto causa una mayor penetración de los insertos dentro del macizo rocoso generando fisuras más notables, pero estas no se llegan a conectar entre filas de insertos, y la roca no se llega a romper, a esta fase la llamamos fatiga, como ilustra la figura 2.3.

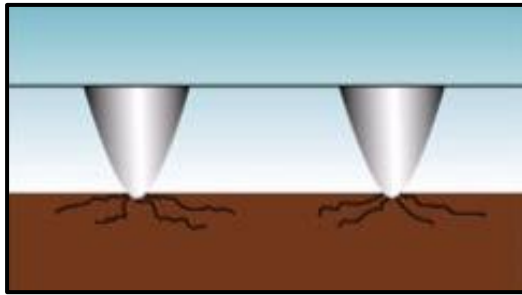


Figura 2.3 – Fase de Fatiga

Fuente: Sandvik

c) Desprendimiento o spalling

En este momento la velocidad de rotación de la columna de perforación no varía, aplicando la suficiente presión sobre el macizo rocoso, y esto hace que generemos una correcta penetración del inserto obteniendo que las grietas generadas se crucen entre las filas de cada inserto, como puede apreciarse en la figura 2.4.

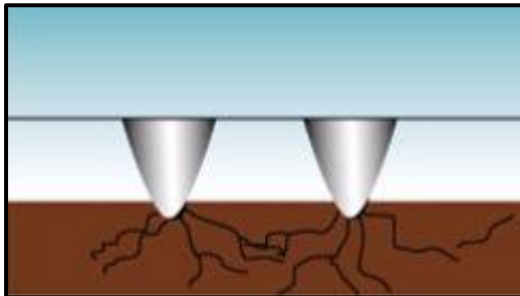


Figura 2.4 – Fase de Desprendimiento

Fuente: Sandvik

d) Desprendimiento profundo

En esta fase, los insertos alcanzaron la velocidad de rotación y presión en la broca óptimos, los cuales provocan la fractura de la roca en pequeños chips, los cuales, por la ayuda de la circulación de aire, logran ser evacuados fuera del taladro, es necesario notar que en esta fase las fisuras generadas por la penetración de los

insertos dentro de la roca se cruzan entre los insertos y entre las filas, como se observa en la figura 2.5.

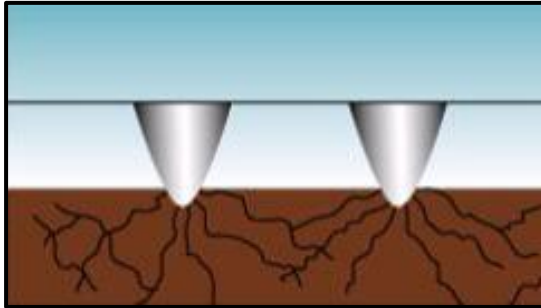


Figura 2.5 – Desprendimiento Profundo
Fuente: Sandvik

e) Exceso de presión

Cuando alcanzamos la fase de Deep Spalling, si aplicamos peso adicional, provocaremos una penetración ineficiente, este peso adicional que se aplica causará la introduzcan en su totalidad de los insertos dentro de la roca, disminuyendo la velocidad de penetración y erosionando de manera prematura la superficie de la broca, como se podemos ver en la figura 2.6.

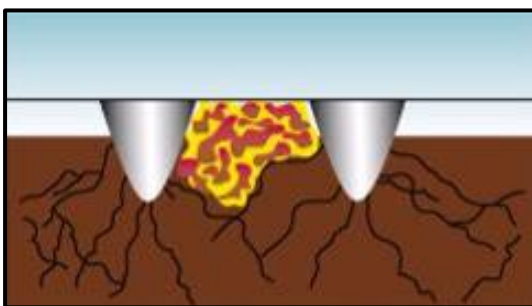


Figura 2.6 – Exceso de Presión
Fuente: Sandvik

2.1.1.4 Parámetros de perforación

a) Presión de la broca o Pulldown

La fuerza de empuje o Pulldown se transfiere a la broca por el empuje a través de la columna de perforación, generando que los insertos de carburo de tungsteno de las brocas apliquen compresión a la roca, al mismo tiempo que rotan, logrando fatigar y romper el macizo rocoso.

Una vez que la presión excede la resistencia a la compresión de la roca, los insertos de la broca penetran el macizo rocoso, desplazando trozos de roca lateralmente.

b) Velocidad de rotación (RPM)

Son las revoluciones por minuto que realiza la columna de perforación, al momento de que gira cuerpo de la broca, los 03 conos también giran en el fondo del taladro, este movimiento permite que los dientes entren en contacto con la roca, provocando la rotura y el triturado de la roca por la acción de empuje.

La pequeña desviación o descentrado de los ejes de rotación de los conos permite a los insertos realizar una acción de arrastre al rotar en terreno suave.

c) Presión de rotación

La presión de rotación o torque es una medida de fuerza que es ejercida hacia la broca y esta es provocada por la velocidad de rotación y fuerza de empuje o Pulldown hacia el fondo de un taladro.

d) Presión del aire (PSI)

La presión de aire es el flujo de aire producido por un compresor de aire instalado en la misma perforadora el cual va dirigido hacia la columna de perforación y termina en la broca en la cual ejerce presión por conductos de esta y por la fuerza de esta bota los detritos hacia la superficie para mantener limpio los taladros.

La medida de esta presión de aire en las perforadoras está en libra fuerza por pulgada cuadrada por su traducción en sus siglas en inglés (PSI – “Pounds-force per square inch”)

2.2 Área problemática

La perforación del macizo rocoso dentro del campo de la explotación de minas a tajo abierto es la primera operación que se realiza y esta tiene como finalidad abrir huecos o taladros dentro del macizo rocoso, con una distribución geométrica adecuada, en donde se alojarán las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores con el objetivo final de fragmentar el macizo rocoso.

El Costo Total de Perforación (TDC) puede ser reducido significativamente incrementando la Velocidad de Penetración (ROP), la necesidad de poder cuantificar, controlar y mejorar los factores directos e indirectos que están relacionados con la Velocidad de Penetración.

2.2.1 Planteamiento del problema

¿Cómo reduzco los costos totales de perforación incrementando la velocidad de penetración?

2.2.1.3 Antecedentes

En la perforación primaria del macizo rocoso como primera actividad en una explotación de una mina a tajo abierto dependerá de algunos factores para que esta pueda ser más eficiente y productiva, como el conocimiento técnico del equipo, el control de adecuado de los parámetros de perforación y la experiencia del operador.

Gracias a la introducción de nuevos equipos de perforación y el desarrollo de las herramientas involucradas en esta actividad, combinada con la aplicación de los parámetros de perforación adecuados para cada tipo de roca, el costo total de perforación puede reducirse.

2.2.1.4 Diagnóstico de la situación actual

La perforación del macizo rocoso sigue mejorando con el tiempo y esto en gran medida a la integración de nuevas tecnologías, sin embargo, hay algunos que se han dejado de usar, por la ineficiencia en el proceso y/o factores externos como los económicos y medioambientales. Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicas, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm³.

La perforación y la voladura son actividades que se complementan una de la otra, ya que podemos afirmar de manera categórica que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Entendemos que una buena perforación es aquella que se hizo con medios y técnicas adecuadas y que se ejecutó de forma correcta. De igual manera, una buena voladura será aquella que cumpla con su propósito para lo cual fue diseñado.

2.2.1.5 Pronóstico

Teniendo como base el Costo Total de Perforación, podremos ver la reducción de este cuando la Velocidad de Penetración se incremente, esta optimización que observaremos tendrá un gran impacto dentro el TDC.

El estudio, monitoreo y control de las herramientas de perforación, en especial el de las brocas tricónicas, ayudará a mejorar el rendimiento de cada una de estas, así como el de mejorar el diseño de esta, esta mejora en el diseño también podrá mejorar la velocidad de penetración, reduciendo el costo de perforación para la operación en la unidad minera de Toquepala.

2.3 Hipótesis

Aumentando la velocidad de penetración se reducirán los costos totales de perforación, esto del análisis de la fórmula del cálculo del costo total de perforación (TDC), tenemos:

$$TDC = \frac{\text{Precio de la broca}}{\text{Total metros perforados}} + \frac{\text{Costo perforadora/Hr}}{\text{Velocidad de penetración}}$$

Como podemos ver, los factores que están directa e indirectamente relacionados con el performance o, mejor dicho, con el costo total de perforación son la velocidad de penetración, los metros de avance de la broca y el costo horario de perforación.

Teniendo en cuenta que nuestro principal factor de estudio es la velocidad de penetración significa relacionarlo con factores que la afecten de cualquier manera, para esto es de suma importancia conocerlos, estudiarlos y medirlos; tenemos:

- ✓ Propiedades del macizo rocoso
- ✓ Velocidad de salida del detrito
- ✓ Peso aplicado a la broca (Klb)
- ✓ Velocidad de rotación (RPM)
- ✓ Velocidad de barrido
- ✓ Tipo de broca para un terreno adecuado
- ✓ Análisis de desgaste de brocas tricónicas

2.4 Justificación del proyecto

El principal problema en la perforación primaria ha sido la optimización de costos y es justo acá donde hacemos un hincapié, nuestro costo viene a ser una función de la velocidad de penetración y los metros perforados obtenidos en la perforación. Es decir que, a mayor velocidad de penetración, el costo total de perforación se reduce, entonces la importancia radica en obtener los mayores valores posibles en el total de metros perforados y en la velocidad de penetración.

2.5 Objetivos

2.5.1 Objetivo principal

- ✓ Incrementar la velocidad de penetración para la reducción de los costos totales de perforación.

2.5.2 Objetivos secundarios

- ✓ Usar los adecuados parámetros de perforación dependiendo de la formación geológica, esto con el fin de maximizar la vida útil de nuestros aceros de perforación; por ejemplo, si nos topamos con un terreno con formaciones rocosas de diorita propilítica, esta nos va a indicar que nuestro terreno tiene alta resistencia a la compresión y tendremos que usar parámetros acordes a este terreno.
- ✓ Seleccionar el modelo de broca que nos brinde la mayor productividad, para este caso vamos a usar dos tipos de brocas de la marca Varel (RB67 de $\varnothing$ 12 ¼" y RB60 de $\varnothing$ 11") que son para terrenos duros y medios respectivamente.
- ✓ Controlar el incremento de la vida en metros de las brocas tricónicas ya que a mayor metraje obtenido antes de su desuso nos permitirá reducir de mayor manera los costos totales de perforación.

2.6 Metodología

Para nuestro proyecto de tesis se tiene establecido los siguientes métodos a usar:

2.6.1 Descriptiva

Se menciona los procedimientos y cambios en los parámetros de perforación para determinar los cambios antes y después que determinarán los costos totales de perforación.

2.6.2 Explorativa

La reducción de costos totales de perforación con aumento de la velocidad de penetración es un campo donde se sabe poco. Este es un proceso que se da mediante un análisis de costos y busca de manera racional la optimización de estas mediante nuevos métodos y prácticas operativas.

2.6.3 Explicativa

Se busca asimismo un antes y un después, luego de realizado los cambios en los parámetros, encontrar el porqué de los resultados.

2.6.4 Comparativa

Se busca comparar los resultados obtenidos de varios métodos y se pone en prueba la que después de un estudio, proyecta mejores resultados.

CAPÍTULO III

GENERALIDADES

3.1 Información de la mina

3.1.1 Ubicación

El yacimiento minero de Toquepala se encuentra ubicado en el sur del Perú, en el Departamento de Tacna, provincia de Jorge Basadre y distrito de Ilabaya entre las cotas que van desde 3,000 a 3,600 msnm, en el sector este, con nevados que se elevan a más de 6,000 msnm. Geográficamente se encuentra a 70°36' Longitud Oeste y 17°13' Latitud Sur.

La zona generalmente es semi-desértica y montañosa con parámetros promedios anuales de 1,500 mm de evaporación y 80 mm de precipitación. Hacia el noroeste se encuentran dos importantes yacimientos mineros, Quellaveco y Cuajone a una distancia de 20 y 30 km respectivamente.

Para tener una mejor visión de lo detallado podemos observar la figura 3.1.

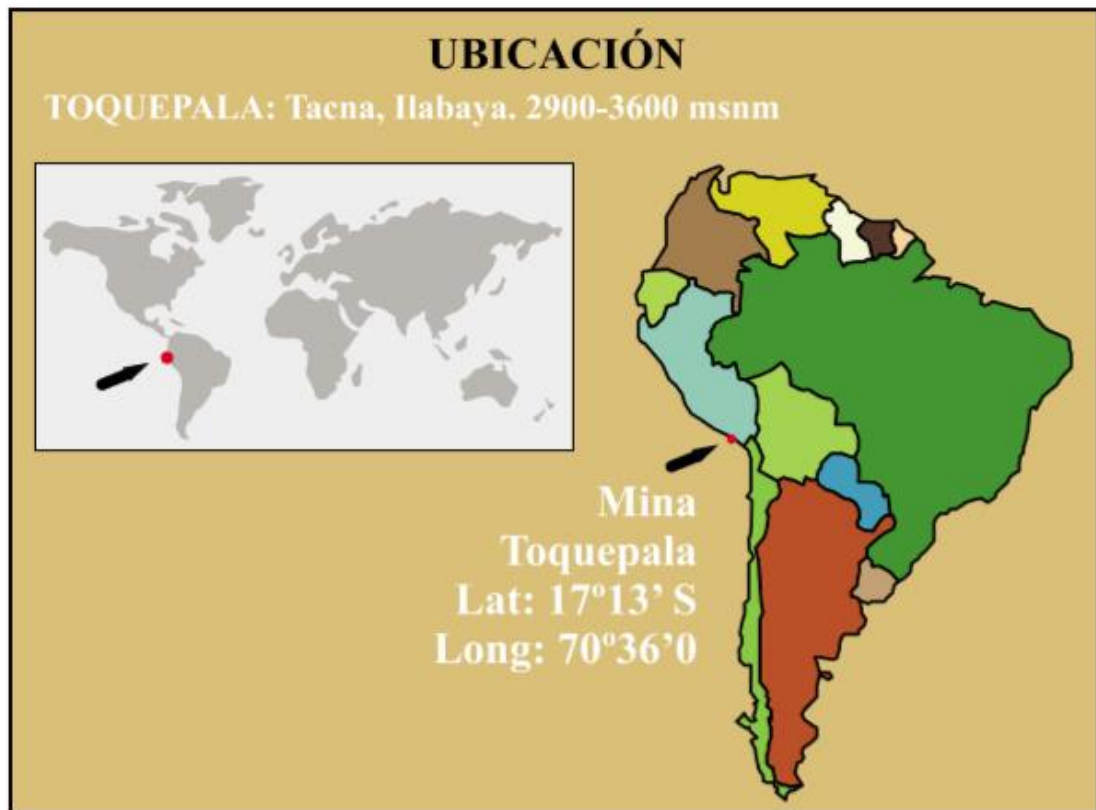


Figura 3.1 – Ubicación Geográfica

Fuente: Departamento de Geología de SPCC

3.1.2 Accesos

El asentamiento minero de Toquepala tiene acceso por vía terrestre por medio de la panamericana sur, a 81 km desde la ciudad de Tacna con dirección norte por el punto denominado Camiara y que a la vez inicia una carretera afirmada de 72 km de distancia con dirección este hasta llegar al campamento minero y por ende a la mina.

Las distancias aproximadas del asentamiento minero con las ciudades más importantes usando las vías asfaltadas son: Lima (1174 km), Arequipa (395 km), Tacna (153 km) y Moquegua (180 km).

3.1.3 Clima

El asentamiento minero de Toquepala tiene un clima muy común de las zonas altas de la región Tacna, clima desértico en la mayor parte del año y virtualmente no hay precipitaciones, pero en los meses de enero a marzo es donde se estas se presentan, eso sí existe mucha presencia de neblina durante estos meses.

Con respecto a la radiación solar, en los meses de enero a marzo es casi imperceptible ya que la abundancia mezclada con algunas lloviznas impide el ingreso de estas; por otro lado, en los demás meses del año el efecto de insolación es bastante notorio. El promedio de precipitaciones registrada en la zona es de 21 mm en promedio, con una temperatura máxima de 17 °C y una mínima de 3 °C.

3.1.4 Vegetación

El entorno ecológico en esta región está definido por una restringida vegetación de cactáceas, algunas gramíneas y también arbustos leñosos que florecen en los períodos húmedos de los meses de verano. Pasado los meses de verano existe casi una ausencia total de vegetación en la zona, esto debido a la aridez, terreno rocoso y falta de precipitaciones propios de la zona.

3.1.5 Geografía

La geografía resulta ser bastante abrupta, con moderadas elevaciones y pendientes que dan forma a cumbres y quebradas propias de esta región. El suelo está cubierto de material de la época cuaternaria como arenas, cascajo, tobas y tufos de origen volcánico. Posee también un clima seco y templado con temperaturas promedio de 15 grados centígrados durante el día.

CAPÍTULO IV

OPERACIONES EN LA MINA TOQUEPALA

4.1 Planeamiento

4.1.1 Método de explotación

Según la forma del yacimiento, las dimensiones de los depósitos mineralizados, las leyes de minerales de cobre y molibdeno y características del macizo rocoso; el método de explotación seleccionado es el de tajo abierto mecanizado.

4.1.2 Planeamiento de minado

Al cierre del año 2017 la mina Toquepala hace uso de un Software para minería llamado Minesight, el cual se usa para el modelado y la planificación de mina, modelado geológico, diseño, planificación y operación, además proporciona soluciones integradas para exploración. En el tema operativo se trabaja con datos de taladros de voladura, datos de sondajes, datos digitalizados, modelamientos y programas de producción.

La planificación en este escenario consta de tres etapas conjuntas y que cada una abarca actividades de explotación en distintos periodos de tiempo, hablamos de la Planificación de Corto, Mediano y Largo Plazo. Estas etapas son planificadas de acuerdo con las actividades a realizar en función de la explotación misma del tajo, políticas de la Compañía (necesidades, intereses, recursos etc.), influencia de agentes internos (problemas climáticos, recursos humanos, etc.) y externos a la empresa (regulaciones, normativas, mercado etc.).

Dependiendo del minado en el tajo la planificación de corto, mediano y largo plazo abarcará períodos distintos (Corto plazo: días, semanas, un mes, un trimestre. Mediano plazo: trimestre, semestre, año, bi anual. Largo plazo: anual, bi anual, un lustro, una década, etc.).

En todo proyecto minero, el minado de un yacimiento es evaluada técnica y económicamente, dentro del período o vida del yacimiento minero. Esta vida del yacimiento depende fundamentalmente de las cantidades de reservas mineras, ritmo de minado o producción de la guardia y de las necesidades, políticas, recursos o intereses de la empresa. En la mina Toquepala según las últimas estimaciones, se estima recursos hasta el año 2038.

4.1.2.1 Planeamiento de corto y mediano plazo

El planeamiento de corto plazo o plan de corto plazo va a estar establecido entre periodos de tiempo que van desde el diario, semanal y mensual; en el caso de planeamiento de mediano plazo veremos periodos trimestrales, semestrales hasta el anual. Para ambos vamos a tener a detalle las siguientes informaciones:

- ✓ Diseño de fases
- ✓ Plan LOM
- ✓ Número de equipos
- ✓ Descarga de botaderos
- ✓ Ley de corte
- ✓ Topografía
- ✓ Modelo de bloques

- ✓ Disponibilidades
- ✓ Depósitos lixiviables
- ✓ Grados y recuperaciones de la concentradora
- ✓ Sistema Dispatch

Todo en conjunto nos va a permitir tener un desglose por mes para general el plan anual. Por otro lado, el cumplimiento de estos planes nos dará soporte para el programa de producción de largo plazo y desarrollo óptimo del tajo, esto podemos apreciarlo en la figura 4.1.

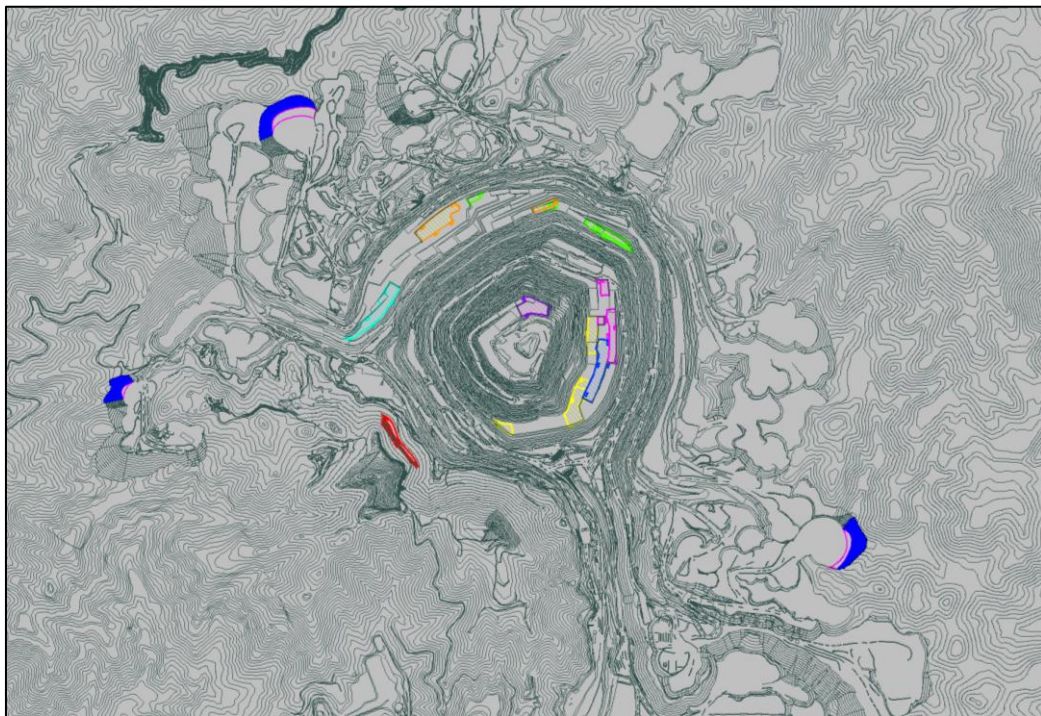


Figura 4.1 – Desarrollo del Tajo y Descarga de Material
Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

4.1.2.2 Planeamiento a largo plazo

El planeamiento a largo plazo va a estar establecido entre periodos de tiempo que van desde un año hasta el fin de la vida de la mina, en el cual vamos a tener un

campo de estudio que está dirigido básicamente al cálculo de reservas y plan de vida de la mina, tenemos:

- ✓ Optimización del tajo
- ✓ Generación del Pit final
- ✓ Parametrización de reservas
- ✓ Selección de fases
- ✓ Optimización de ley de corte
- ✓ Plan minero optimizado
- ✓ Diseño de botaderos
- ✓ Cálculo de equipos
- ✓ Desarrollo de secuencia de minado
- ✓ Evaluación económica financiera

La planificación a largo plazo nos va a permitir tener un conocimiento certero de las reservas existentes en la mina para el desarrollo de fases (Figura 4.2), así mismo para obtener el Pit económico y operativo (Figuras 4.3 y 4.4); por otro lado, vamos a poder estimar el movimiento de materiales (figura 4.5) hasta el fin de la vida de la mina proyectado hasta ese entonces.

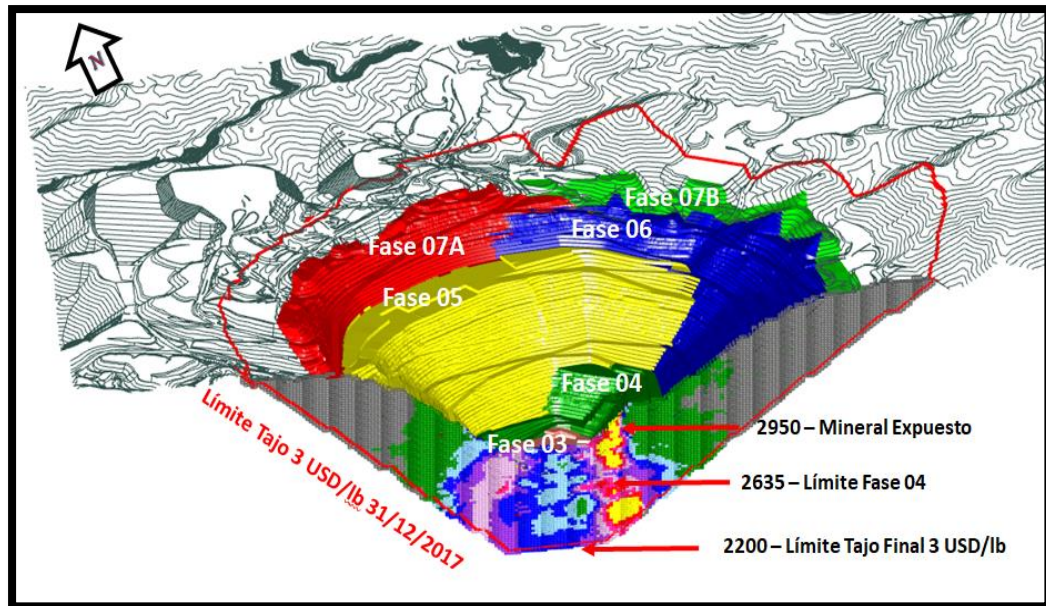


Figura 4.2 – Desarrollo de Fases de Minado
 Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

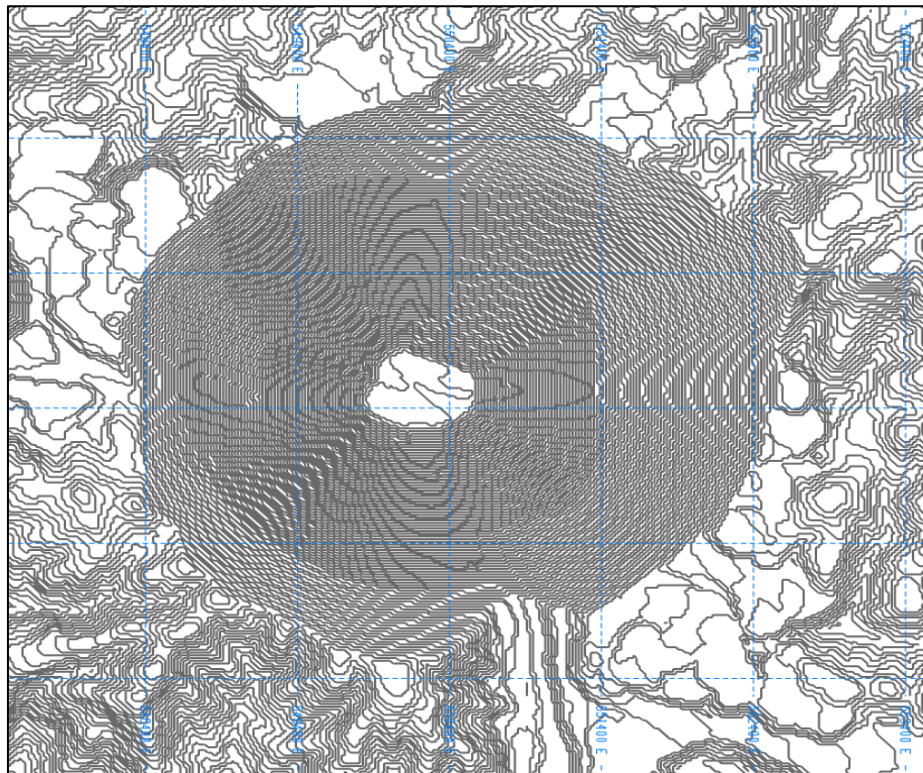


Figura 4.3 – Pit Final Económico
 Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

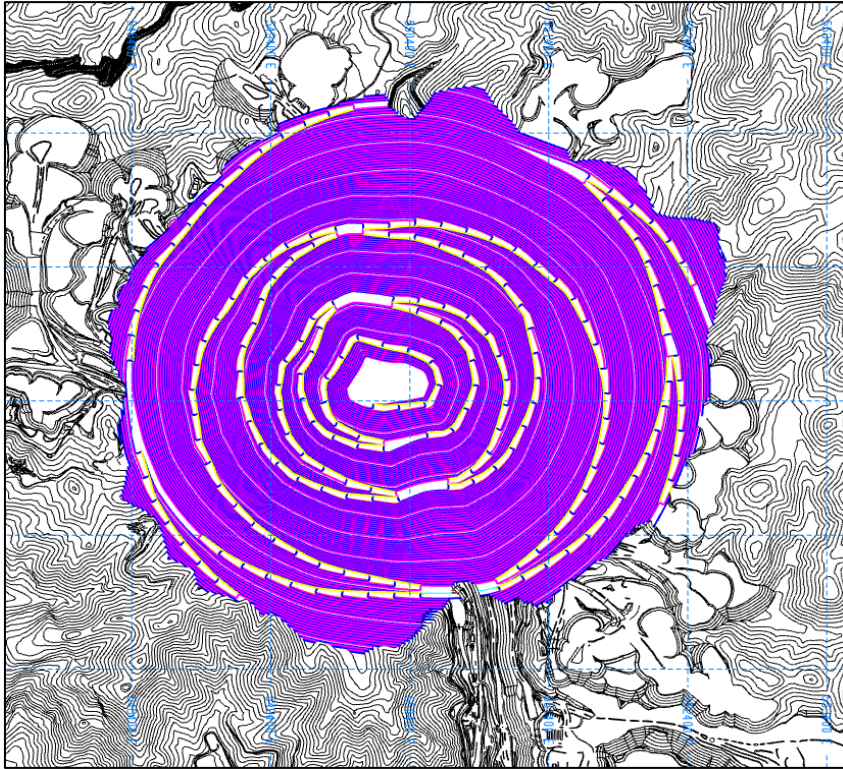


Figura 4.4 – Pit Final Operativo

Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

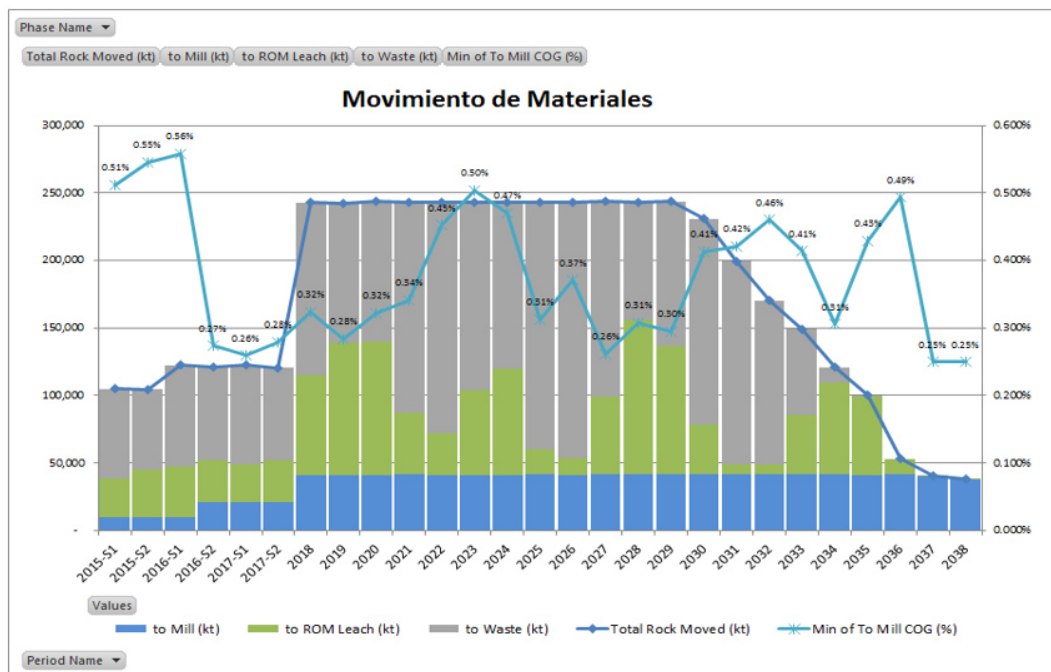


Figura 4.5 – Esquema de Movimiento de Material

Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

4.2 Diseño de la mina

Para la selección de un método de minado de un determinado yacimiento mineral se basa principalmente en una decisión económica (Costos, beneficio, inversiones, flujos de caja y otros). Esta decisión se relaciona con múltiples factores propios del yacimiento tales como:

- ✓ Ubicación.
- ✓ Tamaño.
- ✓ Forma del yacimiento.
- ✓ Topografía superficial.
- ✓ Tipo de mineralización
- ✓ Profundidad del cuerpo mineral.
- ✓ Calidad y complejidad de la mineralización.
- ✓ Distribución de la calidad de la mineralización (selectividad).
- ✓ Características del macizo rocoso.
- ✓ Calidad de la información de reservas probadas y probables.
- ✓ Inversiones.

En tal sentido el Pit existente en la mina Toquepala fue diseñado usando la técnica del cono flotante o **Lerchs – Grossman**. Después del modelamiento realizado en el software Minesight se pudo determinar los siguientes parámetros de diseño:

- ✓ Altura del banco: 15 m.
- ✓ Ancho de berma: 8.5 m.
- ✓ Ancho de rampa: 37.5 m.

- ✓ Ángulo de cara del banco: 65°.
- ✓ Pendiente de rampa: 8%.

4.3 Relación de desbroce

Para el cierre del año 2017 la mina trabaja con una relación de desbroce de 9, esto quiere decir que, para mover una tonelada de mineral, se tiene que mover 9 toneladas de desmonte más el material lixiviado. Como ejemplo podemos tomar que, diariamente se mueven en promedio 600 000 Tm de material, de los cuales 60 000 son de mineral, 120 000 son lixiviables y 420 000 es desmonte, con estos datos hallamos fácilmente la relación de desbroce (D+L/M). Por otro lado, estos radios varían también según las leyes del mineral y los precios del cobre y molibdeno estimados para ese entonces ya que de acuerdo con estos datos recién se desarrolla los planes para los tonelajes estimados por año.

Para el 2018 está planificado el término del plan de expansión Toquepala y seguramente el radio se verá afectado ya que la producción de mineral aumentará a 120 000 Tm.

4.4 Ley de corte

Según las estimaciones de precios del cobre y molibdeno la mina opera con una ley de corte de 0.39% para el cobre y 0.014% de molibdeno, en la siguiente tabla (tabla 3.1) podemos observar de manera detallada el % de cobre y molibdeno según el tipo de roca.

Tabla 1

Esquema de Tipos de Roca y Porcentaje de cobre y molibdeno

Tipo de roca	% Cobre	% Molibdeno
Diorita Argilizada	0.44	0.01
Dacita porfirítica Argilizada	0.56	0.02
Dacita porfirítica silicatada	0.78	0.03
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	0.61	0.03
Brecha Argilizada	0.9	0.04
Brecha silicatada	1.54	0.04
Brecha silicatada con Turmalina	0.69	0.03
Brecha silicatada con Turmalina y yeso	1.07	0.08
Pebble brecha Argilizada	0.91	0.02
Pebble brecha silicatada	0.62	0.03
Otros	0.66	0
Promedios	0.80	0.03

4.5 Operaciones unitarias

Para el correcto desarrollo de las operaciones unitarias en la mina, se cuenta con la información necesaria para los procedimientos de trabajo, los cuales provendrán de fuentes de información técnica fidedignas, estas con el fin de efectuar los trabajos con los mejores estándares de seguridad, la mejor tecnología y los mejores procesos productivos involucrados, esto sumado a la experiencia de los encargados de desarrollar las labores. Esto se puede ver en la figura 4.6.

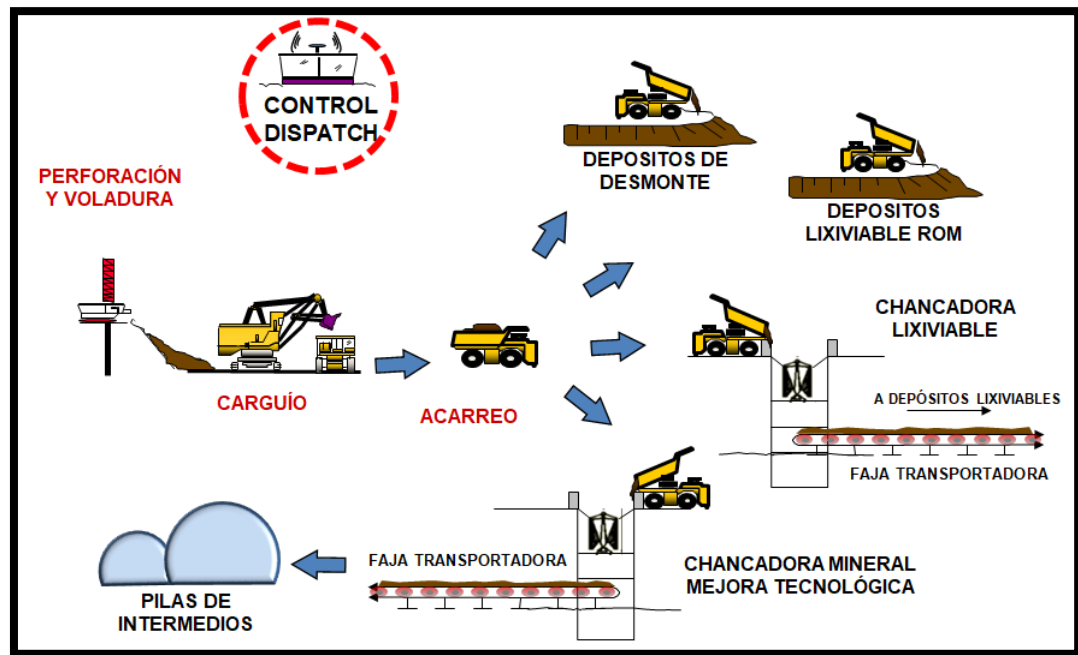


Figura 4.6 – Flujograma de Operación Mina
Fuente: Departamento de Planeamiento de SPCC

4.5.1 Perforación

En toda explotación a tajo abierto, la perforación corresponde a la primera operación unitaria que se debe realizar y tiene como finalidad construir taladros, con una adecuada geometría y distribución dentro de los macizos rocosos, donde se colocarán las cargas explosivas y sus respectivos iniciadores, para posteriormente realizar la voladura.

En Toquepala las operaciones de perforación son realizadas con máquinas eléctricas para producción y máquinas mecánicas para el pre-corte, cabe resaltar en esta parte que las perforadoras son alimentadas de 7 000 W de potencia mientras que las de pre-corte usan combustible Diésel.

En tanto, los componentes principales de un sistema de perforación eléctrico son: las perforadoras que son la fuente de energía mecánica, la columna de perforación que es el medio de transmisión de esa energía a la broca tricónica, que ejerce sobre el macizo rocoso, esta energía junto con el fluido de barrido que afecta la limpieza y evacuación del detritus producido durante la perforación.

4.5.1.1 Perforación de producción

Las perforaciones de producción son diseñadas para que luego de la voladura, los materiales adyacentes a estos sean cargados por la pala y cargados a las tolvas de los volquetes. Estas se diseñan en función a las características geomecánicas y estructurales del macizo rocoso, para esto tenemos las siguientes características:

- ✓ Diámetro de perforación: 11 y 12 ¼"
- ✓ Profundidad del taladro: 15 m
- ✓ Sobre perforación: de 1 a 2 m
- ✓ Maya de perforación: Triangular equilátero de 6.5 a 11 m

Al cierre del año 2017 se tuvo una velocidad de perforación promedio de 22.40 m/hr, alcanzando un total de 1,518,608 metros. Con las nuevas velocidades y considerando un costo horario de la perforación similar y sin considerar una perforadora por haber sido dado de baja el 2017, el rendimiento en metros al 2018 mejoró un 10%, veamos.

Tabla 2
Producción anual por perforadora en el 2017 y 2018.

2017			2018		
Perforadora	m/Hr	Total metros	Perforadora	m/Hr	Total metros
DR01	22.22	101,575	DR01	22.96	72,477
DR02	23.92	94,464	DR02	18.63	26,046
DR03	23.10	115,793	DR03	20.47	108,085
DR04	19.22	111,230	DR04	22.59	125,989
DR05	23.10	133,317	DR05	23.12	138,379
DR07	22.99	136,722	DR07	23.35	137,802
DR08	20.83	116,605	DR08	23.02	137,423
DR09	25.23	138,519	DR09	24.82	104,515
DR11	25.79	138,535	DR11	26.36	142,820
DR12	23.88	128,017	DR12	26.31	137,853
DR13	14.94	31,912	DR16	22.96	131,794
DR16	22.00	126,293	DR17	22.77	132,494
DR17	20.82	79,632	DR18	26.48	145,813
DR18	24.15	38,427	DR19	23.01	132,302
DR19	23.73	27,568			
	22.40	1,518,608.38		23.35	1,673,792.00



Figura 4.7 – Perforadora Bucyrus, Modelo 120A
 Fuente: propia

4.5.1.2 Perforación de pre-corte

Las perforaciones de pre-corte son diseñadas con el único objetivo de fracturar la roca adyacente a cada una de estas con el fin de que esta sea la nueva cara libre de los bancos que van quedando luego de que la mina se vaya profundizando, al igual que la perforación de producción estas se diseñan en función a las características Geomecánicas y estructurales del macizo rocoso, para esto tenemos las siguientes características:

- ✓ Diámetro de perforación: 5"
- ✓ Profundidad de perforación: 15 m
- ✓ Sobreperforación: 1m
- ✓ Espaciamiento entre taladros: 1.5 m
- ✓ Inclinación: 65°



Figura 4.8 – Perforadora Sandvik, modelo DR580

Fuente: propia

4.5.2 Voladura

Es la operación que está encargada de la fragmentación del macizo rocoso usando cargas explosivas dentro de los taladros para su posterior carguío y acarreo. La fragmentación se produce por la energía de gas liberada durante el proceso de detonación, es la causa de la mayor parte de la fragmentación de la roca durante una voladura con cargas confinadas dentro de los taladros.

Este proceso consiste en cargar los taladros con camiones fábrica (camiones cargados con ANFO y emulsión gasificada, también llamados QUANTEX HA-73). La cantidad de carga dependerá de si el taladro se encuentra en la fase de material para desmonte o para las chancadoras, el tipo de roca y también dependerá de si estos taladros van más pegados a la cresta o al toe, esto se aprecia en las figuras 4.9 y 4.10 y 4.11.

El proceso de gasificación del QUANTEX HA-73 o Heavy Anfo consiste en formar pequeñas burbujas en su matriz, las cuales actúan en forma de hot-spots. Esto es lo que permite variar su densidad y sus demás características, esto dependerá de la cantidad del agente gasificante que se dosifique.

Esta investigación se enfoca en un ANFO Pesado 73 gasificable (70% Emulsión, 30% ANFO), La utilización de este tipo de explosivo representa un ahorro en costos respecto a su antecesor HA-55, debido a que la carga lineal es menor, esta ira incrementando su volumen, consiguiendo un incremento en altura de taladro de aproximadamente 0.7 m a 1.0 m, al pasar 30 min.

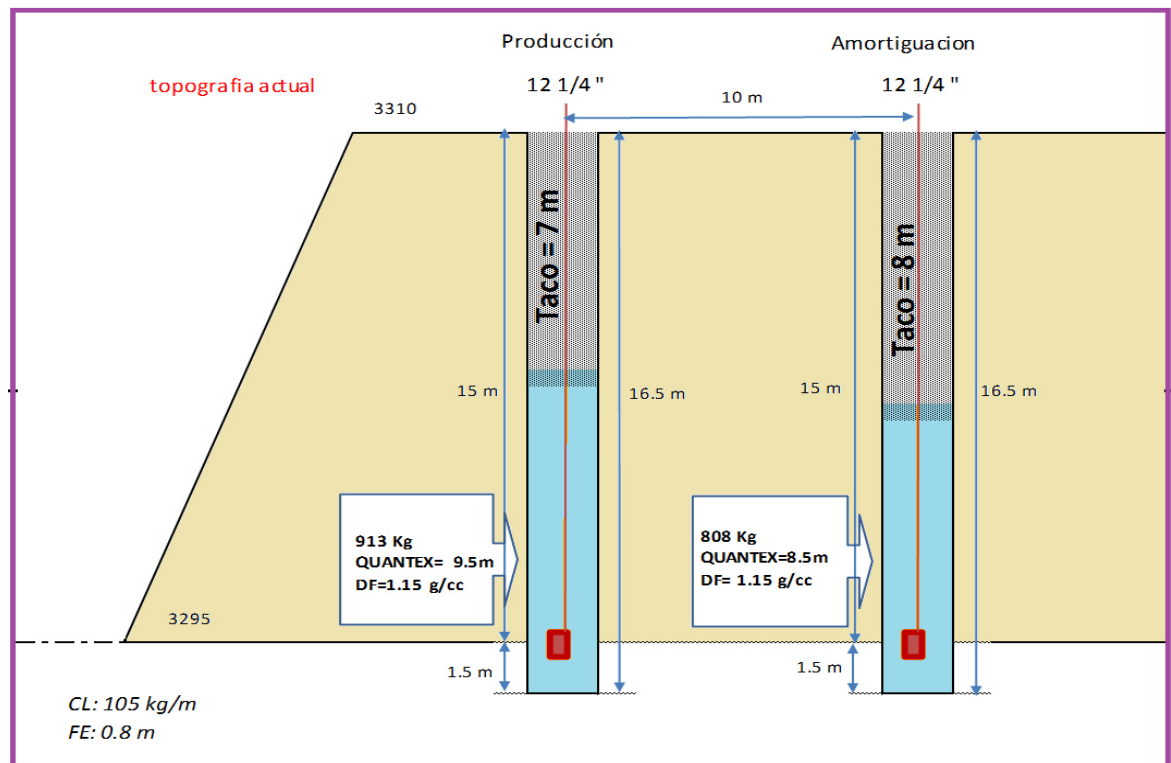


Figura 4.9 – Taladros de Producción, Amortiguación y de Corte con sus Respectivas Cargas en Fase 5; roca: Dp-ga & Bx-ga
Fuente: EXSA

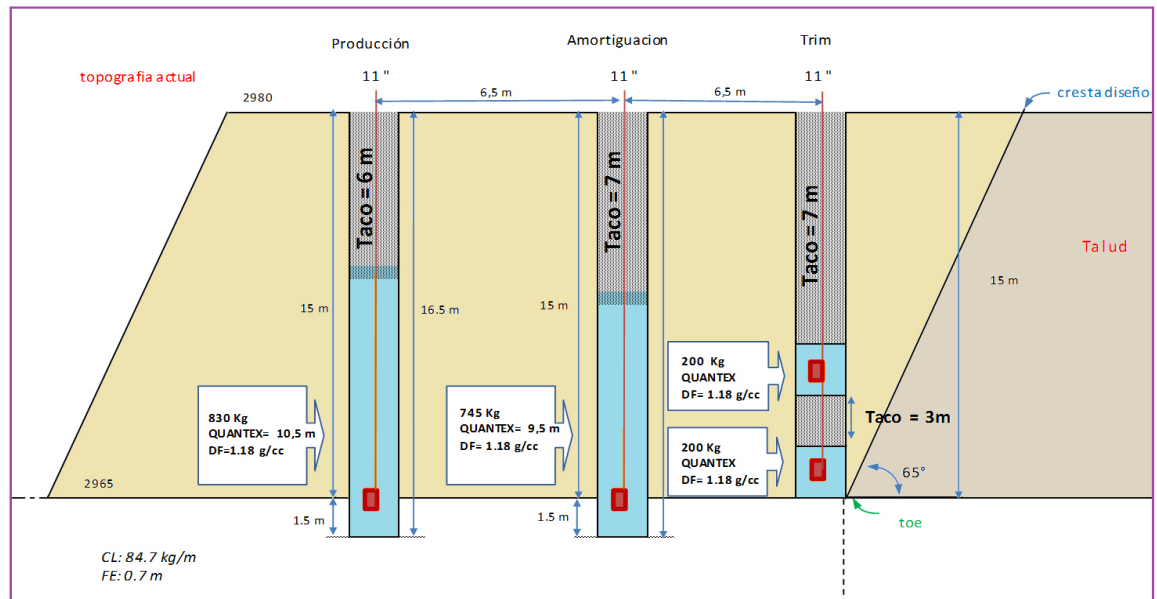


Figura 4.10 – Taladros de Producción, Amortiguación y de Corte en Fase 4;
roca: Da & Px
Fuente. EXSA

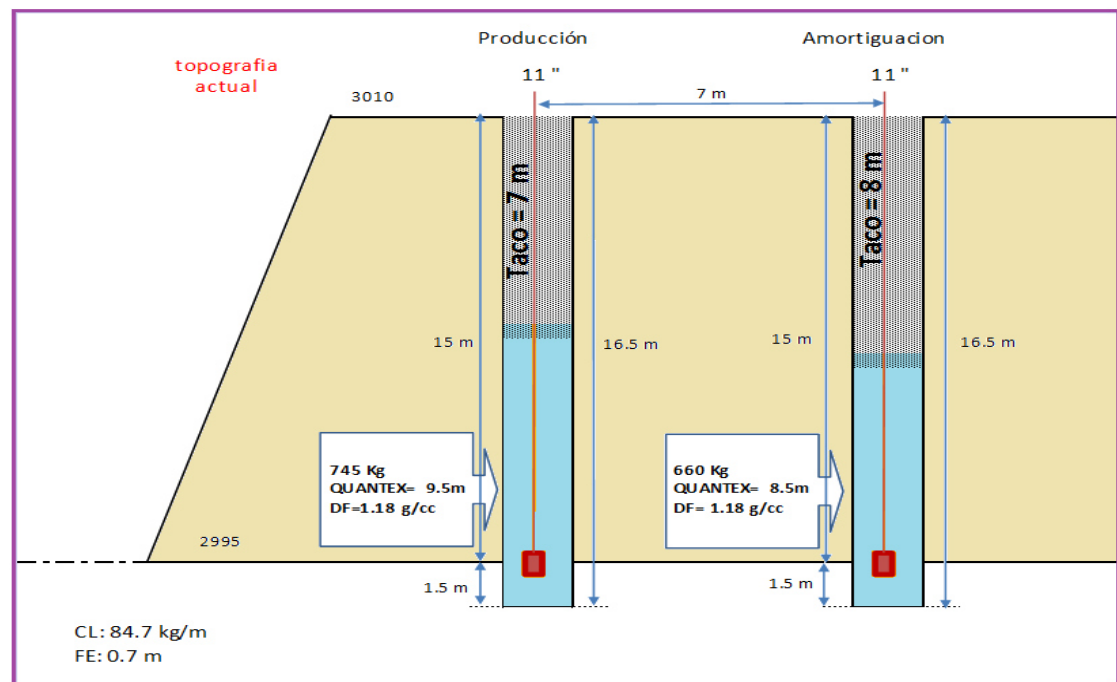


Figura 4.11 – Taladros de Producción, Amortiguación y de Corte en Fase 3;
roca: Di-ga
Fuente: EXSA

Una vez cargadas, estos taladros siguen un diseño predeterminado que son llamadas mallas de perforación que luego tienen una adecuada secuencia de detonación. Para todo esto se sigue un control en los factores de carga, control de vibraciones y los Fly-rocks.

Todo el proceso de voladura se traduce finalmente en la rapidez en que puedan ser sacados estos, esto como consecuencia del aumento de producción realizado en el proceso de perforación, optimizando de esta manera el tonelaje volado y minado por hora (Tm/hr).

4.5.3 Carguío

Esta operación consiste en llenar el cucharón de la pala o cargador frontal con el material ya volado para que pueda llenar las tolvas de los equipos de acarreo llamados camiones mineros, como ilustra la figura 4.12.



Figura 4.12 – Pala Bucyrus, Modelo 495 HR
Fuente: propia

4.5.4 Acarreo

Esta operación consiste en transportar el material volado (desmante y mineral) a los distintos destinos de la mina, tales como los botaderos de desmante, botaderos de material lixiviable, chancadora MT y chancadora lixiviable, esto se ilustra en la figura 4.13.



Figura 4.13 – Camión CAT 793D y Cargador Frontal CAT 994
Fuente: propia

4.5.5 Chancado

Proceso por el cual el mineral traído a esta zona es triturado hasta disminuir su tamaño y son llevados mediante fajas transportadoras a los molinos de bolas. La capacidad de la chancadora primaria procesa 120, 000 toneladas métricas por día.

4.5.6 Depósitos lixiviables

La Planta de Depósitos Lixiviables, que está compuesta por una chancadora primaria que procesa hasta 140, 000 toneladas métricas por día y un sistema de fajas

transportadoras que transportan el mineral de baja ley para su apilamiento en canchas, una vez almacenado este mineral, se procede a diluir el mineral de cobre mediante un riego por aspersión de una mezcla de agua y ácido sulfúrico.

CAPÍTULO V

ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS DE LA MINA TOQUEPALA

5.1 Geología general

El asentamiento minero de Toquepala está situado en la zona más austral del Perú, en la región de Tacna entre cotas que van desde los 2,900 a 3,600 msnm. La zona en general es semi-desértica y montañosa con parámetros anuales que tienen en promedio precipitaciones de 80 mm con evaporaciones de 1,500 mm. En sentido noroeste al yacimiento se encuentran otros dos yacimientos importantes, Quellaveco y Cuajone a una distancia de 20 y 30 km respectivamente.

La mineralización en Toquepala está constituida por un yacimiento porfirítico de cobre-molibdeno diseminado con una variedad de minerales de cobre, molibdeno, piroxeno, calcopirita y otros con una gran variabilidad en su composición, grado de oxidación y características fisicoquímicas que en proporción variable indican la presencia de una actividad intrusiva hidrotermal calco-alcalina datada de fines del Cretáceo superior-Terciario inferior.

Los inicios de este importante yacimiento se remontan al desarrollo minero metalúrgico del Sur del Perú desde tiempos incaicos. Los últimos registros indican

que en 1937 tuvo un reconocimiento por el geólogo de exploraciones de la Cerro de Pasco Copper Corporation A. C. Schmedeman, como un yacimiento de cobre porfirítico de baja ley, pero de importancia económica; este descubrimiento fue tardío con referencia a los yacimientos como el de Chuquicamata en Chile.

Los principales trabajos de prospección y exploración desarrollados en Toquepala se inician en el año de 1937, cuando la Compañía Cerro de Pasco ordenó una evaluación geológica, con cartografía regional, perforación diamantina y muestreo*. Luego en 1949 como parte de la segunda etapa y ya con estudios de geología regional, aerofotografía, ingeniería, excavación de galerías y chimeneas exploratorias, se instala de una planta piloto de tratamiento de minerales de cobre con capacidad de 50tc/día. Para que finalmente en 1955 se inicie el desarrollo de exploración y posterior explotación orientada a mantener las operaciones de producción de minado y expansiones planeadas de la mina. Matos R. (2015).

5.2 Geología regional y local

Este yacimiento se sitúa en un zona que fue sometida a intensa actividad ígneo-eruptiva, de magmas andesíticos y riolíticos con registro de hace 70 M.A (Cretáceo Terciario); esta actividad provocó la emisión de mucho material volcánico, el cual se fue acumulando en una serie de mantos de lava, hasta completar un espesor de más de 1,500 m constituyendo el basamento regional, el mismo que está compuesto por derrames alternados de andesitas, riolitas y aglomerados, inclinados ligeramente hacia el oeste y que constituyen el llamado “Grupo Toquepala” (Figura 6).

Consecuentemente a la actividad volcánica fue en su totalidad epitermal y produjo grandes masas de roca en fusión que intruyeron, rompiendo y fundiendo las lavas enfriadas del “Grupo Toquepala”. Estas rocas intrusivas del batolito andino son fundamentalmente dioritas, granodioritas y dacitas porfiríticas, que se han emplazado en diferentes etapas y a diferentes profundidades. Las rocas más antiguas y profundas son dioritas y granodioritas, mientras que las más jóvenes son dacitas porfiríticas.

En cuanto a la actividad tectónica regional, que se relaciona con la formación de la Cordillera de los Andes, está representada estructuralmente por el complejo de las fallas Incapuquio y Micalaco, de orientación NW-SE, que se extiende por una franja de 5 Km. de ancho y 20 Km. de longitud, con una inclinación media del orden del 12%, es una falla activa y profunda, con una estructura de tipo anticlinal, caracterizada por la presencia de fallas en las cuales se observa la actividad tectónica.

La formación de la falla Micalaco pudo haber sido favorecida por el contacto volcánico intrusivo, esta falla de la mina Micalaco no se han movido desde el periodo de emplazamiento y han estado activas durante las últimas cuatro décadas. La falla Micalaco tiene una dirección NW-SE, con una inclinación de 85° y una longitud de más de 1.500 m, mientras que la falla Toquepala tiene una dirección N-S, con una inclinación de 70° y una longitud de más de 1.200 m.; ambas fallas se encuentran en una zona de la mina donde generan una zona extensa de debilitamiento.

Consecuentemente, el proceso de alteración, como el de formación de los minerales, se inició en una etapa muy temprana, probablemente al mismo tiempo que la formación magmática. En la actualidad, el sistema está en un estadio de madurez, es decir, que todos los minerales que se pueden formar ya han sido formados y por tanto el proceso de formación de nuevos minerales ha terminado. El proceso de alteración, al contrario, sigue activo y se produce por las aguas de infiltración.

Después de las variadas etapas de intrusión y de la secuencia de brechamiento (Chimenea de brecha), durante las últimas actividades hidrotermales, se formó una ventana explosiva que fue sometida por un magma de composición porfirítica con una mineralización débil que englobó fragmentos de diferentes tipos de roca de tamaños y formas diferentes como el aglomerado de dacita, todo esto se confinó al norte del yacimiento.

La intrusión de diques de pórfido, ubicadas en dirección a Toquepala, representa la última etapa de actividad volcánica en el sistema. Este tipo de actividad volcánica produjo posteriormente períodos intensos de erosión, que junto con cambios en el nivel freático provocó el lavado (erupción) de la parte superior de la zona mineralizada y la concentración de minerales de cobre en la profundidad (zona de enriquecimiento secundario). La erosión subsiguiente aplanó el área expuesta para formar la superficie de Buna durante el Mioceno tardío. (figura 4.1). Las actividades volcánicas como Huayllillas se depositaron posteriormente en extensas áreas de zona volcánica. En Toquepala no se tiene cubierta de volcánico joven. Departamento de geología – SPCC (2015).

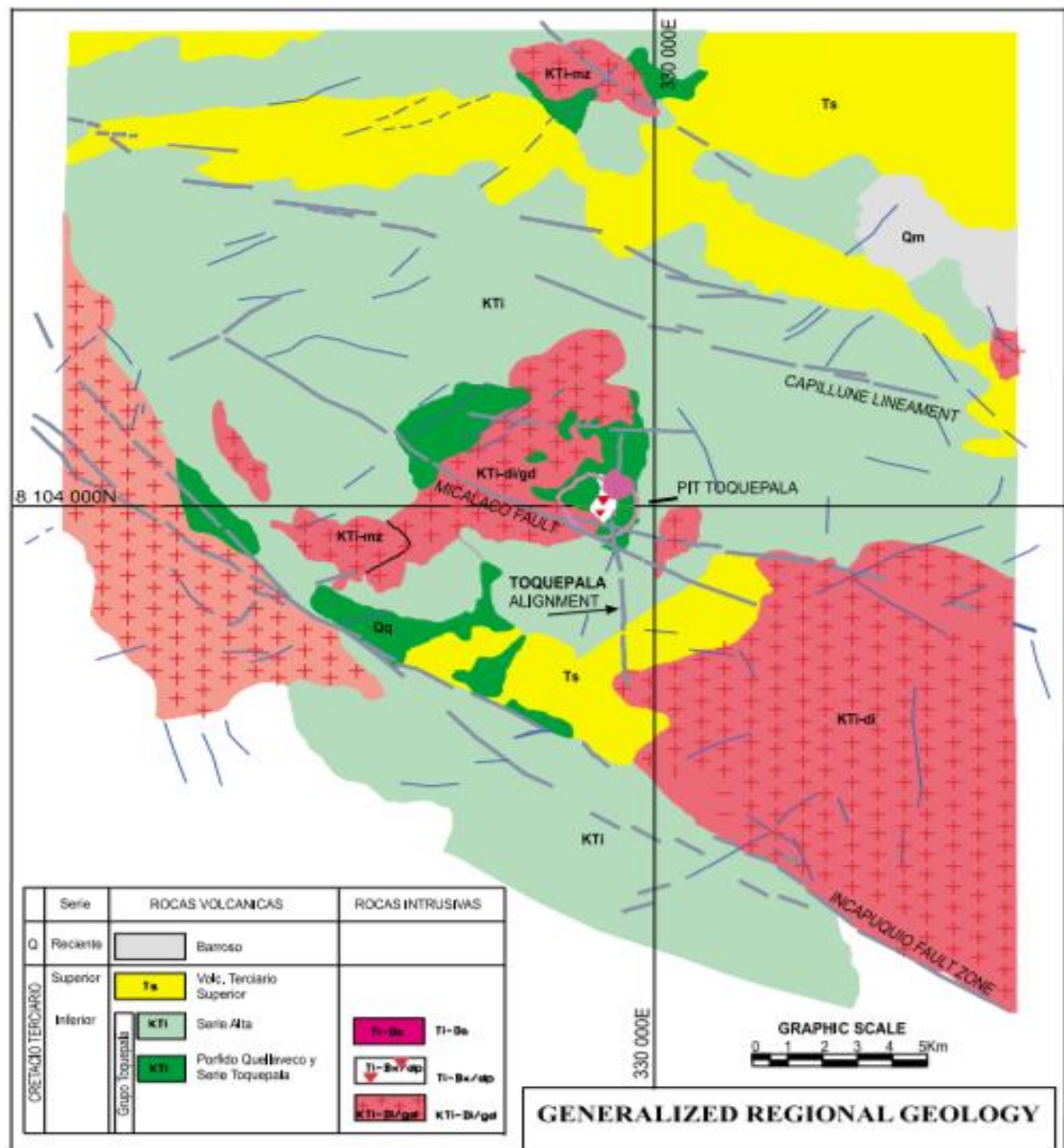


Figura 5.1 – Plano de Geología Regional
Fuente: Departamento de Geología de SPCC

5.3 Litología

- ✓ Asociado a la actividad de las rocas magmáticas desde el Cretáceo superior al Terciario inferior.
- ✓ El basamento consta de drenajes alternos de andesitas y riolitas casi en horizontal, con un espesor acumulado superior a 1500 m, y forma el grupo Toquepala.

- ✓ El intrusivo compuesto por apófisis y cuerpos mayores de diorita y granodiorita pertenecientes al batolito andino y su diferenciación a dacita porfirítica.
- ✓ La figura 4.2 compara dos planos geológicos levantados en 1955 por K. Richard – J. Courtright y la actual exposición de rocas producto de los trabajos de minado hasta 1999.

5.3.1 Estructuras

- ✓ Se enmarca regionalmente en la dirección del alineamiento tectónico NOSE formado durante el Cretáceo superior - Terciario inferior y orientado paralelo a la Cordillera de los Andes (Falla Micalaco y Alineamiento Toquepala.)
- ✓ Es una zona en la que se presenta una alta densidad de fracturas y brechas tipo stockwork, lo que origina una estructura en forma de chimenea.
- ✓ Las principales cartografías de fallas en el tajo concuerdan con las quebradas de la topografía original, siendo las más conocidas: Sargento, Yarito y Toquepala que generalmente son fallas de gran angular.

5.3.2 Alteración

- ✓ Rocas ígneas propilíticas: en las cuales la clorita y la calcita son los productos más abundantes con presencia de pirita y epidota de manera variable.
- ✓ Alteración argílica supérgena con presencia de caolín y arcillas en general. Presente en diorita y rocas volcánicas.
- ✓ Alteración fílica de cuarzo, sericita y pirita. Presente en el intrusivo de dacita y brechas en general.
- ✓ Alteración Fílico-potásica de biotita, clorita y sericita. Presente en el intrusivo de dacita y brecha.

- ✓ Todas las rocas intrusivas del basamento han sido alteradas, a excepción de la dacita aglomerádica y diques de latita porfírica.
- ✓ La alteración a sílice ocurre mayormente en el pórfido cuarcífero Quellaveco.

5.3.3 Mineralización

- ✓ Tiene un proceso de mineralización simple que consiste en una distribución uniforme de leyes de cobre, tanto en los lados como en la profundidad.
- ✓ Los minerales económicos como los sulfuros se encuentran esparcidos por la roca, en pequeñas vetas que llenan los vacíos.
- ✓ Presenta una mineralogía con calcosita y calcopirita que forma parte de la mineralización de cobre que es el mineral de cobre económico; molibdenita se encuentra asociada a la mineralización de molibdeno y la pirita forma parte de la mineralización de hierro que no tiene valor económico.
- ✓ En la zona de enriquecimiento secundario encontramos mineralización en posición casi horizontal con espesores que varían de 0 a 150 m.
- ✓ En el nivel 3100 del tajo se ha encontrado un tope de mineralización de yeso-anhidrita.
- ✓ La mineralización es del tipo mesotermal (entre 225°C – 475°C, según la clasificación de Lindgren).

5.4 Evolución del modelo geológico en Toquepala

La evolución de los depósitos de Toquepala está genéticamente asociada a dos tipos de eventos ígneos, el primero volcánico con deposición alternante de andesita y riolita del grupo de Toquepala, y el segundo de tipo intrusivo con cuerpos de granodiorita, seguida de pequeños depósitos de dacitas, monzonitas cuarcíferas y

latitas, se encuentran en la capa terciaria inferior y se ubican a pocos kilómetros sobre la superficie, y son responsables de los cambios hidrotermales y la reducción de la mineralización de sedimentos.

Tabla 3
Tipos de alteración geológica

TIPOS DE ALTERACIÓN - ASOCIACIÓN MINERALÓGICA		
ALTERACIÓN	ASOCIACIÓN	REALIZACIÓN Py: Cp
PROPILÍTICA	EPÍDOTA - CLORITA CALCITA	20:01
FÍLICA	CUARZO SERICITA	10 - 8 : 1
ARGÍLICA SUPERGENA	KAOLIN Y ARCILLAS EN GENERAL	
POTÁSICA - FÍLICA	BIOTITA- CLORITA, ORTOSA - Biotita (Anhidrita - Magnetita)	1:02

Tabla 4
Mineralogía zonal

MINERALOGÍA TOQUEPALA		
ZONA MINERAL	MINERALES PREDOMINANTES	OCURRENCIA
ZONA LIXIVIADA	Limonitas, jarosita 30 %, hematita 60%, goetita 10%	Diseminado
ÓXIDOS	Prácticamente no existe	
ENRIQUECIDO	Calcocita 90%, otros 10% digenira, pirita, covellita, bornita y Cu nativo	Rellenando espacios en las brechas, diseminado y como vetas
TRANSICIONAL	Calcopirita 90%, calcosita 25%, otros 15% molibdenita, pirita, bornita	Rellenando espacios en las brechas, diseminado y en vetas, asociado al cuarzo
PRIMARIO	Calcopirita 90% y otros 10%, pirita, bornita, molibdenita, tetrahedrita, enargita, galena	Rellenando espacios vacíos de las brechas, diseminado y en vetas

Una característica común de estos depósitos es que forman diques tabulares de pórfido de latita y brecha de guijarros que se forman durante la solidificación de una lava, ésta lava se deposita sobre una superficie plana y se enfría rápidamente, para posteriormente formar diques tabulares.

Los sucesos de la segunda fase de la orogenia andina ocurridos desde el Eoceno tardío hasta comienzos del Oligoceno (E. Bellido) constituyen el marco tectónico regional que afectó y modeló el yacimiento Toquepala. Richard y Courtright (1955) establecieron la secuencia de la formación del yacimiento Toquepala que se describe en las figuras del 23 al 30.

5.5 Expectativa de exploración por reservas

Geológicamente el yacimiento minero de Toquepala es un pórfido de cobre asociado a un stock work y a una estructura de chimenea de brecha de forma regularmente cilíndrica que contiene el 51% de las reservas económicas de cobre-molibdeno de la mina.

El cuerpo de la chimenea de brecha tiene ± 700 m de diámetro con una profundidad reconocida con perforación diamantina que supera los 1000 m de los cuales 500 m han sido expuestos con el minado efectuado a la fecha. Está circunscrito a la zona de alteración fílica y potásica con leyes de Cu – Mo de 0.8% - 0.05% respectivamente. Hacia el entorno de la chimenea de brecha se ha generado un halo mineralizado con ley económica ³ 0.4% Cu que tiene 1.1 km de diámetro y que profundiza paralelo a la brecha con paredes casi verticales; este halo está circunscrito a la zona de alteración fílica. Finalmente, el halo más externo de ley

marginal ³ 0.1% Cu tiene 1,700 m. de diámetro y está circunscrito a la zona de alteración fílica y propílica, la forma de este halo en profundidad aún no ha sido definida.

Las campañas de perforación diamantina efectuadas en Toquepala desde 1942-1998 tuvieron como objetivo explorar y delimitar el cuerpo mineral económico con un cut-off entre 0.4 a 0.5% Cu (figura 4.3), identificación de parámetros geomecánicos y alcanzar una malla de perforación por nivel que conduzca a generar modelos confiables de ley y roca.

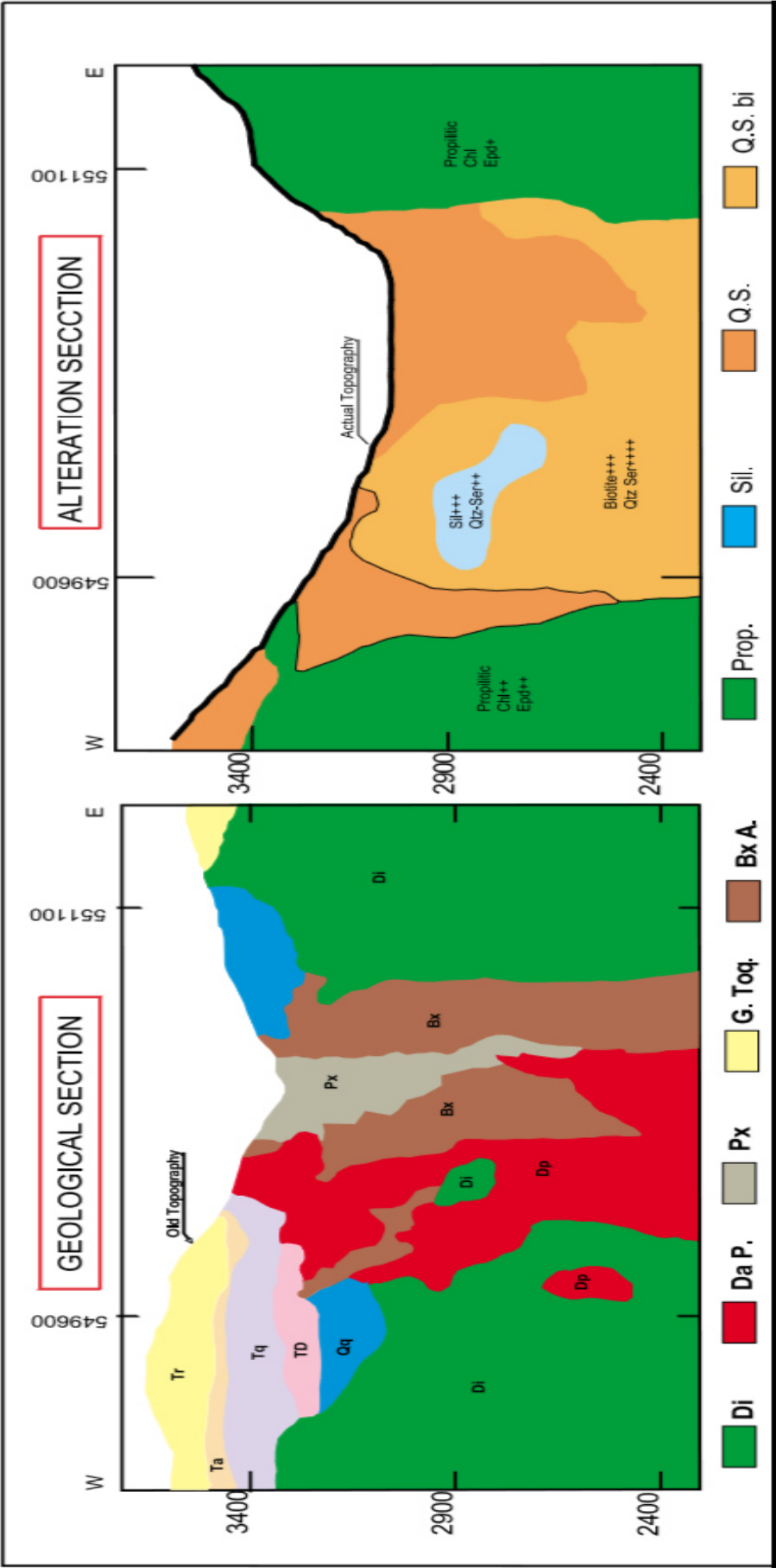
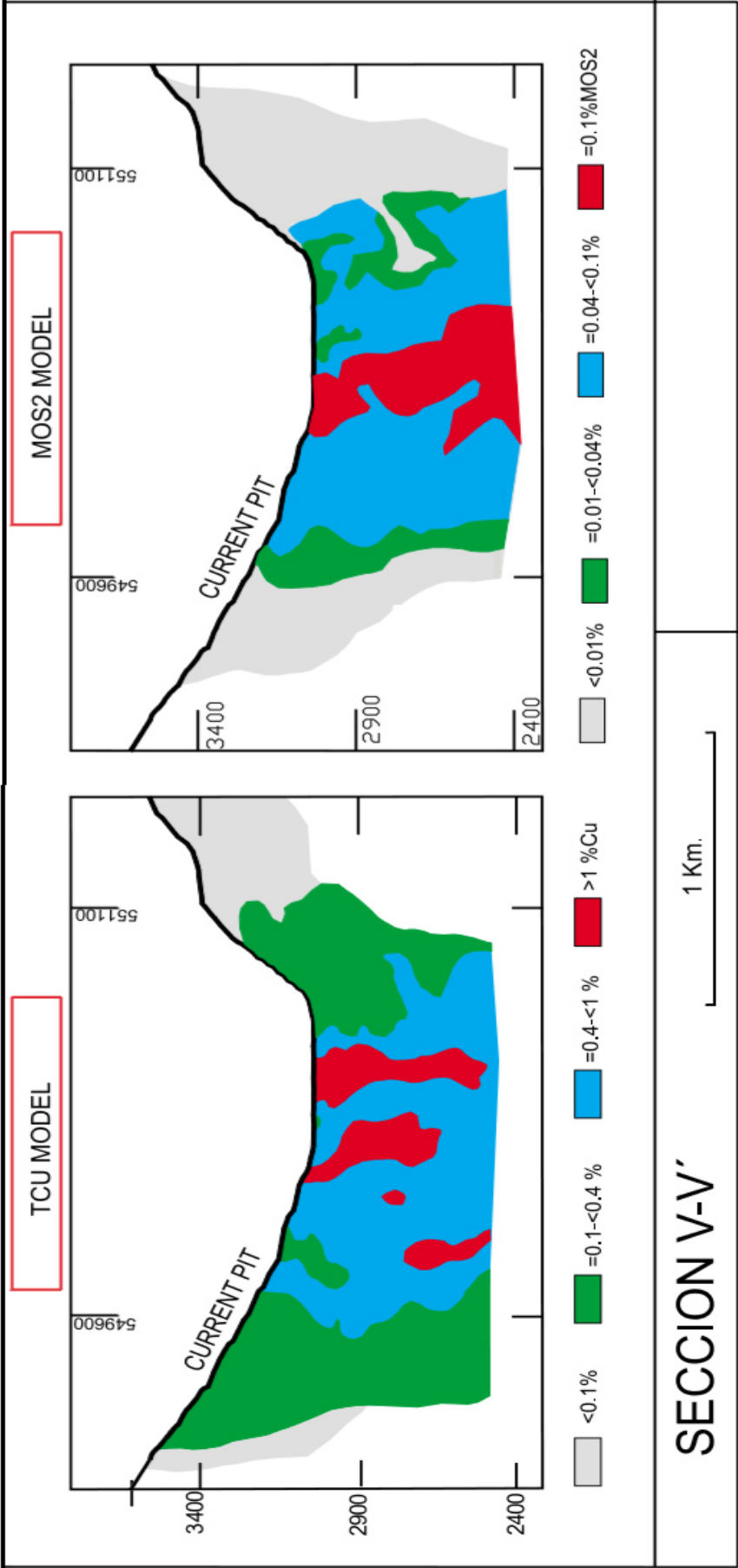


Figura 5.2 – Sección Geológica y Sección Alterada
Fuente: Departamento de Geología de SPCC



Entre 1985-1993 se ensayó en Toquepala el método del beneficio de minerales de cobre por lixiviación, finalmente en 1995 se puso en funcionamiento la planta de lixiviación y electro-deposición que requiere una ley de cobre mínima de 0.1% para lograr rentabilidad, con un rango de recuperación de 36%.

Los procesos de beneficio de minerales de cobre por el método de lixiviación con ley 0.1% Cu sulfuro, permiten en forma inmediata reducir la ratio mineral: desmonte y reevaluar las reservas geológicas como reservas probadas. El potencial de reservas lixiviables y el potencial de acceso a nueva reserva con ley 0.4% Cu son aún motivo de investigación y análisis en la mina Toquepala.

El núcleo mineral constituido por la chimenea de brecha e intrusivo de dacita porfírica ubicados en la zona fílica-potásica está bien definido por una malla de perforación que fluctúa entre 70 y 150 m. El área de interés preliminar a explorar está en la zona propílica que forma un halo de aproximadamente 2.5 km de radio con ley 0.10% Cu.

El halo propílico de interés está compuesto por rocas volcánicas pre-minerales e intrusivos regionales de diorita. El contorno del halo propílico será explorado con perforación diamantina en un futuro.

La figura 4.4, plano de alteración del yacimiento muestra tres aspectos:

- a)** Borde expuesto de mineralización 0.4 y 0.1 % Cu.
- b)** La comparación de áreas entre el tajo actual y el área de interés.

- c) El área de interés con potencial para explorar en la zona de alteración propílica.

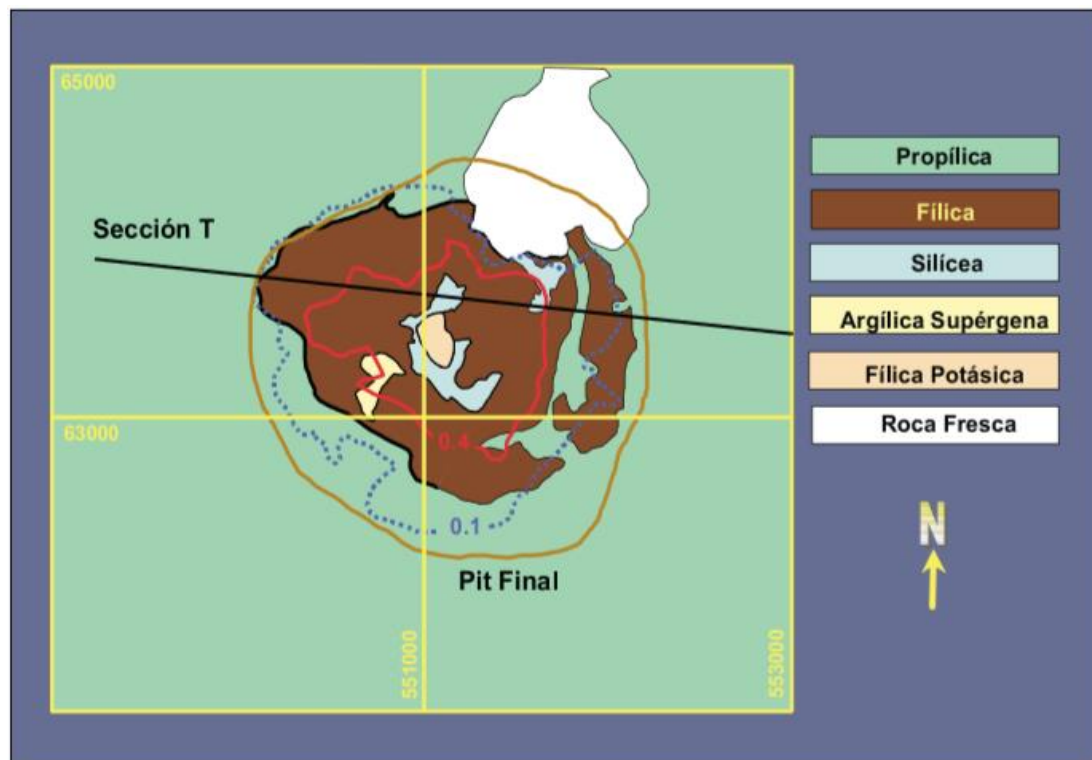


Figura 5.4 – Plano de Alteración y Área de Interés a Explorar
Fuente: Departamento de Geología de SPCC

Consecuentemente vamos a mostrar el proceso de evolución geológica que comprende desde la figura 4.5 hasta la 4.12.

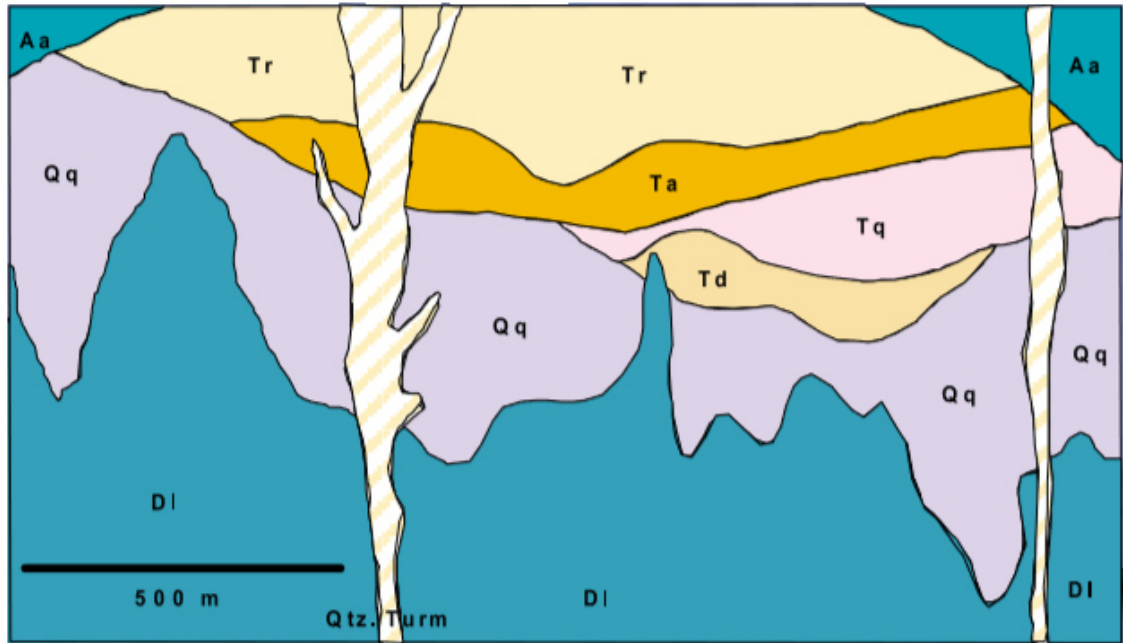


Figura 5.5 – Cretáceo Superior, Terciario Inferior 70-65 MA
 Fuente: Departamento de Geología de SPCC

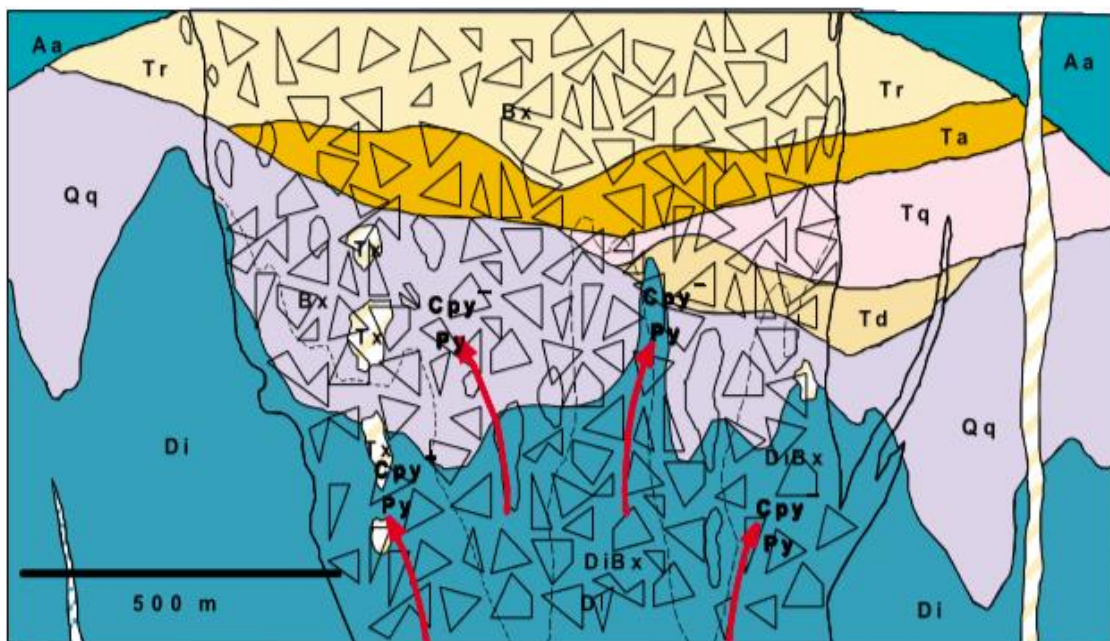


Figura 5.6 – Formación del Shatter Breccia o Stock Work, Falla Micalaco y Alineamiento Toquepala
 Fuente: Departamento de Geología de SPCC

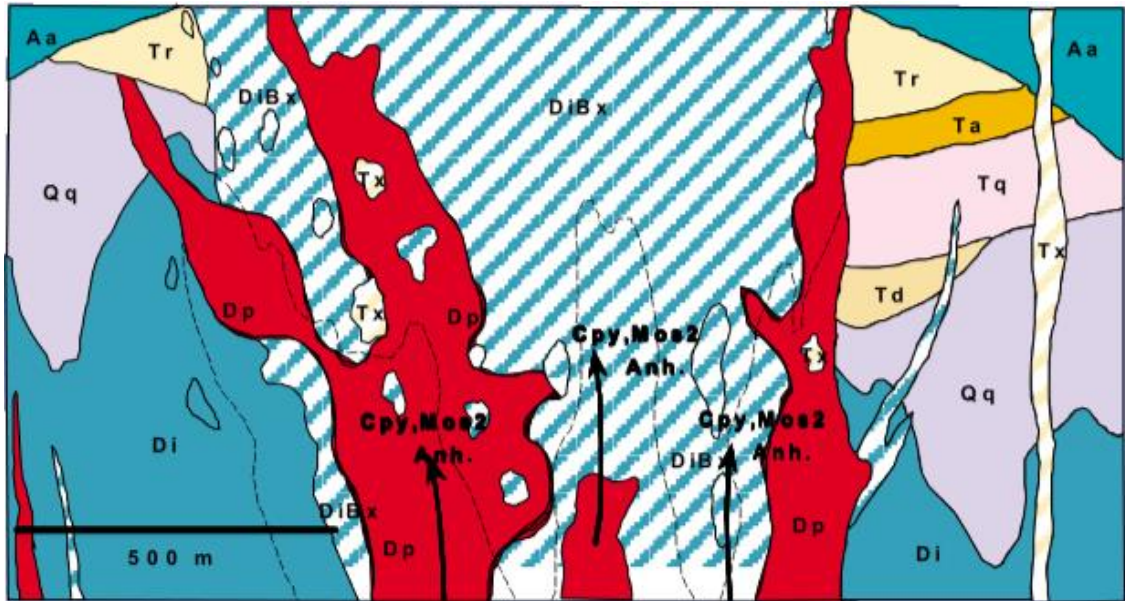


Figura 5.7 – Paleoceno – Eoceno 56-52 MA, Intrusión del Pórfido de Dacita
Fuente: Departamento de Geología de SPCC

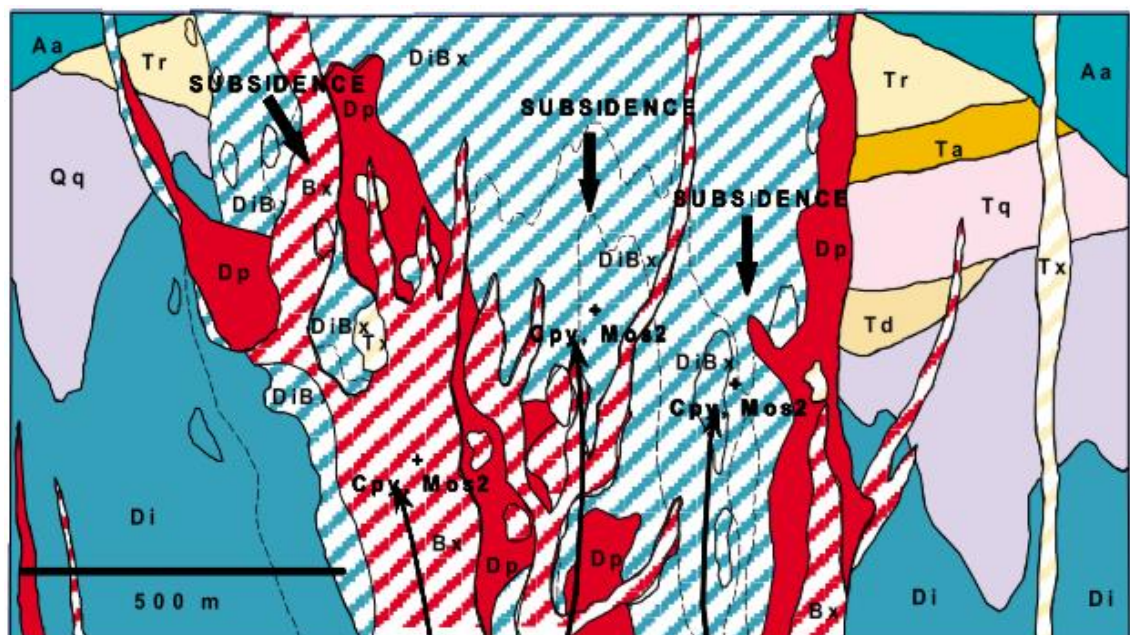


Figura 5.8 – Brechamiento de Colapso, Pérdida de Presión del Sistema
Fuente: Departamento de geología de SPCC

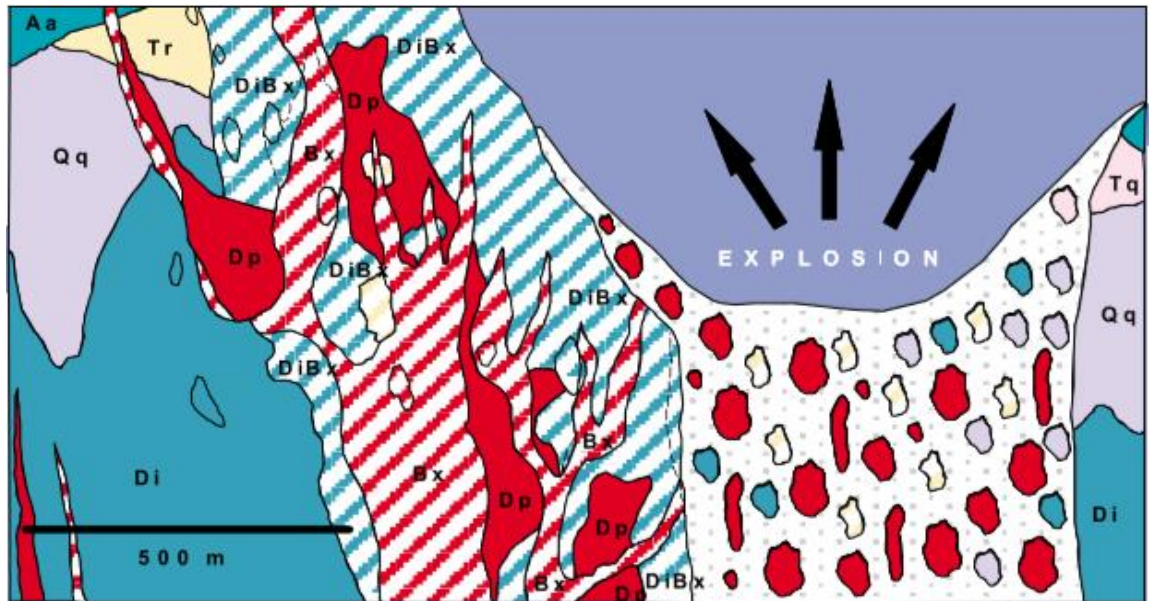


Figura 5.9 – Formación de la Diatrema, Cráter Relleno con Fragmentos de Derrumbe

Fuente: Departamento de Geología de SPCC

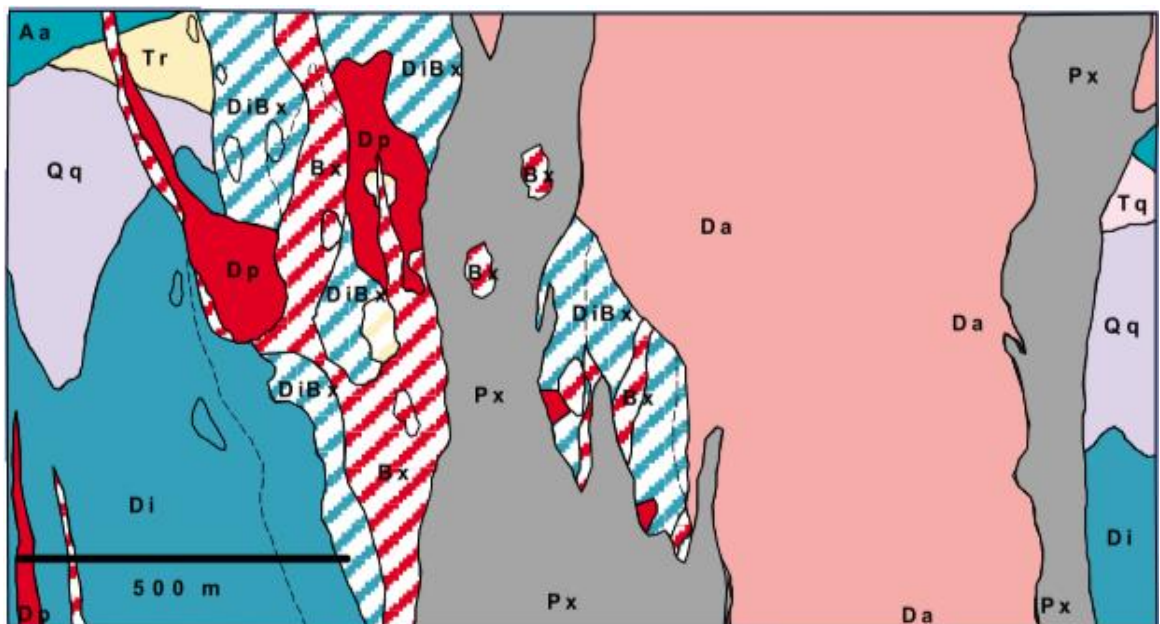


Figura 5.10 – Intrusión de Dacita Aglomerada, Formación de Pebble Brecha

Fuente: Departamento de Geología de SPCC

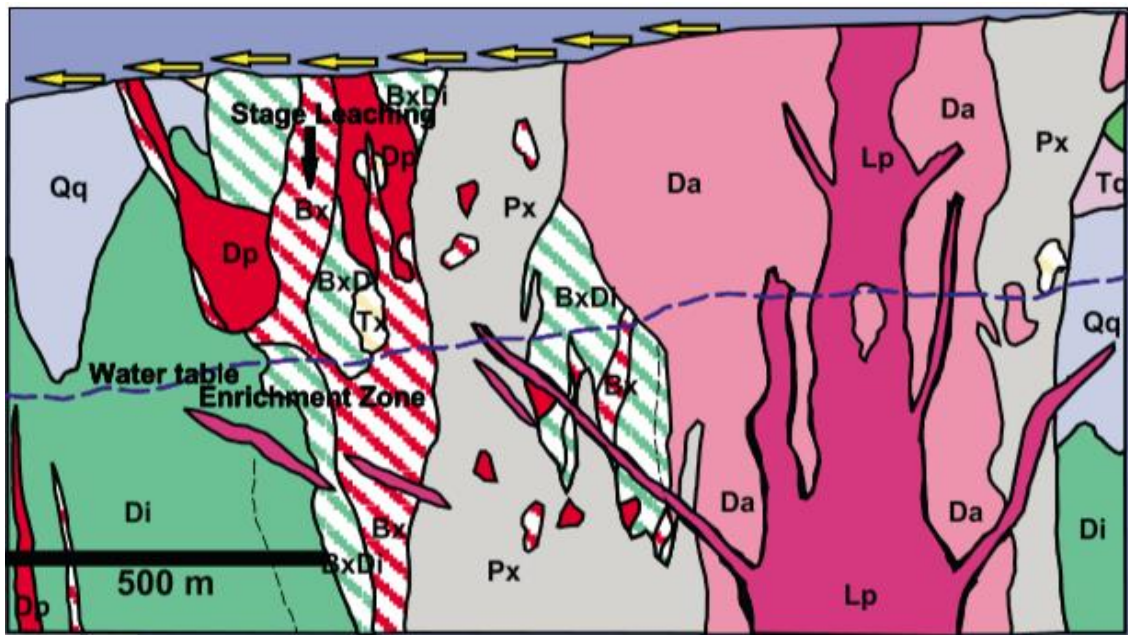


Figura 5.11 – Intrusión Latita Porfirítica, Proceso de Lixiviación y Erosión Interna

Fuente: Departamento de Geología de SPCC

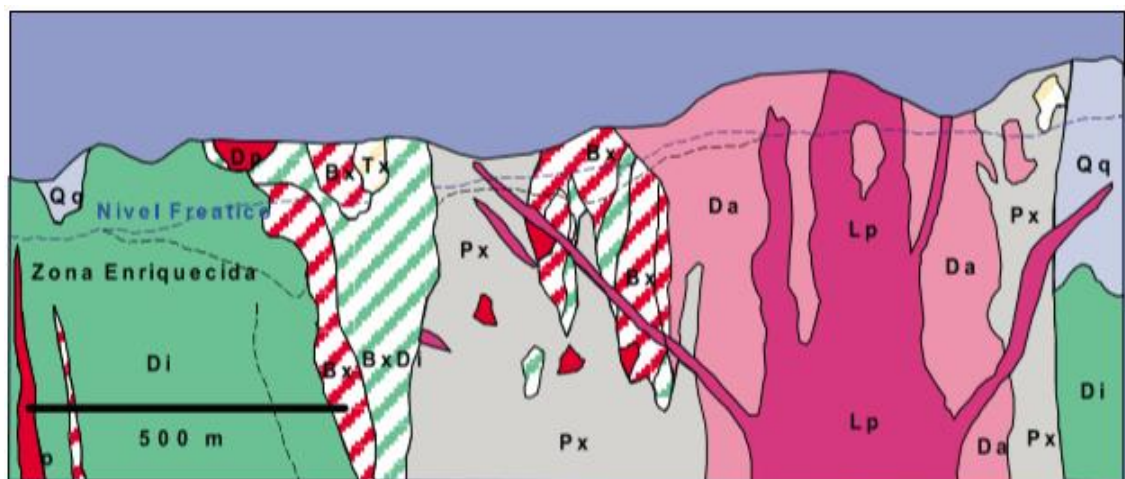


Figura 5.12 – Levantamiento Regional y Erosión, Formación de la Superficie Pun

Fuente: Departamento de Geología de SPCC

CAPÍTULO VI

PERFORACIÓN PRIMARIA EN MINA TOQUEPALA

6.1 Perforación en labores superficiales

En el minado a tajo abierto, la perforación corresponde al inicio de toda operación que se debe realizar y tiene como propósito construir taladros, con una geometría y distribución acorde al tipo de macizo rocoso, para luego colocar las cargas explosivas y sus accesorios iniciadores, para posteriormente realizar la voladura.

En la minería superficial a pesar de la gran variedad de sistemas posibles para perforar los diferentes tipos de rocas (mecánicos, térmicos, hidráulicos, sónicos, etc.), la perforación se realiza actualmente utilizando la energía mecánica. Los principales componentes de un sistema de perforación mecánico son: las perforadoras que son la fuente de energía mecánica, la columna de perforación que es el medio de transmisión de esa energía, a la broca tricónica, que ejerce sobre la roca dicha energía y el fluido de barrido que afecta la limpieza y evacuación del detritus producido durante la perforación. Bernaloa, Castilla & Herrera (2013).

El tal sentido el asentamiento minero de Toquepala desarrolla sus operaciones y sus perforaciones en si utilizando medios mecánicos, cabe señalar en esta parte que la producción de energía mecánica es generada a través de energía eléctrica que alimenta a las perforadoras. La perforación que se desarrolla es rotativa y usa brocas tricónicas en todas las perforadoras de producción.

El desarrollo de la perforación primaria alcanzará sus máximos estándares en cuanto a producción y costos una vez que se haya definido de manera tangible el uso correcto de los parámetros de perforación para cada medida de taladros y terrenos establecidos dentro del desarrollo de la operación.

6.2 Accesorios de perforación

Los accesorios de perforación son todos los componentes que comprenden la columna de perforación, veamos:

- ✓ Amortiguador o shock absorber
- ✓ Top sub
- ✓ Barras de perforación
- ✓ Bit sub o Reamer
- ✓ Guiador o deck bushing
- ✓ Broca tricónica

6.2.1 Amortiguador o shock absorber

Toda columna de perforación idealmente debe iniciar con el amortiguador de vibraciones o de impactos (Figura. 6.1), este elemento es el más importantes de toda la columna de perforación, ya que su función consiste principalmente en absorber

una parte de la energía liberada por la broca tricónica que no se utiliza para romper la roca y que es transmitida a través de la columna hacia la estructura del equipo.

Debido a la constante evolución de los equipos y aceros de perforación y por otro lado las mayores exigencias en el aumento de la producción en el minado, este accesorio resulta parte crucial para un correcto desempeño en la perforación.

El diseño óptimo de amortiguador para reducir vibraciones e impactos es aquel que tenga como elemento principal en su estructura una gran masa amortiguadora de impactos, que absorba cargas axiales y radiales que dañan los equipos y afectan el proceso de perforación, las cargas axiales son las que producen mayor daño en los aceros de perforación, principalmente en la broca tricónica, son también causantes de vibraciones y sobre aprietes de las uniones roscadas, el amortiguador debe mantener a la broca tricónica en el fondo del pozo evitando que salte. A. Paredes (2015).

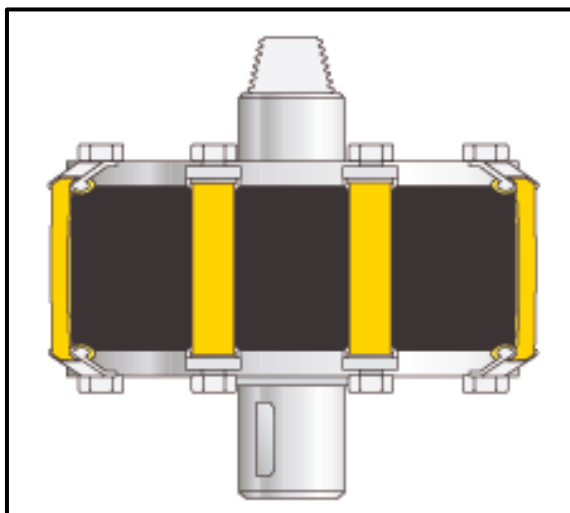


Figura 6.1 – Shock Absorber
Fuente: Atlas Copco

6.2.2 Top Sub

La columna de perforación continúa con los Top Sub o adaptadores superiores (Figura 6.2), estos adaptadores de amortiguadores son unos elementos que permiten unir elementos con diferentes uniones roscadas, como su nombre indica que se adaptan a diferentes tipos de roscas o pueden alojar elementos de diferentes diámetros. Además, estos adaptadores realizan una segunda función como elementos de desgaste, evitando daños a los hilos de los amortiguadores. Su uso prolongado permite que el amortiguador roce menos contra el elemento de desgaste, el cual, a su vez, se encarga de proteger el amortiguador.

La lubricación en los hilos de unión hacia las barras es necesaria para prevenir el roce, el desgaste y prolongar su vida, solamente los hilos con el pin hacia afuera de los adaptadores se deben engrasar, los hilos con el pin hacia adentro no se engrasan porque la grasa es desplazada al interior y el flujo de aire de la línea la impulsa hacia la broca tricónica con el riesgo de obstruir las toberas de refrigeración y lubricación.

Estos adaptadores, así como los demás componentes de la columna de perforación son fabricados en aceros de alta resistencia, razón por la cual no se debe aplicar soldaduras para fijarlos a los amortiguadores, un calentamiento excesivo en las zonas de unión puede provocar un alteramiento en su estructura y por tanto afecta su resistencia mecánica.

La utilización de los adaptadores superiores de protección, permiten ahorros considerables al eliminar el desgaste que se produce en las roscas del amortiguador,

principalmente cuando la columna de barras termina con el hilo hacia arriba. A. Paredes (2015).



Figura 6.2 – Top Sub
Fuente: Atlas Copco

6.2.3 Barras de perforación

Las barras de perforación se ubican debajo de los adaptadores superiores (figura 6.3), se definen como elementos de extensión y acoplamiento que transfiere empuje y energía rotacional desde el cabezal hasta la herramienta de corte o a la broca tricónica, conduciendo internamente el aire necesario para generar la evacuación del material cortado desde el fondo de la perforación a la superficie y para la refrigeración de los rodamientos de la broca tricónica.

Sus longitudes, diámetros, hilos y sus diseños solo están sujetos al tipo de máquina en la que se utilizará.

Estos aceros se construyen de aceros de alta resistencia mecánica tratados térmicamente con altos grados de dureza y tenacidad, los extremos (Pin-Box, Pin-Pin o Box-Box) son mecanizados bajo estándares muy exigentes de tolerancias, y de acuerdo al tipo de perforadora en que se van a utilizar, estos se ensamblan a un tubo de características mecánicas muy similares, el espesor de su pared, el grado de tenacidad y grado de dureza son muy importantes para su vida útil, una vez ensamblados los extremos (el cual fuera su configuración) se unen por medio de procesos de soldaduras eléctricas .

En ocasiones las condiciones extremas de dureza del terreno a perforar son de tal grado que las barras se deben fabricar con espesores de tubería mayores de tal manera de reducir el pandeo causado por el empuje axial o Pulldown.

Las barras de perforación son sometidas a una gran cantidad de esfuerzos, tanto mecánicos como térmicos. Debido a esto, es necesario que estén fabricadas con materiales de alta calidad y que estén correctamente equilibradas.



Figura 6.3 – Barra de Perforación
Fuente: Atlas Copco

6.2.4 Reamer o Bit Sub

Este elemento se encuentra en la parte inferior de la columna de perforación, viene a ser un adaptador de broca tricónica el cual se une a la barra con la broca, su propósito es igual a los adaptadores superiores, y en algunas ocasiones deben unir aceros con diferentes roscas, pero nunca unir aceros con diferentes diámetros.

Es este elemento de la columna de perforación que se somete a las condiciones abrasivas más duras, las que surgen en el fondo del taladro.

Históricamente los reamers o adaptadores cumplen funciones como estabilizadores de la columna de perforación, y están hechos de rodillos giratorios o aletas de acero resistentes al desgaste dispuestas en una dirección longitudinal o helicoidal.

Debido a las mejoras de ingeniería en la creación de nuevos diseños de brocas tricónicas, ha traído consigo un aumento de RPM, en la velocidad de la perforación y un aumento de la carga sobre la broca, motivo por el cual la cantidad de material removido podía ser extraída desde el fondo del pozo en el menor tiempo posible con la finalidad de mantener limpio el frente de corte, debido a estas nuevas condiciones los estabilizadores fueron quedando gradualmente sin aplicación.

Una vez evacuado el material removido a la superficie, se reduce la turbulencia que va gastando los faldones de la broca tricónica, el cuerpo del adaptador y de manera ascendente todos de los componentes de la columna de perforación, el desgaste de los faldones de la broca y el cuerpo del adaptador es ocasionado por la mencionada turbulencia y remolienda en el fondo del pozo, al triturar las partículas más pesadas que no alcanzan a ser evacuadas por la presión del aire de barrido.

El flujo turbulento de material producido en el fondo de la perforación se debe a la salida del aire a través de las boquillas o toberas de la broca tricónica, las boquillas de barrido más la rotación necesaria para la ruptura y remoción del material son los que generan la turbulencia. Esta turbulencia pasa a un flujo de evacuación laminar cuando se encuentra aproximadamente a un metro desde el fondo del pozo.

Si se produjera una baja velocidad de barrido, esto solo aumentaría la turbulencia del material acelerando el desgaste de los aceros, por otra parte, aumentar el flujo de agua para controlar la emisión de polvo puede dañar los rodamientos de la broca tricónica, así como también puede compactar el material en los aceros de perforación.

Debido a las condiciones de trabajo ya mencionadas es que el estabilizador de rodillos fue reemplazado por un cuerpo liso, es decir que la geometría del reamer o adaptador debe ser perfilada de tal modo que genere la menor resistencia posible a la evacuación o liberación del material removido a altas velocidades.

Como podemos ver, la creciente demanda de aumento de la productividad en los centros mineros ha propiciado el desarrollo de diseños de acero de perforación, donde su rentabilidad o bajo costo es un factor primordial hoy en día para la técnica de análisis económico de cualquier proyecto minero, por ello los fabricantes de aceros tuvieron utilizar técnicas modernas de fabricación que permitan aumentar la vida útil de los aceros para reducir el valor del metro perforado

Debido a las nuevas exigencias en el caso de los reamers o adaptadores, se están utilizando para su fabricación recubrimientos anti abrasivos, como protección al desgaste por erosión y fricción que son las únicas causas de desgastes que los afectan, estos recubrimientos pueden ser fundamentalmente en base a aleaciones de carburos de tungsteno o cromo, y para su elección deberá pasar por un análisis técnico-económico que permita recomendar la mejor opción.

Para cualquiera de los casos se usarán indistintamente tanto en adaptadores como en recubrimientos para los terminales de las barras con configuración Pin o Box en cada extremo. A. Paredes (2015).



Figura 6.4 – Reamer o Bit Sub
Fuente: Atlas Copco

6.2.5 Guiador o deck bushing

No se ha reconocido plenamente la trascendencia de este accesorio, ni su uso y manejo inadecuado; Sin embargo, como accesorio de la columna de perforación, el costo de este acero puede ser muy aleatorio, si no se controla adecuadamente su uso durante la operación, el daño principal es causado por los golpes recibidos por intermedio de la columna de perforación en un terreno duro principalmente, en este escenario, las columnas están sometidas a grandes cargas de empuje, lo que conduce a la aparición de grandes curvas de pandeo asociadas al movimiento rotacional acoplado a la vibración, que es la principal causa de impacto y daño de los anillos guía.



Figura 6.5 – Guiador o Deck Bushing
Fuente: Atlas Copco

6.2.6 Broca tricónica

Esta es una herramienta de perforación equipada con tres cortadores cónicos, unidos sobre un eje de rodamientos los que a la vez conforman los faldones o pies de la broca, esta estructura integrada provee la resistencia para soportar las altas cargas de presión que se exigieran junto con las técnicas de diseño de perforación sobre esta broca tricónica.

Estas brocas realizan la acción de fractura de la roca debido a la acción de arrastre de los insertos, pero la acción primaria que realizan los insertos de carburo de tungsteno sobre la roca es la indentación que se produce al aplicar peso sobre la broca combinado con la acción de rotación. Las distancias entre los insertos están separadas de tal manera, que crean áreas libres de impactos provocando la propagación de micro-fracturas, logrando liberar los detritos.

La estructura del tricono está formado de tres partes idénticas que se denominan cabeza. Cada cabeza contiene rodamientos integrales sobre el que va montado el cono y también los conductos huecos por donde circula el flujo de aire para limpiar el detritus acumulado en el fondo de los taladros.

Una de las principales tareas de esta broca es la de dirigir el flujo de aire hacia donde la limpieza sea más eficiente; por otro lado, la presión del aire que pasa por los conductos impulsa el aire entre los conos directamente al fondo del taladro con suficiente presión y caudal para limpiar tanto el fondo del taladro como los conos. A. Paredes (2015).

La selección adecuada de las brocas tricónicas se realiza de acuerdo con las características de la estructura de corte y por el tipo de formación rocosa que se necesita perforar, siguiendo los siguientes criterios:

- ✓ El espaciamiento entre los insertos o dientes, esta distancia se incrementa cuando el terreno de perforación es suave y se reduce cuando el terreno de perforación es duro.
- ✓ El número de filas de insertos y el número de insertos se incrementa cuando se incrementa la dureza del terreno de perforación.
- ✓ La proyección de los insertos respecto al cuerpo del cono se reduce al incrementarse la dureza del terreno de perforación.

En la figura 6.6 puede apreciarse de manera detallada un esquema del tricono con sus principales componentes y partes.

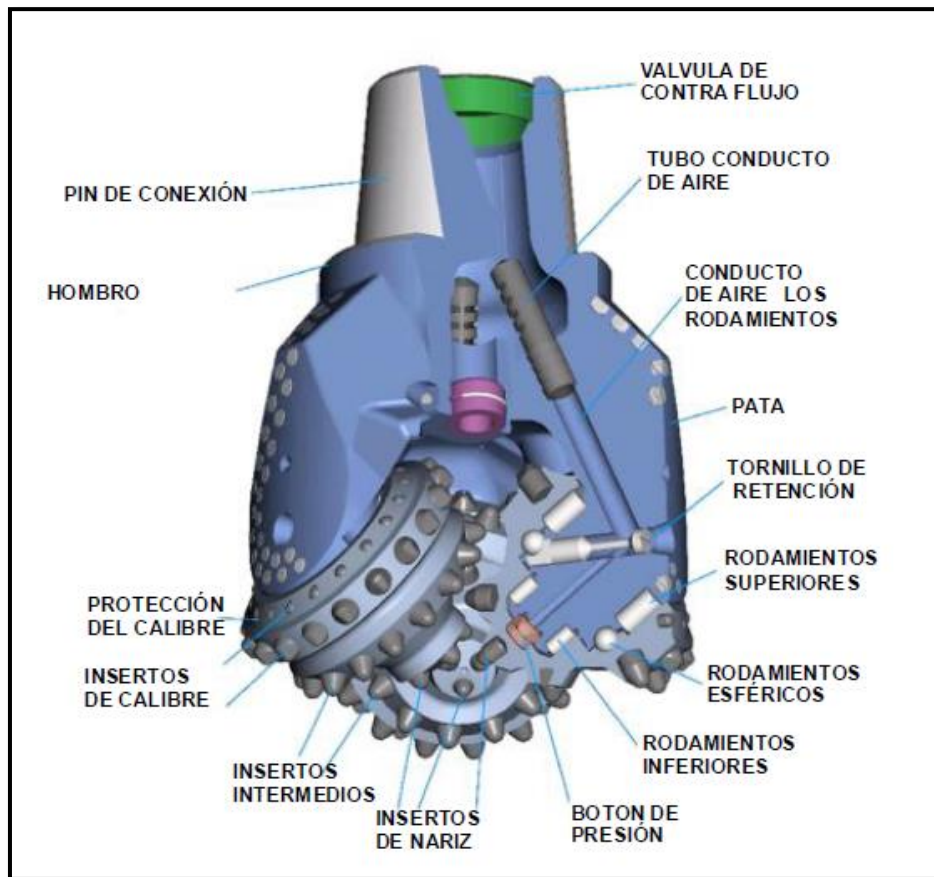


Figura 6.6 – Esquema de un Tricono
Fuente: Atlas Copco

6.2.6.1 Conos

Este componente de la broca está estructurado para generar mayor desgaste al girar sobre el fondo del barreno, la acción de corte se produce como tal, en rocas blandas; ya que en realidad es una compleja combinación de trituración y cizalladura debido al movimiento del cono. Existen además ciertas consideraciones para el diseño de conos que mostramos a continuación.

a) Ángulo del eje del cono

Un aspecto importante para considerar para el diseño una broca tricónica es el ángulo de intersección que forman los ejes de los conos con la horizontal. Este ángulo determinará el diámetro del cono con insertos dependiendo el diámetro del

barreno. Si el ángulo aumenta, el diámetro del cono deberá disminuir y viceversa, figura 6.7 (López J.).

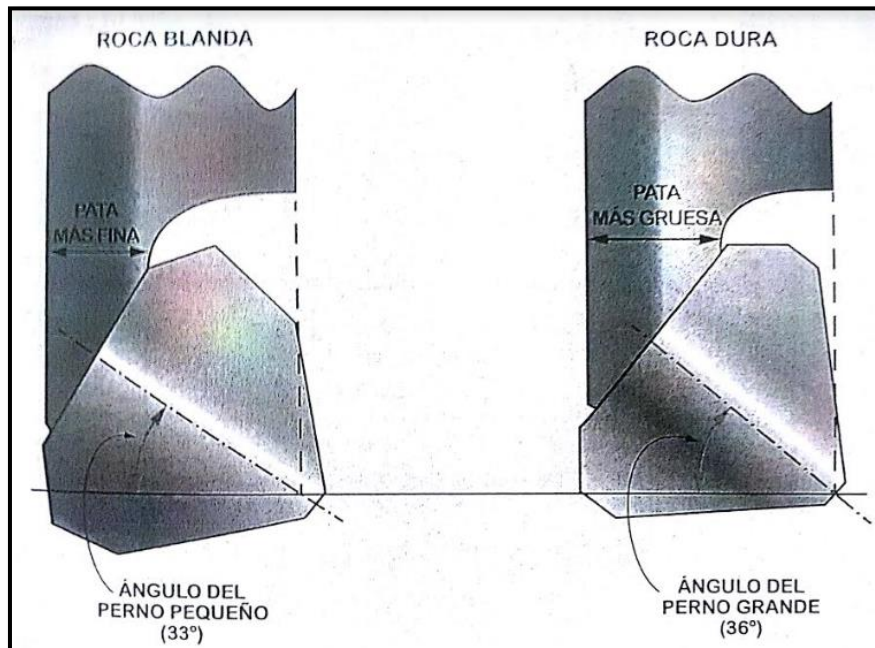


Figura 6.7 – Ángulo del Eje del Cono

Fuente: Manual de Perforación, Explosivos y Voladura – López Jimeno

b) Rodamientos

Existen dos tipos de rodamiento en los triconos (bolas y rodillos y rodamientos planos con lubricación) donde la de bolas y rodamientos es la más común. La parte que aguanta la mayor carga radial del cono es la pista de los rodillos mientras que los rodamientos lo hacen en menor medida.

La superficie de empuje, perpendicular al pasador guía y al botón de empuje, está diseñada para soportar cargas externas. La pista de rodamiento mantiene el cono funcionando y soporta el empuje hacia el exterior. Cuando se desgastan otras partes del rodamiento, la pista de rodamiento también soportará algunas cargas radiales y excéntricas.

En las brocas de perforación de taladros, una gran proporción del aire se desvía a través de los rodamientos para enfriar y limpiar los elementos del rodamiento. Por otro lado, agregar aceite al paso de aire comprimido mejora la vida útil del rodamiento y, por lo tanto, reduce los costos de perforación.

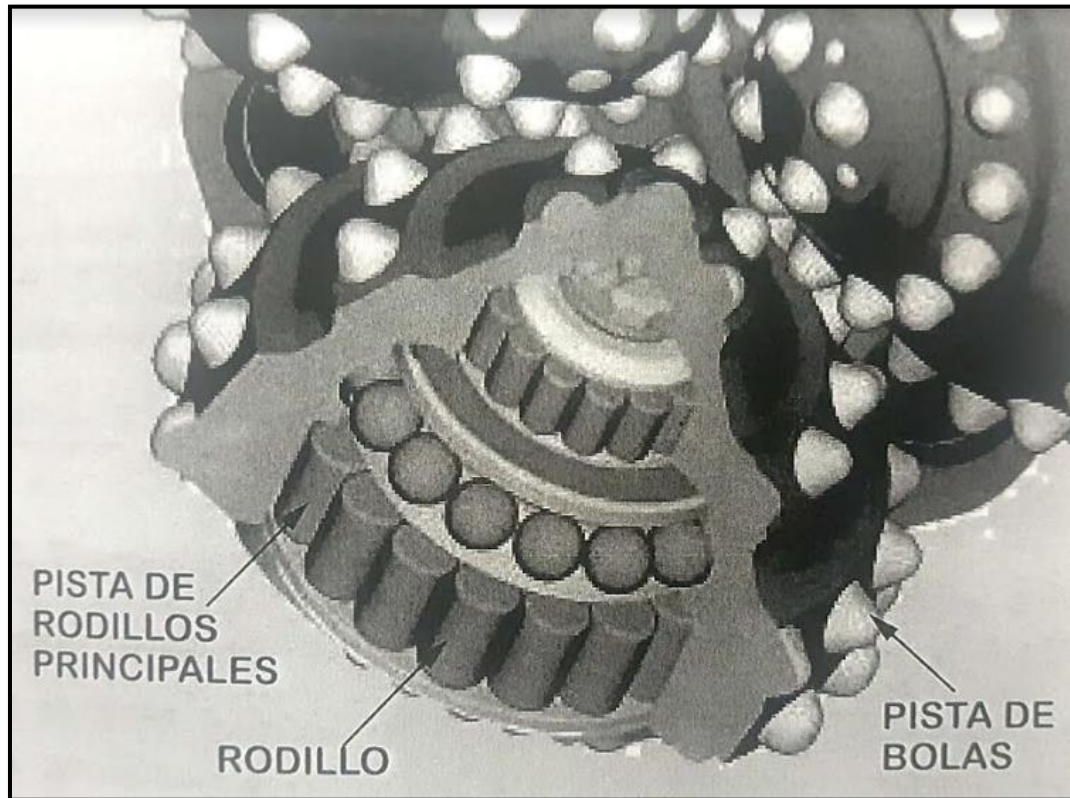


Figura 6.8 – Tipos de Rodamiento

Fuente: Manual de Perforación, Explosivos y Voladura – López Jimeno

c) Insertos en triconos

Los insertos en los triconos van a variar en tamaño, diseño, espaciamiento de estos y la acción de corte según el tipo de triconos.

6.2.6.2 Composición metalúrgica de la broca

Los mejores resultados que puede presentar una broca dependen estrictamente de qué tipo de aleaciones se presentan en cada uno de los elementos que lo constituye, este con tal de maximizar su vida útil, como se ilustra en la tabla 4

Tabla 5
Metalurgia de los Materiales del Tricono

ELEMENTO DEL TRICONO	PROPIEDADES REQUERIDAS	TIPO DE ACERO
Conos	Resistencia al impacto	Carbono, manganeso, níquel y molibdeno
Cabezas	Resistencia a la fatiga, alta resistencia al impacto y soldable	Carbono, manganeso, cromo y molibdeno
Cojinete de rodillos y bolas	Alta resistencia al impacto	Carbono, manganeso, níquel, cromo y molibdeno
Pasadores y buje guía	Resistencia al desgaste	Cromo, carbono, níquel, manganeso y silicio
Botón de empuje	Resistencia al desgaste	Carbono, wolframio, cromo, molibdeno y vanadio
Superficie de cojinetes	Resistencia al desgaste	Cobalto, cromo, carbono, wolframio y níquel
Insertos	Resistencia a la abrasión y resistencia al impacto	Wolframio, carbono y cobalto

Manual de Perforación, Explosivos y Voladura – López Jimeno

6.2.6.3 Selección de brocas tricónicas

La selección adecuada de una broca tricónica va a depender principalmente de la resistencia a la compresión del macizo rocoso y su dureza esto con el fin de obtener el mayor beneficio económico, figura 6.9 y tabla 5



Figura 6.9 – Tipos de Tricono
Fuente: Atitrade, Chile

Tabla 6
Clasificación General de Insertos de Tricono

CLASES DE ROCA	CARACTERÍSTICAS DE DISEÑO			ACCIÓN DE CORTE		TIPO DE TRICONO
	TAMAÑO DEL INSETO	SEPARACIÓN ENTRE INSERTOS	RESALTE DE INSERTOS	ARRANQUE POR DESGASTE	ARRANQUE POR TRITURACIÓN	
Formaciones blandas Baja resistencia a la compresión (<40MP) y alta perforabilidad (talco, pizarra, arcilla, yesos, etc.)						I
Formaciones medias y medioduras Las primeras con resistencia entre 40 y 90 Mpa (calizas, mármoles, esquistos, fluoritas, etc.) Las segundas con resistencia a la compresión entre 90 y 170 Mpa (dolomías, feldespatos, granitos, gneis, etc)						I y II
Formaciones duras Con resistencia a la compresión entre 170 y 230 Mpa (cuarcitas, piritas, basaltos, taconitas) Mayor abrasividad						III
Formaciones muy duras Con resistencias superiores a los 320 Mpa (lava, topacio, corindón, etc)						IV

a) Elasticidad

Es la propiedad mecánica del macizo rocoso de sufrir deformaciones reversibles cuando se encuentran sujetos a la acción de fuerzas exteriores como la broca y de recuperar la forma original si estas fuerzas exteriores se eliminan.

Determinada por la ley de Hooke en 1660 se define como: “el esfuerzo (σ), es directamente proporcional a la deformación (E). E , es una constante de proporcionalidad elástica, módulo de elasticidad o módulo de Young. Las rocas elásticas se resisten a la indentación, almacenando y luego liberando la energía aplicada por la perforación, generalmente la roca no se rompe durante la aplicación de la tensión si no cuando la tensión es liberada y la roca regresa a su estado original.

Cuando la roca presenta un Módulo de Young bajo, esta responde absorbiendo los impactos y se resiste a la rotura, en tanto el esfuerzo de compresión debe ser prolongado tomando mayor tiempo, para romper la roca. Es decir, se necesita mayor peso o pulldown sobre la broca.

b) Plasticidad

Es la propiedad mecánica de la roca de deformarse permanente e irreversiblemente, cuando se encuentra sometido a tensiones por encima de su rango elástico, es decir, por encima de su límite elástico. Esta plasticidad está determinada por el coeficiente de Poisson. P. Prat (2006)

Cuando la roca presenta un bajo coeficiente de Poisson, la roca se rompe con un ligero cambio de su forma, la roca es más frágil.

Cuando la roca presenta un alto coeficiente de Poisson, la roca se deforma mucho antes de romperse, responde muy bien a la indentación sin formar detritos o chips. La energía de la perforación es absorbida, la roca es más plástica que elástica.

6.3 Presión del aire

El aire siempre fue un factor crítico en la perforación rotativa. Un flujo de aire inapropiado en los equipos de perforación rotativa puede producir serios problemas. Si los taladros no se mantienen limpios, el detritus acumulado en el fondo del taladro tiende a tapar los rodamientos de los conos de la broca. Esto se va a producir si la presión de aire está por debajo de lo normal y por consecuencia los trozos de roca no son expelidos a la superficie, y la perforación no es eficiente.

Por otro lado, si la presión de aire es demasiado elevada provocará que el detritus salga expelido con mayor fuerza, provocando mayor desgaste de la columna de perforación y generando mayor polvareda.

6.3.1 Compresores de aire

En la perforación rotativa se pueden encontrar varios tipos de compresores de aire. Los tipos más antiguos incluyen los reciprocantes y de aspa. Las perforadoras modernas, están equipadas con compresores rotatorios de hélice de una o dos etapas. La tarea del compresor de aire es entregar aire a la broca para enfriar y limpiar los rodamientos, y remover la roca triturada de la perforación y evacuarla hacia la superficie del pozo.

6.3.1.1 Compresores de aspas

Los compresores de aspas son máquinas de baja presión. Su uso ha declinado con la introducción de los compresores rotatorios de hélice. Estos compresores trabajan mejor entre las 30 a 35 psi. Más allá de esta presión, pierden rápidamente eficiencia volumétrica. La temperatura del aire entregado también aumenta, provocando fallas en las aspas y pérdida de eficiencia.

La operación de estos compresores en las perforadoras es un acto balanceado entre la entrega de una suficiente presión de aire para mantener fríos y limpios los rodamientos de las brocas, y entregar suficiente volumen de aire para remover los trozos de roca.

Los compresores de aspas están diseñados para “desconectarse” cuando se alcanza una cierta temperatura del aire. Las altas temperaturas se alcanzan alrededor de los 50 psig. La desconexión es una protección térmica. Muchas perforadoras viejas tienen sistemas de válvulas que limitan la presión de aire en el sistema a 40 psi como máximo. También, los sellos de la cabeza rotatoria en muchas perforadoras antiguas no están diseñados para trabajar con más de 40 – 45 psi. Más allá de esta operación, los sellos “explotan” frecuentemente, y para reemplazarlos se requiere desmontar toda la cabeza rotatoria.

Las brocas usadas con estos compresores deberían ser con boquillas para entregar entre 28 a 35 psi de presión en el manómetro de la cabina de perforación. Cualquier presión mayor podría causar una severa pérdida de volumen o daños a los sellos.

6.3.1.2 Compresores reciprocantes

Raramente se encuentran en las perforadoras. Se usaban tanto los de una como los de dos etapas. En el pasado se estableció que los compresores de dos etapas no debían trabajar a menos de 28 a 32 psi.

Un fabricante estableció que un compresor reciprocante de dos etapas debía operar a 60 psi o más.

6.3.1.3 Compresores de tornillos

Se dividen en dos grandes grupos, basados en su configuración. Los compresores de tornillos de una etapa generalmente caen en el rango de baja presión (65 psi o menos) y los de presión media (65 a 120 psi). Los compresores de dos etapas caen en la categoría de alta presión. La presión variará entre 120 a 350 psi dependiendo si van a ser usados para un trabajo de perforación rotativa de “baja presión” o un trabajo de alta presión como los utilizados en la perforación con martillo en el fondo. La presión es ajustable en algunos compresores de dos etapas, dependiendo del trabajo que se va a realizar.

Los compresores de tornillo de todos los tipos operan, físicamente, de la misma manera. Sin embargo, las máquinas de una sola etapa, de presión baja y media utilizan “lógicas” diferentes para controlar el tanque.

6.4 Sistema de evacuación de detritus

El aire comprimido usado para la evacuación de detritus tiene las siguientes funciones:

- ✓ Enfriar y lubricar los rodamientos del tricono
- ✓ Limpiar el fondo del barreno
- ✓ Elevar el detrito con una velocidad ascensional adecuada

El aire circula a través y desde el tubo del compresor del mástil, a través de una manguera protegida para el movimiento del carro de rotación, de donde pasa al interior de la barra de perforación que lo conduce hasta la broca que sale de los conos para producir la remoción del detritus llevándolos a la superficie.

Si los tamaños de las rocas son demasiado grandes y no hay suficiente flujo de aire, vuelven a caer al fondo del taladro, produciéndose una remolienda hasta alcanzar un menor tamaño para ascender.

Como resultado, el déficit de aire genera un mayor consumo de energía, las velocidades de penetración son más lentas y provoca un mayor desgaste de la broca. En contraposición, si la velocidad ascensional es muy alta, aumentará el desgaste de las barras de perforación y del centralizador.

Si conocemos la densidad de la roca y el diámetro de las partículas, podemos aplicar dos fórmulas para calcular la velocidad ascensional mínima. (L. Jimeno)

$$\rightarrow V_a = 250 \cdot \rho_r^{1/2} \cdot d_p^{1/2}$$

$$\rightarrow V_a = 573 \cdot \frac{\rho_r}{\rho_r + 1} \cdot d_p^{0.6}$$

Donde:

V_a = Velocidad ascensional mínima (m/min)

ρ_r = Densidad de la roca (g/cm³)

d_p = Diámetro de la partícula (cm)

Mientras que el caudal necesario se calcula mediante la expresión siguiente:

$$Q_a = A_b \cdot V_a$$

$$Q_a = A_b \cdot \frac{D^2 - d^2}{1,27}$$

Donde:

A_b = Área de la corona circular entre la barra y la pared del barreno (m²)

Q_a = Caudal de aire (m³/min)

V_a = Velocidad ascensional (m/min)

D = Diámetro del taladro

d = Diámetro de la barra

Las siguientes velocidades ascensionales recomendadas, en función al tipo de roca; son recogidas en la tabla 6.

Tabla 7
Velocidades Ascensionales

	VELOCIDAD MÍNIMA	VELOCIDAD MÁXIMA
TIPO	(m/min)	(m/min)
Suave	1200	1800
Media	1500	2100
Dura	1800	2400

CAPÍTULO VII

REDUCCIÓN DEL COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN AUMENTANDO LA VELOCIDAD DE PENETRACIÓN

7.1 Estructura del costo de perforación

Hablar de una estructura de costos es llevar a cabo una evaluación en la cual se va a determinar de manera efectiva y progresiva el costo que generará la perforación durante un periodo de tiempo determinado para una perforadora. Nuestro estudio nos llevará a la evaluación de dos parámetros, la velocidad de penetración y a los metros perforados por cada broca tricónica, ya que de estos dos parámetros va a depender la incidencia en la perforación y la variación de nuestros costos. Existe una relación inversa entre estos dos factores, es imposible mejorar el rendimiento de uno sin afectar al otro. Para determinar la combinación adecuada de estos factores, se requiere un modelo de medición que tenga en cuenta todas las condiciones específicas del proceso, de manera que se requiera el mejor parámetro de evaluación en base a los costos anteriores por cada metro perforado. (\$/m).

En el asentamiento minero de Toquepala, todo análisis para determinar el costo total de perforación debe realizarse en base a los factores mencionados anteriormente, mediante la siguiente fórmula:

$$TDC = \frac{\text{Precio de la broca}}{\text{Total metros perforados}} + \frac{\text{Costo perforadora/Hr}}{\text{Velocidad de penetración}}$$

Nota: Los precios referidos son en dólares americanos (US\$), metraje en metros (m) y velocidad de penetración en metros por hora (m/hr)

Para llegar a la fórmula en mención realizaremos una evaluación de esta y así demostraremos como obtenemos el costo total de perforación, veamos:

7.2 Precio de la broca

El precio de una broca tricónica varía dependiendo cada empresa minera, esta se obtiene al calcular el precio de lista ofrecido por el fabricante por un factor que depende fundamentalmente de la ubicación geográfica de los proveedores, gravámenes e impuestos que debe pagar cada consumidor, según sea el tipo, marca y diámetro. Por lo anterior, el factor no es estándar para los fabricantes, tenemos:

$$C_1 = \frac{B}{M}$$

Donde:

B: Precio de la broca (US\$)

M: Total metros perforados (m)

7.3 Costos de la operación minera

Por otro lado, tenemos el costo de la operación minera que va a depender del costo horario del equipo, el tiempo de operación de la broca y los metros perforados por

esta en un determinado periodo. Generalmente estos cálculos se realizan de manera periódica cada fin de mes para llevar el control general de costos operativos.

$$C_2 = \frac{Px T}{M}$$

Donde:

P: Costo horario de la perforadora (US\$/Hr)

T: Tiempo de operación de la broca (Hr)

M: Total metros perforados (m)

7.3.1 Costo horario de la perforadora

7.3.1.1 Costos Directos

Dependiendo del sistema de costos adoptado por cada empresa, es posible determinar el costo directo de los equipos por hora, para determinado periodo de tiempo a través de la siguiente fórmula:

$$C_D = \frac{\sum_{i=1}^n D_1}{\sum_{i=1}^n H_1}$$

Donde:

D_1 = Costos directos (US\$)

H_1 = Horas de trabajo (Hr)

En donde los costos directos van a estar comprendidos por lo siguiente:

- ✓ Costo de mano de obra

- ✓ Costo de energía
- ✓ Costo de aceites y grasas
- ✓ Costo de la columna de perforación
- ✓ Costo de mantenimiento
- ✓ Depreciación

a) Mano de obra

Este costo corresponde al costo horario que se le paga al perforista, incluye utilidades, vacaciones, etc. y también del ayudante en los casos en los que se precise.

b) Energía

Este costo puede ser tanto de combustible diésel como energía eléctrica y estos se calculan según las especificaciones técnicas de cada motor.

En el caso de las perforadoras diésel el consumo se estima dependiendo de la potencia del motor el cual indica la cantidad de galones consumidos por hora y para el caso de las perforadoras eléctricas el consumo se estima dependiendo si esta tiene un solo motor principal y se estima también a partir de la potencia de dicho motor y se multiplica por un factor de 0.8. En el caso que disponga de varios motores eléctricos se multiplica por un factor de 0.65 esto ya que el consumo de energía no es simultáneo y hay otras consideraciones operativas.

c) Aceites y grasas

Estos costos se van a determinar de manera muy fácil ya que se suministra constantemente de estos aditivos a las perforadoras, estos generalmente vienen a ser los lubricantes que se usa en las brocas y podemos calcularla con la siguiente fórmula:

$$Q = 6.10^{-3}.D$$

Donde:

Q = Consumo del aceite lubricante para la broca

D = Diámetro de la broca (mm)

d) Columna de perforación

La columna de perforación siempre significó un punto crítico en lo que respecta al costo por metro perforado ya que estos costos representan muchas veces hasta un 40% de los costos totales de perforación dependiendo de la dureza de la roca.

En lo que respecta a las barras de perforación, están suelen tener vidas útiles que oscilan entre 15 000 y 30 000 m para rocas duras y entre 31 000 y 60 000 para rocas blandas.

Los estabilizadores o guidores tienen una vida útil que varían dependiendo de cómo esta tenga su configuración, por ejemplo, los estabilizadores de aletas soldadas suelen durar entre 10 000 y 12 000 metros para terrenos de roca dura y abrasivos y por otro lado estos pueden durar entre 12 000 y 15 000 metros en terrenos suaves o

no abrasivos. En el caso de guidores de rodillos la vida útil se incrementa en promedio 2 000 metros respecto al anterior para cada tipo de roca.

Los reamers por otra parte tienden a desgastarse más rápido debido a que está más próximo después de la broca, al contacto directo con el macizo rocoso durante la perforación y durante la salida del detritus, estos empujados por la presión del aire. Las vidas útiles en terrenos duros van de 20 000 a los 25 000 metros y en terrenos suaves van de 25 000 a 30 000 metros.

e) Mantenimiento

Los costos de mantenimiento representan los costos de reparaciones de cualquier tipo de avería en la perforadora y el mantenimiento predictivo que se le hace periódicamente. Existe una estimación de es estos costos tanto para perforadoras eléctricas como perforadoras a diésel, se multiplica el precio de la perforadora por $5 \cdot 10^{-5}$ (eléctricas) y por $6 \cdot 10^{-5}$ (diésel). Cabe resaltar que estos costos son estimados para un mes de operación.

6.2.1.2 Costos Indirectos

Estos costos se refieren a aquellos costos que no están directamente relacionados con el proceso de perforación, sin embargo; están considerados para el cálculo del costo total de perforación y está determinado bajo la siguiente fórmula:

$$C_I = \frac{\sum_{i=1}^n D^2}{\sum_{i=1}^n H^2}$$

Donde:

D_2 = Costos indirectos (US\$)

H_2 = Horas de trabajo (Hr)

- ✓ Seguros e impuestos
- ✓ Intereses
- ✓ Amortizaciones

a) Seguros, impuestos e intereses

En la mayoría de los casos las maquinarias suelen comprarse con dinero prestado y, por lo tanto, estos vienen con intereses y por otro lado están los costos de seguros e impuestos que son originados por la misma adquisición de estos. Para poder calcularlos empleamos la siguiente fórmula:

$$C_{IM} = \frac{\frac{N+1}{2N} \cdot \text{Precio de adquisición} \cdot \%(Seguros+Impuestos+Intereses)}{\text{Horas de trabajo}}$$

Donde:

N = Número de años de vida.

b) Amortización

Para poder calcular el costo de amortización, dividimos el precio de adquisición menos el valor residual entre el número de horas operativa de la máquina. Esta vida operativa depende de cada máquina, por ejemplo, se estima entre 50 000 y 100 00

hrs para perforadoras eléctricas y de 16 000 a 32 000 hrs para perforadoras diésel-hidráulicas, veamos:

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Horas de vida}}$$

6.3 Costo total de perforación

Al final de la evaluación, el costo total de perforación estará dado por:

$$TDC = C_1 + C_2$$

Reemplazamos ambos costos y tenemos:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{P \times T}{M}$$

De esta ecuación replanteamos la variable T y la colocamos en el denominador, esto con el fin de convertir los metros por hora (M/T) en velocidad de penetración (V), veamos:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{P}{M/T}$$

Ahora sabemos que M/T es la velocidad de penetración y suele denotarse también por las siglas en inglés de ROP (Rate Of Penetration), al reemplazarlo obtenemos lo siguiente:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{P}{ROP}$$

Luego de analizar la ecuación podemos concluir que:

$$TDC = f(M, v)$$

El costo es una función de los metros perforados y de la velocidad de penetración obtenidos en la perforación. Esto quiere decir que, a mayor velocidad de penetración, el costo total de perforación se reduce.

7.4 Reducción del costo total de perforación

Como hemos podido observar en las ecuaciones del costo total de perforación, está siempre va a estar en función a la velocidad de penetración los metros perforados. Quiere decir que mientras aumentemos los metros perforados y/o la velocidad de penetración, siempre habrá reducción del costo total de perforación ya que estos son los únicos parámetros variables en la ecuación.

En tal sentido el problema siempre se reducirá a manejar de manera óptima los parámetros de perforación según el terreno de perforación y permitir que con estos obtengamos la máxima vida útil de la broca y la máxima velocidad de penetración; sin embargo, el aumento de uno de los parámetros puede condicionarnos a reducir el otro y viceversa. Es por eso por lo que según las pruebas tomadas en campo

vamos a determinar que independientemente de la vida útil de la broca, mientras la velocidad de penetración se eleve, esta reducirá de manera más considerable el TDC, el análisis comparativo entre el antes y después se aprecia en la figura 8.9.

7.4.1 Incremento de la velocidad de penetración

La optimización de la velocidad o el aumento de la velocidad de penetración propiamente dicha siempre vendrá acompañada del correcto uso de parámetros de perforación aplicada a cada tipo de macizo rocoso, esto con el único fin de también optimizar la vida útil de la broca. Dicho de otra manera, podemos aumentar la velocidad de penetración adjuntando a conveniencia nuestra los parámetros de perforación (aumentando el pulldown y las RPM) pero esto significaría “matar” a la broca; es ahí donde encontramos el verdadero problema ya que la reducción del TDC está en relación directa también con la vida útil de la broca.

A) Cálculo de la velocidad de penetración

Para el cálculo de la velocidad de penetración se citaron muchas fórmulas, pero fue Praillet R. quien la redujo a la siguiente función que se usa actualmente:

$$VP = \frac{63,9 \cdot E \cdot Nr}{RC^2 \cdot D^{0.9}}$$

Donde:

VP = Velocidad de penetración (m/h)

E = Empuje (kg)

Nr = Velocidad de rotación (r/min)

RC = Resistencia a la compresión de la roca (Mpa)

D = Diámetro del tricono (mm)

7.4.1.2 Determinación del RPM óptimo para el aumento de la velocidad de penetración:

La determinación del RPM óptimo, el cual nos va a permitir obtener la máxima velocidad de penetración está determinada bajo un diagrama de flujo en el cual se va midiendo la velocidad de penetración conforme se aumente o disminuya en 5 unidades la velocidad de rotación (RPM). El único propósito es poder determinar en qué taladro se registra la máxima velocidad de rotación, veamos:

DETERMINACIÓN DEL RPM ÓPTIMO

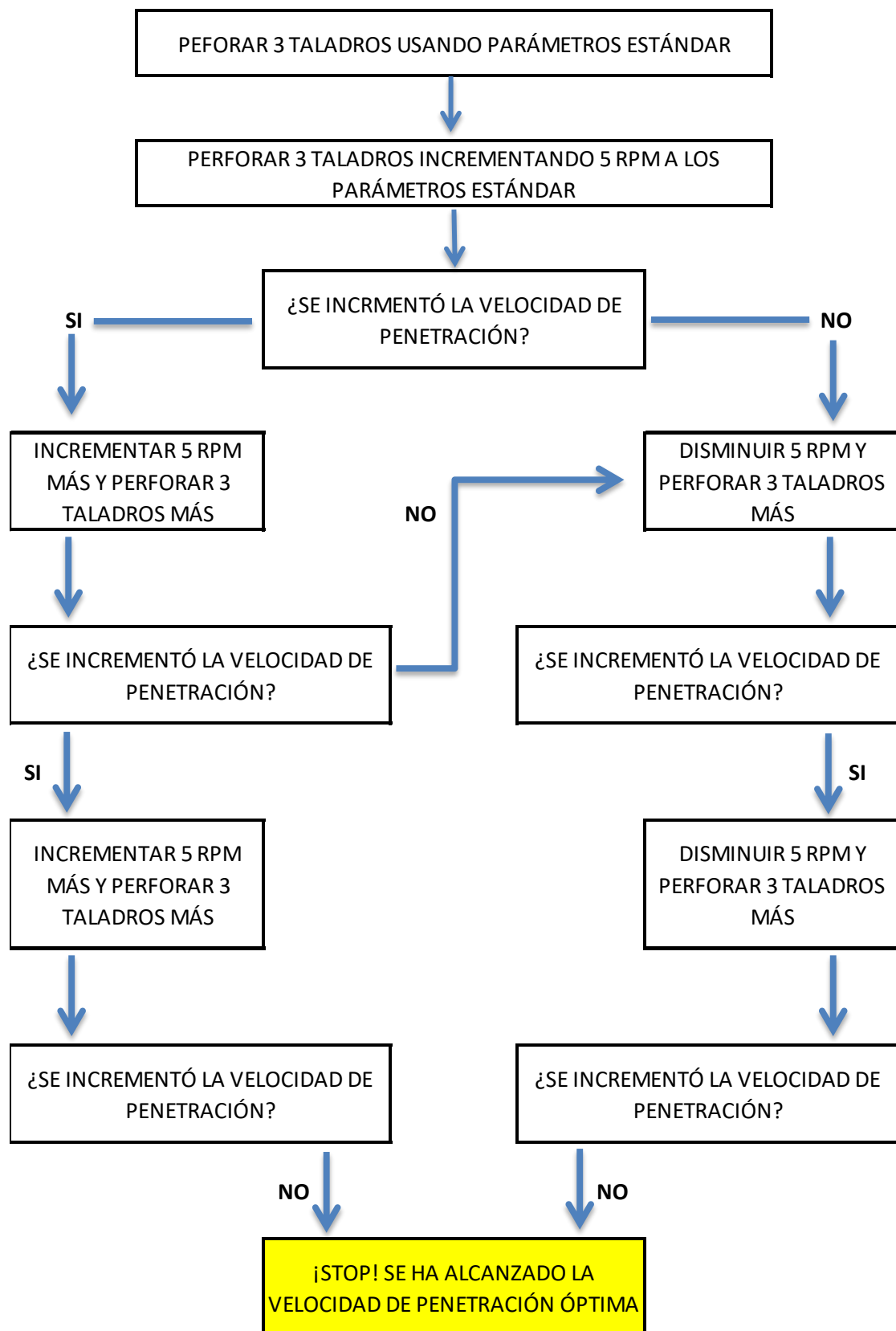


Figura 7.1 - Diagrama de Flujo del RPM Óptimo

7.4.1.2 Determinación del Pulldown óptimo para el aumento de la velocidad de penetración:

La determinación del Pulldown óptimo al igual que el RPM óptimo, nos va a permitir obtener la máxima velocidad de penetración y la determinaremos también bajo un diagrama de flujo en el cual se va midiendo la velocidad de penetración conforme se aumente o disminuya el Pulldown en 5 unidades. Después de haber hallado el RPM óptimo, hacemos que este valor permanezca constante y procedemos a hacer el mismo proceso con el Pulldown.

El propósito seguirá siendo el mismo, determinar en qué taladro se registra la máxima velocidad de rotación, veamos:

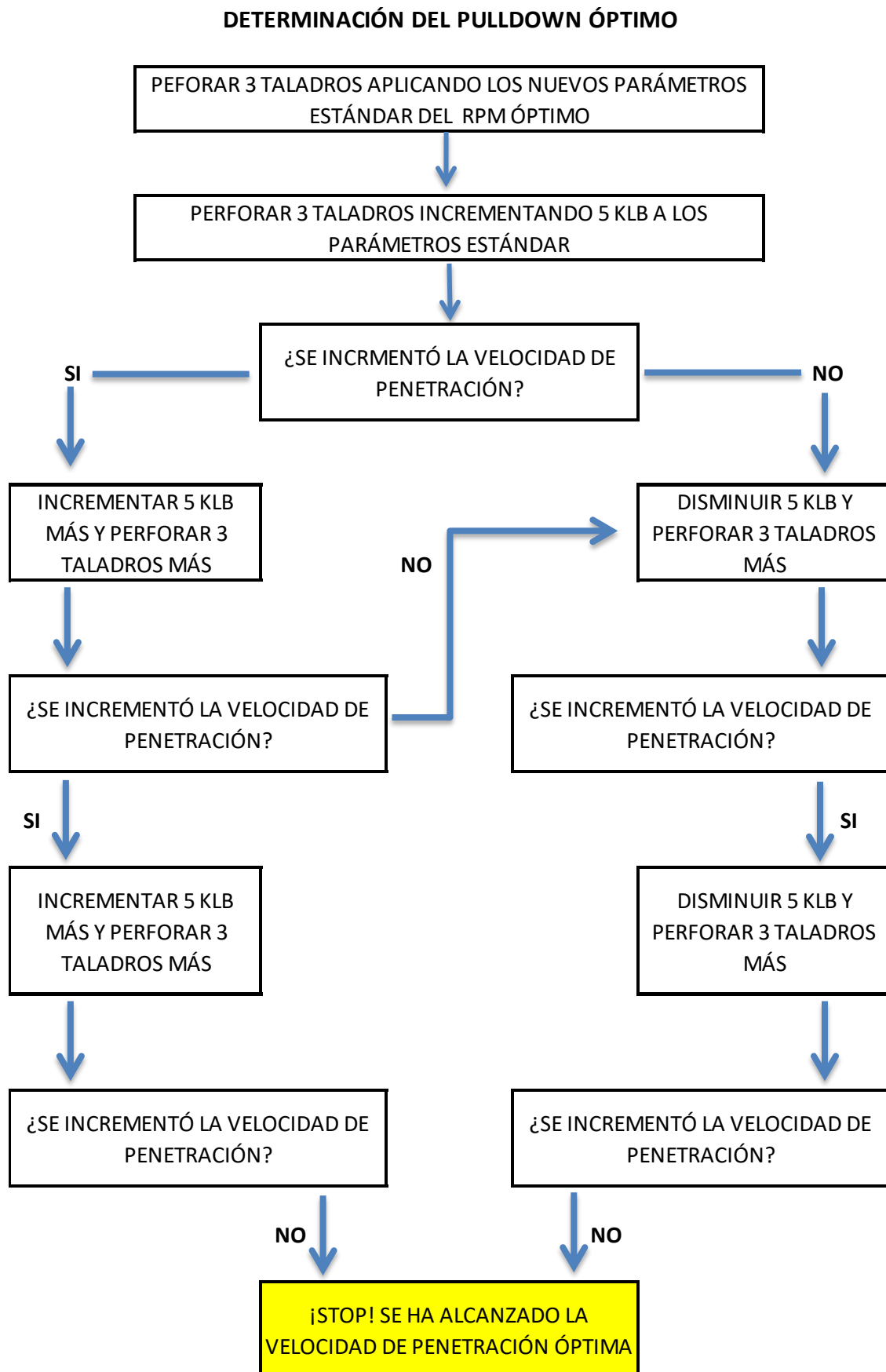


Figura 7.2 - Diagrama de Flujo del Pulldown Óptimo

7.4.1.3 Determinación del diámetro de boquillas

Para realizar la determinación del diámetro de las boquillas óptimo debemos de tener muy en cuenta la presión de aire suministrada por el compresor, siempre garantizando una presión constante de 52 psi en broca, esto se puede verificar en el cuarto de control de las perforadoras.

El procedimiento también es un diagrama de flujo el cual nos va a permitir hallar el diámetro de boquillas óptimo.

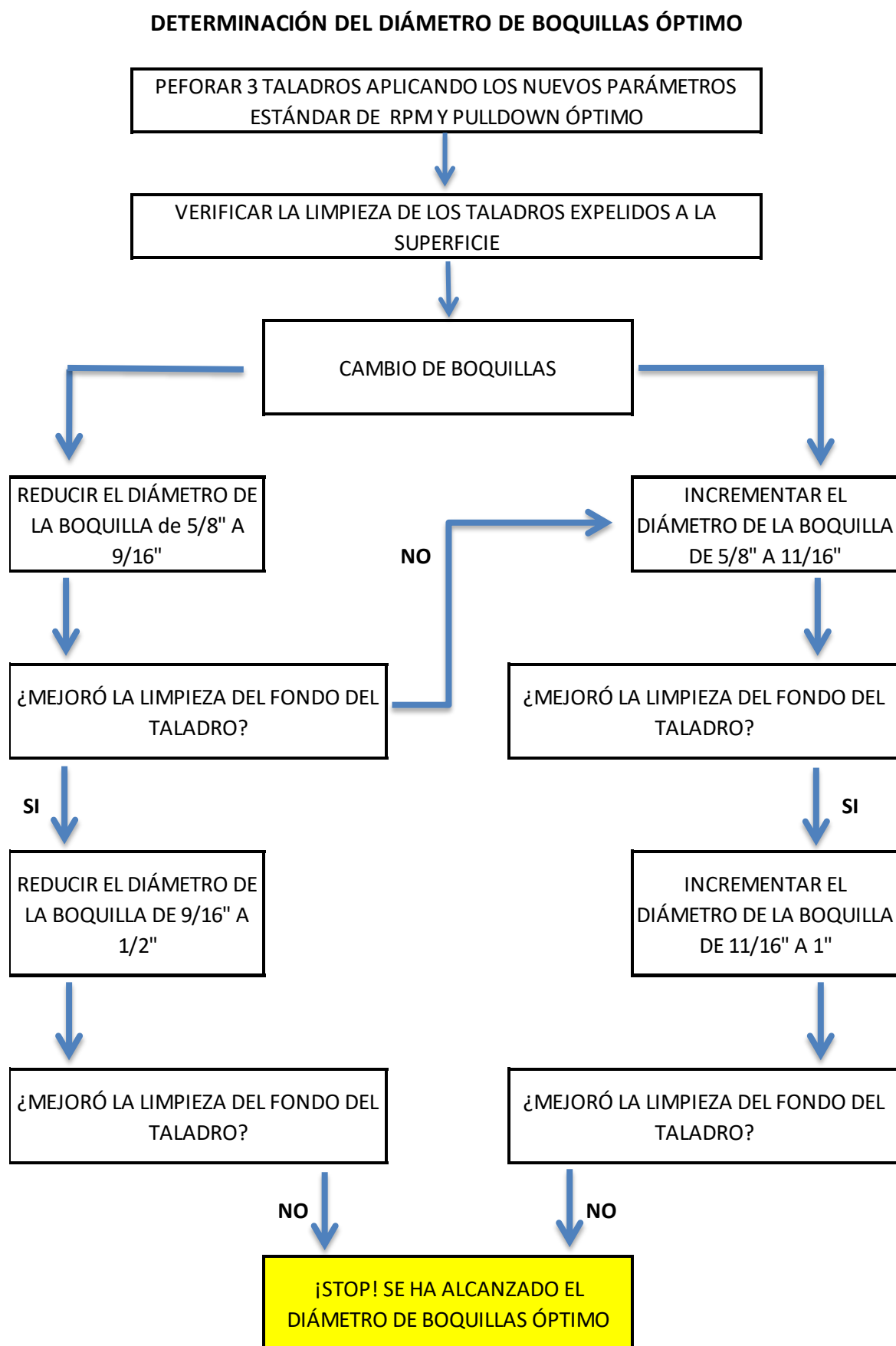


Figura 7.3 – Diagrama de flujo del diámetro de boquillas óptimo

Una vez que ya hemos determinado los parámetros óptimos; sin olvidar que estos son realizados para un tipo de macizo rocoso, los resultados son registrados para observar la variación de las velocidades de penetración.

La elaboración de estos diagramas de flujo tiene como finalidad determinar los parámetros de perforación óptimos haciendo variaciones en un determinado parámetro (aumentando o disminuyendo) hasta determinar la mayor velocidad de penetración (m/hr), una vez determinada esta se establece el parámetro usado como un valor estándar para seguir determinando los demás parámetros o medidas.

CAPÍTULO VIII

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

8.1 Velocidad de rotación (RPM) en terreno duro

Este análisis contempla las mediciones tomadas en la perforadora # 12 (CAT MD6640) ubicada en la fase 05 del tajo con presencia de brechas con alteraciones de turmalina y cuarzo Toquepala y diorita propilítica en el periodo del mes de agosto del año 2017 para los cálculos de la velocidad de penetración tomando en cuenta únicamente las revoluciones por minuto que se genera en la columna de perforación. Para llevar a cabo dichas mediciones se establece la fuerza de empuje como un parámetro no variable (85klbs) ya que este parámetro suele ser estándar a la hora de realizar taladros en terreno duro, pero a la vez será determinado en las pruebas de pulldown.

En la figura 8.1 se muestra la relación entre las revoluciones por minuto (RPM) y el tiempo de perforación (min) que toma una perforadora en realizar un taladro (17 m) en un terreno competente o duro. De acuerdo con estos análisis vamos a poder determinar que para las condiciones de terreno mostradas en la tabla 8.1 se recomienda usar 55 RPM alcanzando una velocidad máxima de 29.14 m/hr.

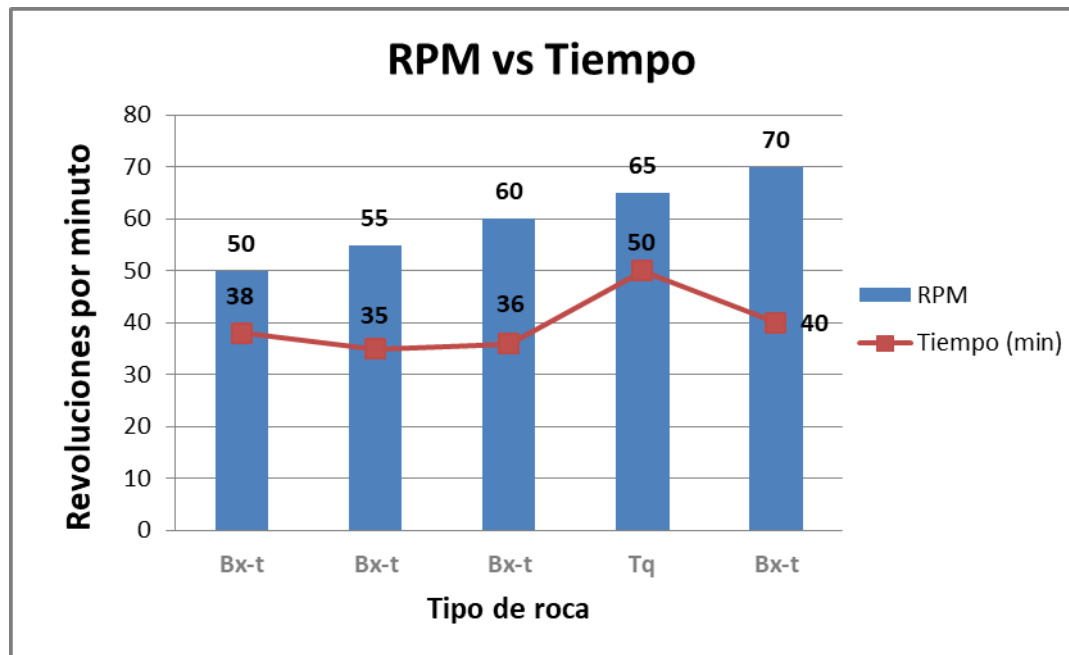


Figura 8.1 – RPM Óptimo en Terreno Duro

Fuente: propia

Tabla 8 – Datos generales para la prueba del RPM óptimo en terreno duro

Proyecto	Terreno	Tipo de roca	# Taladro	RPM	Pull-Down	Profundidad	Tiempo (min)	Velocidad Pen. (m/hr)
3310271	Duro	Bx-t	73	70	85	17	40	25.50
3310269	Duro	Bx-t	107	65	85	17	50	20.40
3310271	Duro	Tq	74	60	85	17	36	28.33
3310271	Duro	Bx-t	75	55	85	17	35	29.14
3310271	Duro	Bx-t	76	50	85	17	38	26.84

8.2 Velocidad de rotación (RPM) en terreno medio

Este análisis contempla las mediciones tomadas en la perforadora # 19 (P&H 320XPC) ubicada en la fase 04 con presencia de yeso anhidrita y cuarzo sericita con alteraciones de brechas y cuarzo Toquepala en el periodo de la segunda semana del

mes de julio para calcular del mismo modo y con la única variación que el pulldown para terrenos medios toma un valor estándar de 75klbs.

En la figura 8.2 podemos notar que, con 75 revoluciones por minuto, el tiempo de perforación es el más bajo; lo cual explica el aumento de velocidad de penetración hasta 44.35 m/hr (tabla 8.2), esto debido a que el fracturamiento del macizo rocoso se produce con mayor facilidad y por lo tanto al aumentar las RPM hasta cierto punto, producirá que el fracturamiento se produzca de manera más constante y eficiente, el cual facilitará el avance del taladro. En estas pruebas se determinó que el valor óptimo resultó ser de 75 RPM.

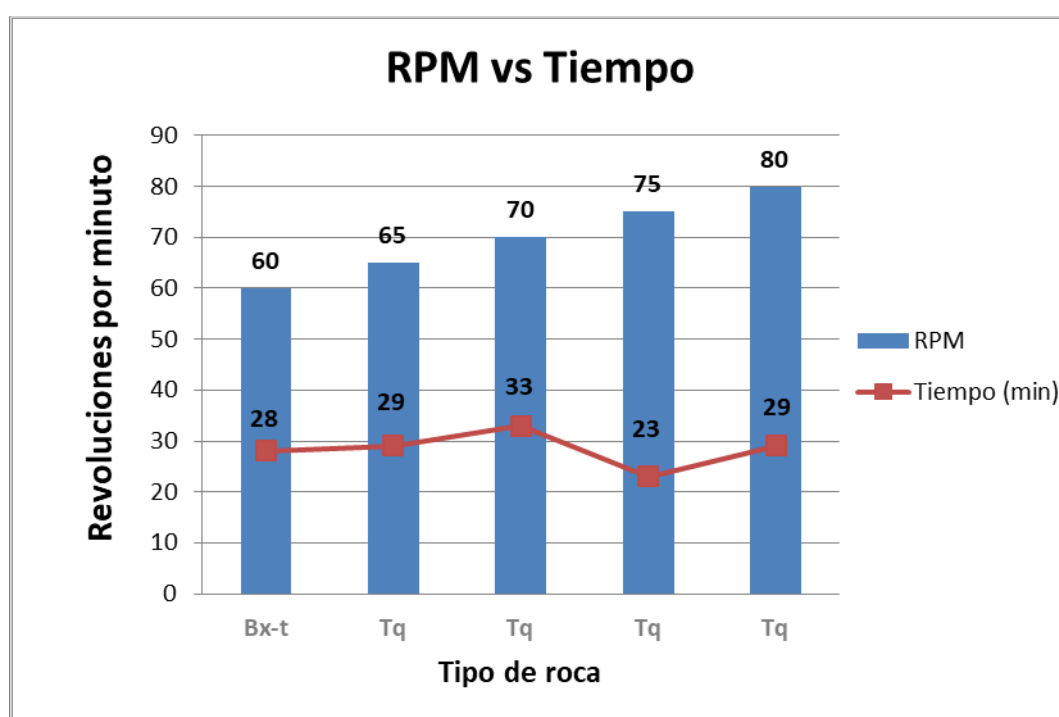


Figura 8.2 – RPM Óptimo en Terreno Medio

Fuente: propia

Tabla 9 – *Datos Generales Para la Prueba del RPM Óptimo en Terreno Medio*

Proyecto	Terreno	Tipo de roca	# Taladro	RPM	Pull-Down	Profundidad	Tiempo (min)	Velocidad Pen. (m/hr)
3310269	Medio	Bx-t	112	80	75	17	29	35.17
3310269	Medio	Tq	105	75	75	17	23	44.35
3310269	Medio	Tq	106	70	75	17	33	30.91
3310269	Medio	Tq	113	65	75	17	29	35.17
3310269	Medio	Tq	186	60	75	17	28	36.43

Los resultados nos llevan a concluir que para terreno duro 55 RPM viene a representar el valor óptimo a la hora de calcular la velocidad de penetración, mientras que para terreno medio 75 RPM viene a representar el valor óptimo para el cálculo de la velocidad de penetración.

8.3 Pulldown en terreno duro

Una vez determinado que 55 RPM es el parámetro óptimo para un tipo de terreno duro, ahora es cuando este parámetro se mantiene constante y solamente trabajamos con las variaciones de presión de empuje o pulldown para poder determinar finalmente la mayor velocidad de penetración que se genera para este tipo de terreno.

Este análisis contempla también las mediciones tomadas en la perforadora # 12 (CAT MD6640) ubicada en la fase 05 con presencia de brechas con alteraciones de turmalina, cuarzo Toquepala y adicionalmente a ello la presencia también de la diorita propilítica en el mismo periodo de tiempo que la primera.

En la figura 8.3 podemos apreciar la relación entre el Pulldown y el tiempo de perforación para realizar un taladro (17 m) en un terreno duro. De acuerdo con estos análisis vamos a poder determinar que para estas condiciones de terreno se recomienda 95 Klbs alcanzando una velocidad máxima de 34.00 m/hr, como se ilustra en la tabla 8.3.

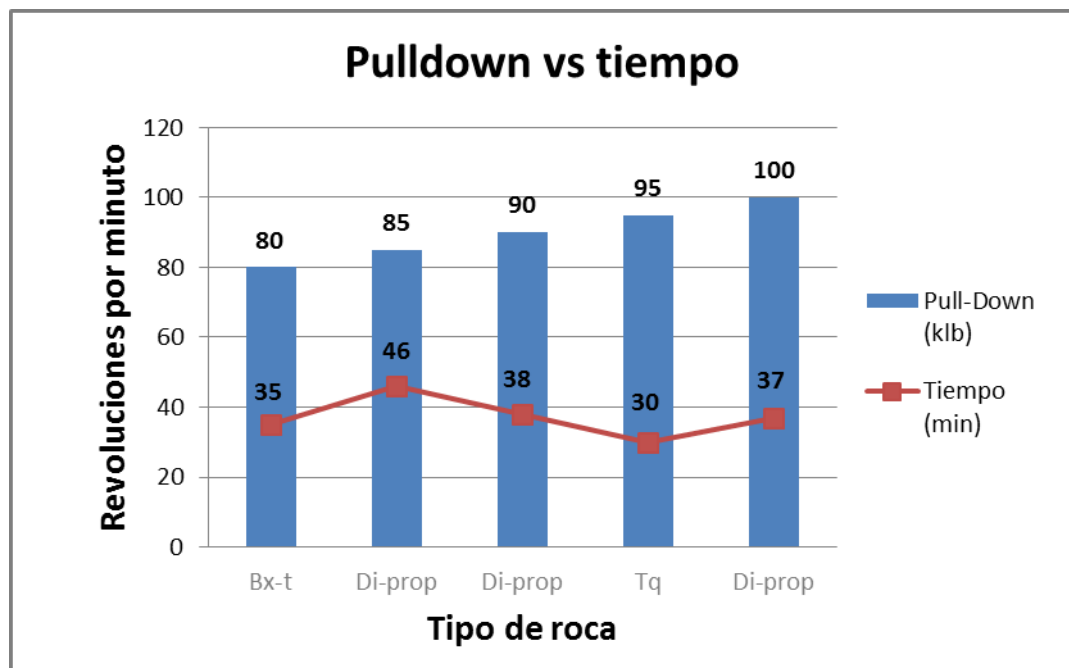


Figura 8.3 – Pulldown Óptimo en Terreno Duro
Fuente: propia

Tabla 10 – Datos Generales Para la Prueba del Pulldown Óptimo en Terreno Duro

Proyecto	Terreno	Tipo de roca	# Taladro	RPM	Pull-Down	Profundidad	Tiempo (min)	Velocidad Pen. (m/hr)
3310271	Duro	Di-prop	132	55	100	17	37	27.57
3310271	Duro	Tq	126	55	95	17	30	34.00
3310271	Duro	Bx-t	131	55	90	17	38	26.84
3310271	Duro	Di-prop	187	55	85	17	46	22.17
3310271	Duro	Di-prop	134	55	80	17	35	29.14

8.4 Pulldown en terreno medio

Este análisis contempla las mediciones tomadas en la perforadora # 19 (P&H 320XPC) ubicada en la fase 04 con presencia de brechas con alteraciones de yeso –anhidrita y cuarzo – sericita en el mismo periodo de tiempo que en la anterior para calcular del mismo modo, pero con la variación de que ahora tenemos las revoluciones por minuto óptimas para este terreno, que resultó ser 75 RPM.

En la figura 8.4 se muestra la relación que existe entre el Pulldown y el tiempo de perforación para la perforación de un taladro (17 m) en un terreno medio. De acuerdo con estos análisis vamos a poder determinar que para estas condiciones de terreno se recomienda 70 Klbs alcanzando una velocidad máxima de 53.68 m/hr, como se aprecia en la tabla 8.4.

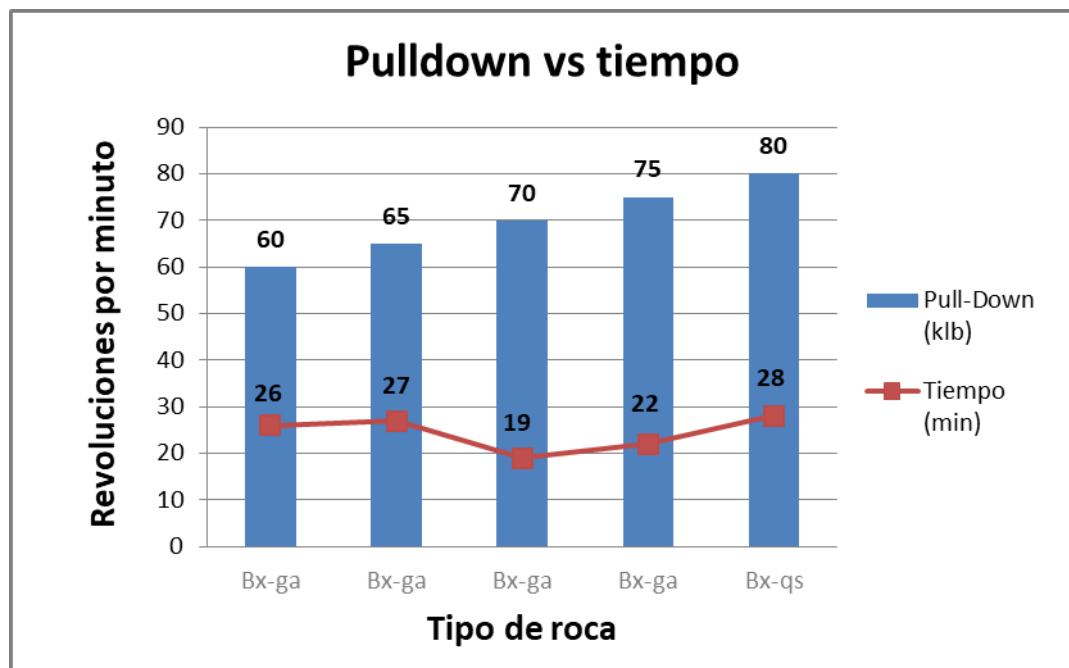


Figura 8.4 – Pulldown Óptimo en Terreno Medio

Fuente: propia

Tabla 11 – *Datos Generales Para la Prueba del Pulldown Óptimo en Terreno medio*

Proyecto	Terreno	Tipo de roca	# Taladro	RPM	Pull-Down	Profundidad	Tiempo (min)	Velocidad Pen. (m/hr)
2920142	Medio	Bx-ga	280	75	80	17	28	36.43
2920142	Medio	Bx-ga	308	75	75	17	22	46.36
2920142	Medio	Bx-ga	282	75	70	17	19	53.68
2920142	Medio	Bx-ga	281	75	65	17	27	37.78
2920142	Medio	Bx-qs	253	75	60	17	26	39.23

8.5 Análisis comparativo con las nuevas velocidades de perforación

8.5.1 Terreno duro

Este Análisis contempla la realización de taladros desarrollado por la perforadora # 12 CAT MD6640 en un terreno duro con los nuevos y antiguos parámetros de perforación, este proceso contempla estrictamente el trabajo desarrollado por una broca con los nuevos parámetros de perforación desde el momento en que se colocó hasta el momento de su muerte y asimismo el trabajo desarrollado por las demás brocas con los parámetros de perforación antiguos.

Una vez muerta la broca, queda registrado su avance, tiempo de perforación y demás parámetros que serán claves para determinar tanto la velocidad de perforación como para el costo total de perforación.

En la figura 8.5 se muestra los resultados obtenidos por cada broca en el periodo de agosto en el cual está consignada la corrida de la broca con los nuevos parámetros de perforación que van desde el 12 hasta el 17 de agosto, en el cual obtenemos una velocidad de perforación promedio de 32.72 m/h el cual hace evidencia de la clara

diferencia respecto a las corridas de las otras brocas con parámetros que no corresponden al terreno.

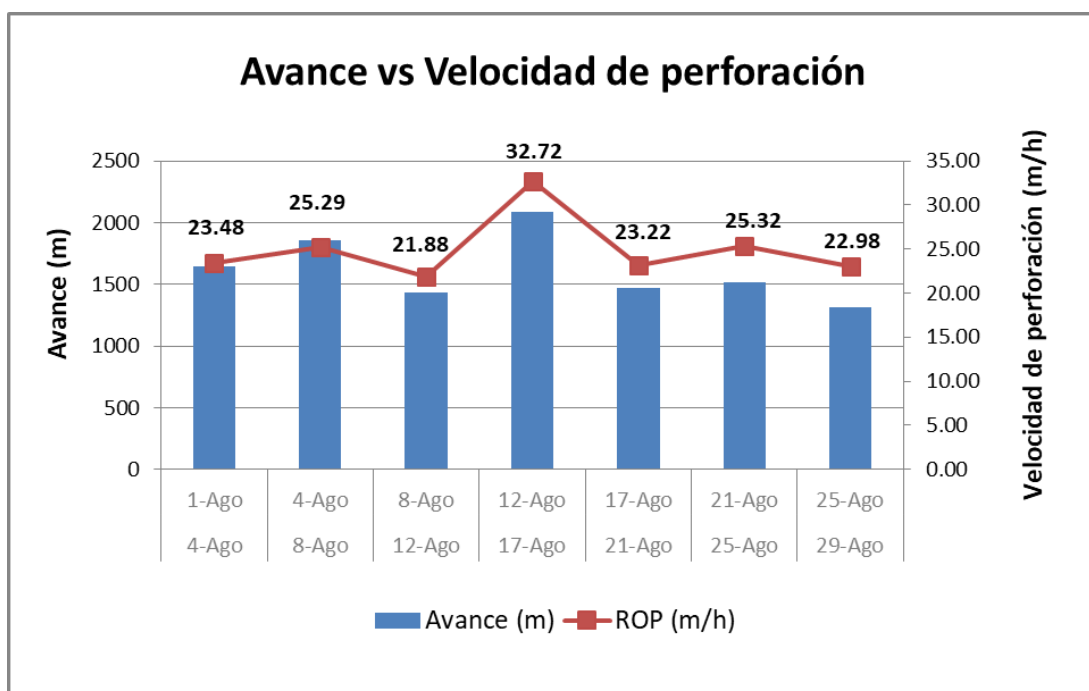


Figura 8.5 – Avance de la Broca y Velocidad de Perforación en Terreno Duro
Fuente: propia

8.5.2 Terreno medio

Este Análisis contempla la realización de taladros desarrollado por la perforadora # 19 P&H 320XPC en un terreno medio, con los nuevos y antiguos parámetros de perforación, este proceso también va a contemplar el trabajo desarrollado por una broca con los nuevos parámetros de perforación desde el momento en que se colocó hasta el momento de su muerte y asimismo el trabajo desarrollado por las demás brocas con los parámetros de perforación antiguos.

Registraremos los parámetros de perforación con el fin de determinar la velocidad de perforación y el costo total de perforación.

En la figura 8.6 se muestra los resultados obtenidos por cada broca en el periodo de julio en el cual está consignada la corrida de la broca con los nuevos parámetros de perforación que van desde el 09 hasta el 15 de julio, en el cual obtenemos una velocidad de perforación de 44.11 m/h el cual también hace evidencia de la clara diferencia respecto a las corridas de las otras brocas con la aplicación de otros parámetros.

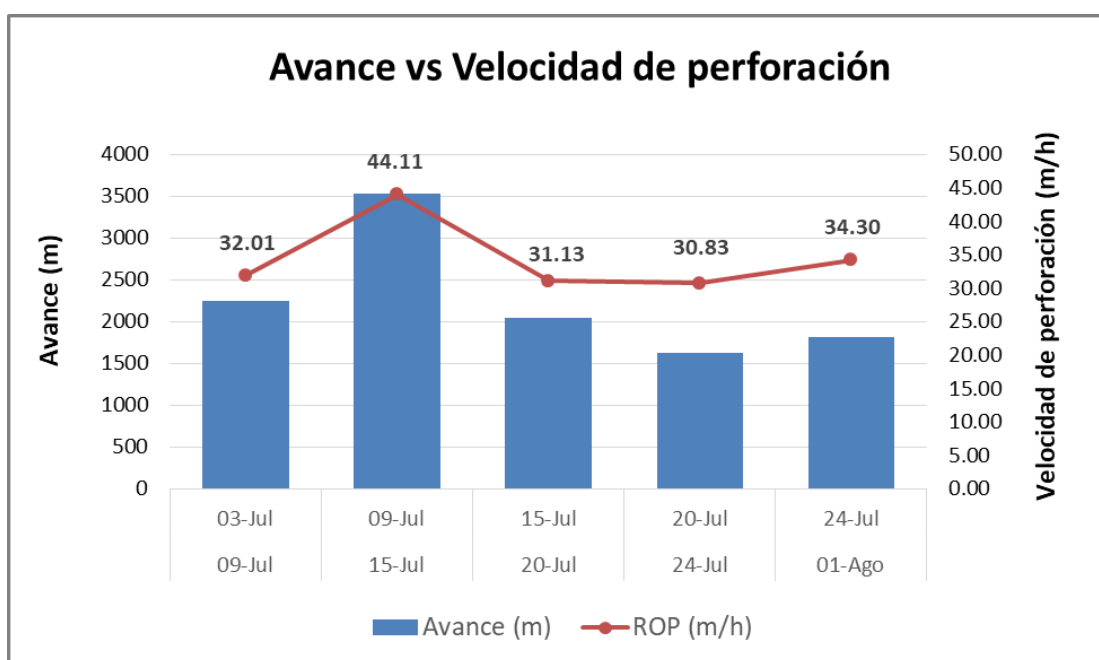


Figura 8.6 – Avance de la Broca y Velocidad de Perforación en Terreno Medio

Fuente: propia

En esta figura, a diferencia del 8.5 podemos notar la clara diferencia del avance (m) que tiene cada broca, esto debido a que en un terreno medio o suave el desgaste de esta es mucho menor con lo cual supone un mayor rendimiento.

8.6 Cálculo de los nuevos costos totales de perforación

Estos valores siempre supondrán un cálculo diferente para cada broca ya que el TDC consigna en su cálculo el avance, el costo horario de la perforadora y ROP que son parámetros variables, a diferencia del costo de la broca que ya es un valor estándar por un periodo de tiempo determinado.

De este modo haremos los cálculos que corresponden y determinaremos el costo total de perforación, tanto para el terreno duro como para el terreno medio.

8.6.1 Cálculo del TDC en terreno duro

Una vez que ya hemos podido hallar la velocidad de penetración (ROP) óptimo según el avance de la broca (m), sólo queda consignar el costo de la broca de 12 ¼" (B) el cual viene a ser el costo de venta que tiene el proveedor con nuestra unidad minera y finalmente el costo horario de la perforadora (P) que se muestra en la tabla 12, los cuales ya fueron establecidos en el periodo de tiempo de agosto para este caso, veamos:

Tabla 12 – Costos unitario de perforación – agosto 2017

EQUIPO	COSTOS					HORAS		METROS	COSTO/HORA
	MANO DE OBRA	OPERACION	MANTENIMIENTO	DEPRECIACION	TOTAL	OPERACION	PERFORADOS	(USD)	
(1) Perf. P&H 120A	14,715	77,913	160,245	7,837	260,710	438	8,843	595.41	
(2) Perf. P&H 100XP	27,463	116,618	44,402	46,149	234,632	822	20,353	285.41	
(4) Perf. BE 49HR	57,786	237,841	160,731	162,848	619,205	2,054	46,720	470.32	
(2) Perf. BE 49RIII	30,102	114,758	42,053	18,562	205,474	1,009	23,255	203.68	
(1) Perf. QUBEX DR560	-	55,362	19,898	6,934	82,194	473	7,416	173.75	
(2) Perf. QUBEX DR580	-	72,214	99,125	57,362	228,701	808	13,505	282.88	
(3) Perf. P&H 320XPC	40,552	135,104	31,361	121,935	328,952	921	20,169	357.02	
(1) Perf. BE 39HR	16,596	32,867	11,033	113,156	173,652	23	349	7,420.31	
TOTAL	187,215	842,676	568,848	534,783	2,133,521	6,549	140,610	325.77	

- **ROP** = 32.72 (m/hr)

- **M** = 2084 (m)

- **B** = 3542.54 (US\$)
- **P** = 357.02 (US\$)

Sabemos que el cálculo del costo total de perforación está determinado por:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{P}{ROP}$$

$$TDC = \frac{3542.54}{2084} + \frac{357.02}{32.72}$$

$$TDC = 12.61 \text{ US$/m}$$

Este cálculo viene a representar el costo promedio que obtenemos luego de consignar los parámetros de perforación idóneos según el tipo de terreno.

En la tabla 8.5 se aprecia los TDC que corresponden al periodo de agosto donde se encuentran determinados los valores con los parámetros de perforación óptimos versus los parámetros de perforación históricos, mientras que en la figura 8.7 tenemos el análisis comparativo final entre en TDC y ROP.

Este análisis comparativo se realizó en una sola perforadora y sin hacer ningún cambio de aceros de perforación con el fin de mantener con un solo valor el precio de la broca, los metros perforados por esta broca y el costo horario de la perforadora.

Tabla 13 – *Costos de Perforación en el Periodo de Agosto Para Terreno Duro*

Periodo		ROP (m/h)	TDC (\$/m)
4-Aug	1-Aug	23.48	17.36
8-Aug	4-Aug	25.29	16.02
12-Aug	8-Aug	21.88	18.79
17-Aug	12-Aug	32.72	12.61
21-Aug	17-Aug	23.22	17.78
25-Aug	21-Aug	25.32	16.43
29-Aug	25-Aug	22.98	18.22

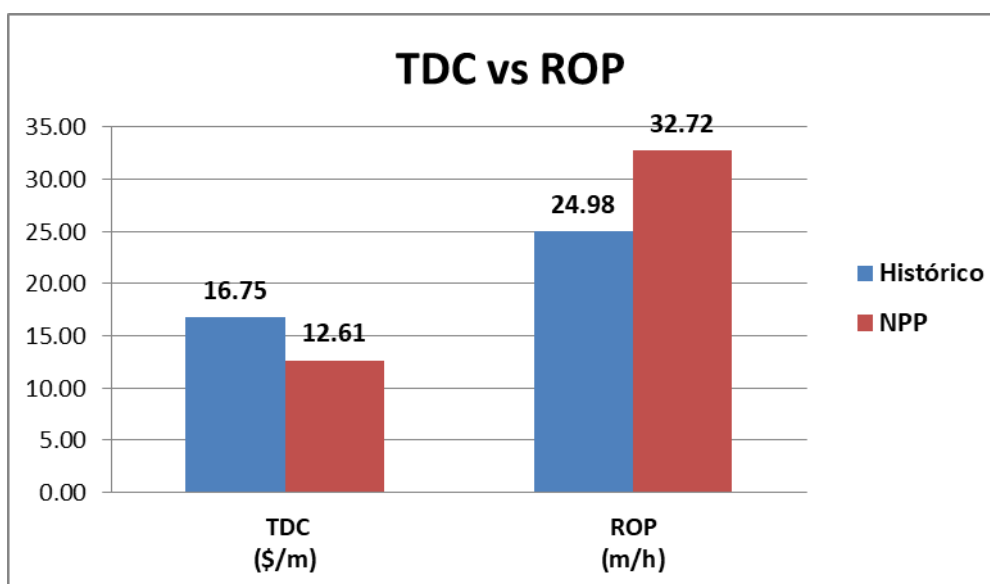


*Figura 8.7 – Costo Total de Perforación vs Velocidad de Penetración en Terreno Duro - *NPP (nuevos parámetros de perforación)*
Fuente: propia

Según el reporte oficial del mes de agosto en la perforadora 12 se perforaron 12, 418 metros, considerando el promedio mensual del TDC el cual fue 16.75 US\$/m lo cual equivale a US\$ 207 952.60; contra los US\$ 156 622.12 que supondría el costo si aplicamos los nuevos parámetros según los estudios de profundidad y corte, obteniendo finalmente un ahorro total mensual de **US\$ 51 330.48** sólo en una perforadora primaria operado en terreno duro.

8.6.2 Cálculo del TDC en terreno medio

Al igual que los procedimientos que nos llevaron a calcular la velocidad de penetración (ROP) óptimo según el avance de la broca (m) en terreno duro, de la misma manera para el terreno medio, sólo queda consignar el costo de compra la broca (B) y costo horario de la perforadora (P), los cuales también fueron establecidos en el periodo de tiempo de julio, veamos:

- **ROP** = 44.11 (m/hr)

- **M** = 3542 (m)
- **B** = 3542.54 (US\$)
- **P** = 470.32 (US\$)

Sabiendo de la misma manera que el cálculo del TDC está determinado por:

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{P}{ROP}$$

$$TDC = \frac{3542.54}{3542} + \frac{470.32}{44.11}$$

$$TDC = 11.66 \text{ US$/m}$$

Este valor de la misma manera viene a representar el costo-metro promedio que obtenemos luego de consignar los parámetros de perforación idóneos según el tipo de terreno, para este caso en terreno medio.

En la tabla 8.6 se aprecian los TDC que corresponden al periodo de julio donde se encuentran determinados los valores con los parámetros de perforación óptimos versus los parámetros de perforación históricos, mientras que en la figura 8.8 tenemos el análisis comparativo final entre en TDC y ROP.

Tabla 14 – *Costos de Perforación en el Periodo de Julio Para Terreno Medio*

Periodo		ROP (m/h)	TDC (\$/m)
3-Jul	9-Jul	30.28	16.27
9-Jul	15-Jul	44.11	11.66
15-Jul	20-Jul	28.72	16.84
20-Jul	24-Jul	23.90	17.43
24-Jul	1-Aug	21.90	15.66

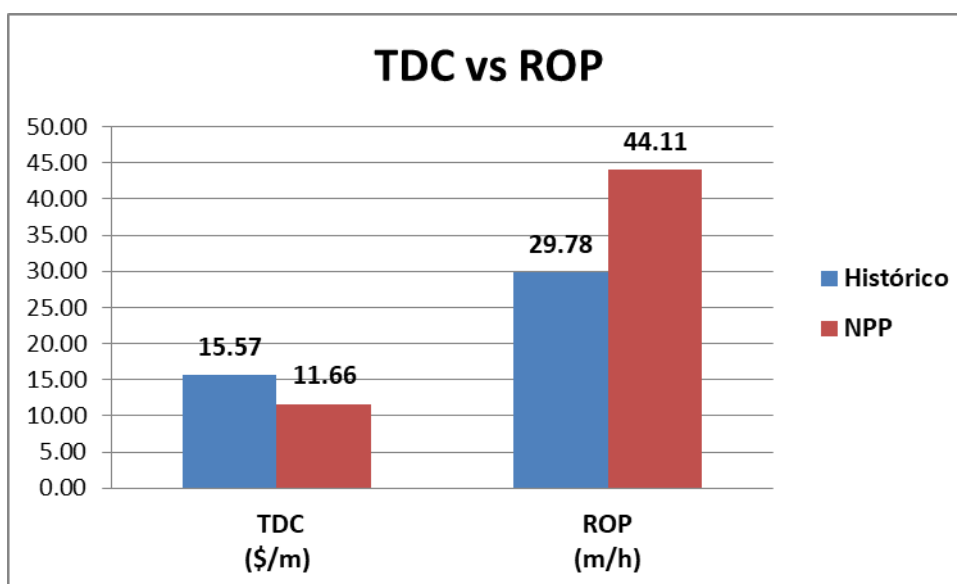


*Figura 8.8 – Costo Total de Perforación vs Velocidad de Penetración en Terreno Medio - *NPP (nuevos parámetros de perforación)*
Fuente: propia

El reporte oficial para el mes de julio en la perforadora 19 reportó un avance de 13,656 metros, considerando el promedio mensual del TDC el cual fue 15.57 US\$/m lo cual equivale a US\$ 212 675.28; contra los US\$ 159 267.71 que supondría el costo si aplicamos los nuevos parámetros según los estudios de profundidad y corte, obteniendo finalmente un ahorro total mensual de **US\$ 53 407.58** sólo en una perforadora primaria operado en terreno medio.

Como una apreciación final del análisis de resultados, tenemos una tabla comparativa del costo total de perforación histórico versus al actual donde podemos ver la diferencia notable que existe entre ambos.

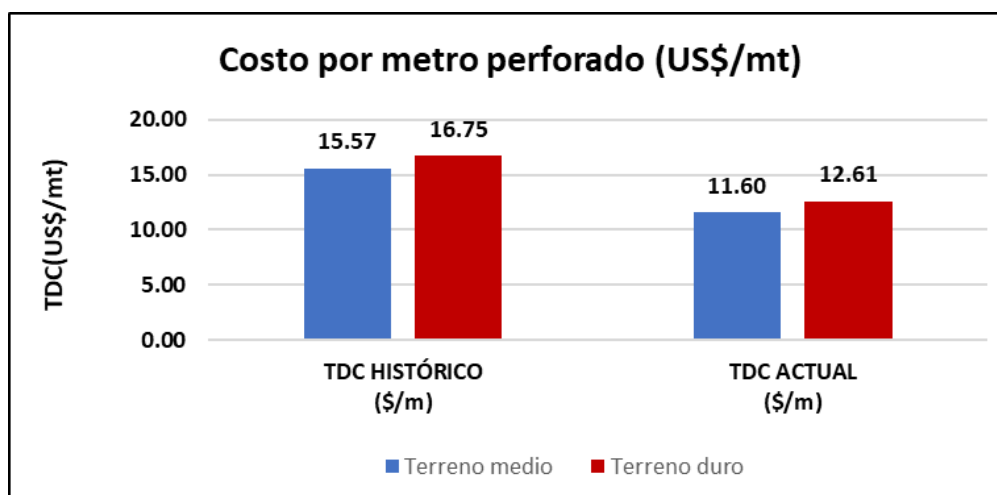


Figura 8.9 – Costo Total de Perforación vs dureza del terreno

8.7 Incremento de la productividad

De los estudios realizados y con los cuales obtuvimos los parámetros de perforación idóneos no sólo llevaron a obtener menores costos de perforación, sino que también afectó directamente a la productividad y esto podemos observarlo en los gráficos 8.5 y 8.6 donde el promedio de productividad incrementó en 30% para el terreno duro y 45% para terreno medio.

CAPITULO IX

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1 Conclusiones

- El avance tecnológico combinada con la el nuevo desarrollo en el diseño de triconos y otros aceros de perforación, nos ha permitido alcanzar velocidades de penetración bastante altas, además de incrementar considerablemente la vida útil de estos aceros y en consecuencia el aumento de la productividad, logrando así la eficiencia y exigencia que demandan las operaciones mineras de nuestros días. (El desarrollo tecnológico y, la evolución en el diseño de los elementos de corte (triconos) y otros aceros de perforación, permiten alcanzar mayores velocidades de penetración y mayor vida útil de estas herramientas, los que en suma se traducen en la reducción de costos de perforación primaria).

- La optimización de los costos totales de perforación, que fueron de 11.66 US\$/mt para terreno medio y 12.61 US\$/mt para terreno duro, si bien estos dependen de ciertos parámetros de perforación, es necesario tener muy en cuenta que el rendimiento en sí va a depender en parte del sistema de perforación en conjunto, es decir; que también hay que ver el rendimiento del compresor, los sistemas hidráulicos de Pulldown y presión de rotación, así como los otros accesorios que intervienen directamente en la perforación y sin olvidar el buen entrenamiento a los perforistas. Con todo esto seguramente podremos optimizar aún más la productividad y como consecuencia de todo esto lograremos reducir los costos totales de perforación.

- Otro factor determinante a la hora de realizar un taladro es la presión de aire que suministra el compresor, el funcionamiento de este sistema hace que se expulse aire a través de la columna de perforación la cual servirá para lubricar los rodamientos internos del tricono y asimismo expulsar a la superficie los detritus depositados en el fondo del taladro producto de la perforación. La presión para nuestras pruebas, así como el flujo de agua fueron valores estándares de 52 psi y 1.5 gal/min respectivamente.

9.2 Recomendaciones

- Llevar un adecuado control estadístico y un control a los parámetros de perforación será la clave que nos llevará a obtener la máxima velocidad de penetración y lograremos una considerable reducción de costos totales de perforación, como fue en nuestro caso, lograr reducir un 25% al costo total de perforación en ambos tipos de terreno en comparación a los costos históricos que fueron de 15.57 y 16.75 US\$/mt. para terreno medio y duro respectivamente.
- Se recomienda mantener la velocidad de salida del detritus por encima de los 1 500 m/min, los cuales garantizarán una buena evacuación de estos hacia la superficie, por tal motivo se recomienda llevar un seguimiento y monitoreo revisando el desgaste de las barras de perforación las cuales deben tener como máximo un desgaste de $\frac{1}{2}$ ", llegando de $10\frac{3}{4}$ " hasta $10\frac{1}{4}$ ".
- Se recomienda la revisión constante de la presión de aire durante la realización del taladro esto debido a que la presión tiene un factor determinante a la hora de expulsar los detritus a la superficie y por otro lado una elevación de presión puede traducirse

como un atoro de broca y puede traer consigo la pérdida de esta. De la misma manera se recomendará el uso adecuado del flujo de agua la que generalmente varía desde 1.5 gal/min cuando el taladro está constituido hasta 4 gal/min cuando se empieza a constituir el taladro, un mal uso de esta puede generar demasiada polvareda o mucho lodo dificultando la salida del detritus.

BIBLIOGRAFÍA

Atlas Copco BHMT Inc. (2006). Sweden: AIR PRACTICES HANDBOOK.

Bernaola, J., Castilla, J., Herrera, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid: Departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas.

EXSA. (2000). "Manual práctico de voladura". (3^a. ed.). Lima.

ISEE - International Society of Explosives Engineers. (2010). "Blaster's Handbook" (8^a. ed.). Ohio.

Mattos, R. (2015). Exploración, geología y desarrollo del yacimiento Toquepala. Tacna: Southern Peru Copper Corporation.

López, C. (1994). Manual de perforación y voladura en rocas. España: Instituto Geominero de España.

López, Jimeno. (2017). Manual de perforación, explosivos y voladura. España: Instituto Geominero de España.

Richard, K., Courtright, J. (1964). "Geology Toquepala, Perú". Lima.

Stevenson, F, Damiani, O. (1965). "Interpretación Estructural del depósito de Toquepala": Asociación de Geólogos del Perú.

Thuro, K. (2003). Rock parameters for excavatability. Switzerland: Swiss Institute of Technology Zurich.

Universidad de Chile (2010). Diseño de minas a cielo abierto. Chile.

Zwang, Paul. (1985). "Evolución Hipógena del Depósito Porfirítico de Cobre-Molibdeno de Toquepala, Moquegua, Sudeste del Perú"

ANEXOS

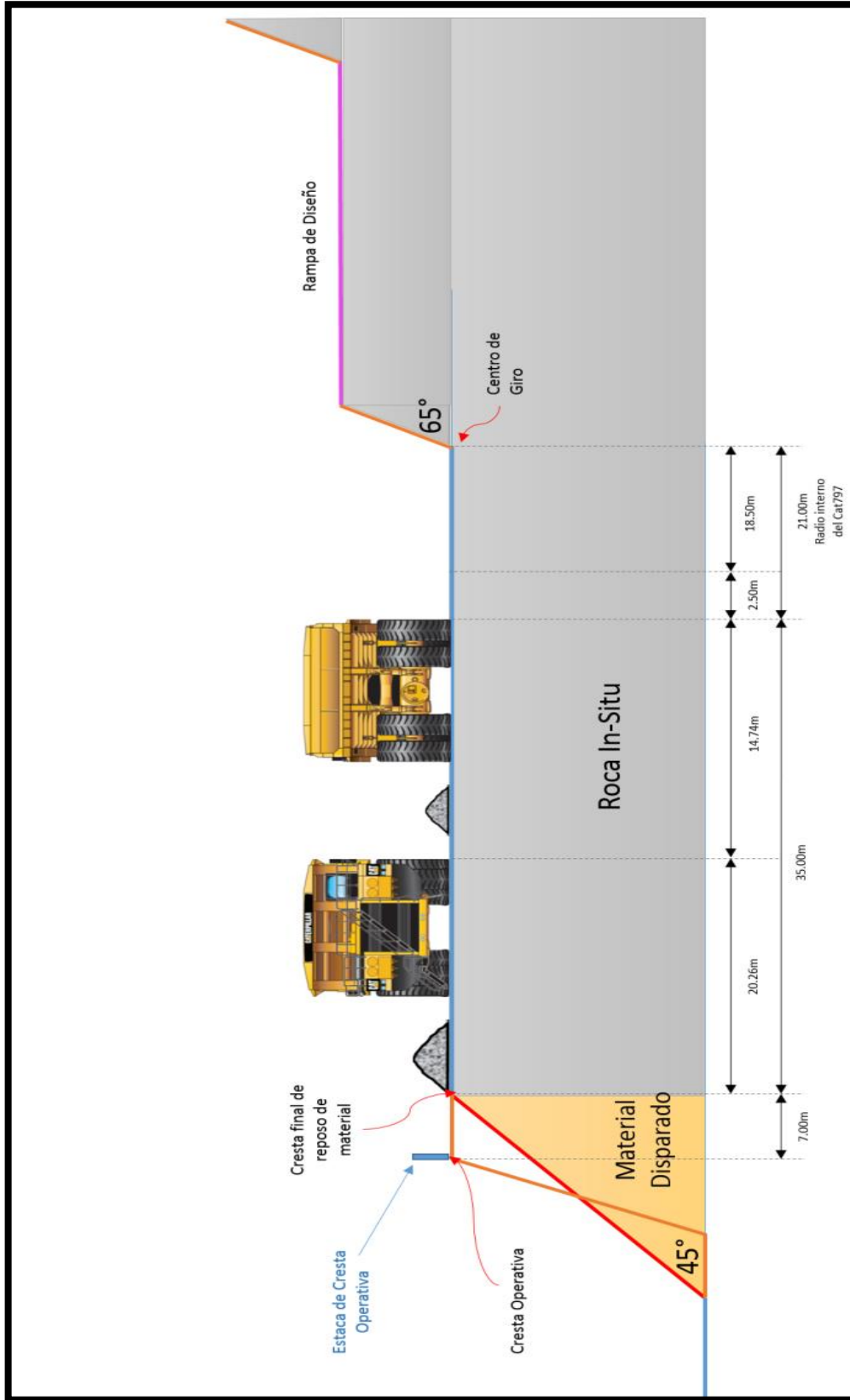


Figura 9.1 – Ilustración de Diseño de Minado

Tabla 15 – Costos de Equipos de Perforación Para Julio

SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION UNIDAD "TOQUEPALA " COSTO DE EQUIPO PERFORADORAS										
FECHA: JULIO 2017										
EQUIPO	C O S T O S				HORAS OPERACION	METROS PERFORADOS	COSTO/HORA (USD)	COSTO/MT. (USD)		
	MANO DE OBRA	OPERACION	MANTENIMIENTO	DEPRECIACION					TOTAL	
(1) Perf. P&H 120A	14,058	49,184	68,725	19,415	441	8,778	342.97	17.25	151,382	
(2) Perf. P&H 100XP	25,788	106,042	81,241	69,302	866	21,100	326.19	13.38	282,374	
(4) Perf. BE 49HR	56,980	195,912	109,624	209,159	1,948	48,577	293.44	11.77	571,674	
(2) Perf. BE 49Rlll	24,690	95,764	56,206	41,720	1,056	25,935	206.74	8.42	218,379	
(1) Perf. QUBEX DR560	-	39,735	39,899	18,510	527	11,390	186.28	8.62	98,144	
(2) Perf. QUBEX DR580	-	65,441	132,649	68,940	861	13,422	310.12	19.89	267,030	
(3) Perf. P&H 320XPC	37,849	84,461	190,333	168,331	1,023	24,412	470.32	19.70	480,975	
(1) Perf. BE 39HR	14,782	51,154	70,641	39,360	461	7,599	381.60	23.15	175,937	
TOTAL	174,147	687,692	749,319	634,737	7,183	161,212	312.66	13.93	2,245,895	
YTD 2017										
EQUIPO	C O S T O S				HORAS OPERACION	METROS PERFORADOS	COSTO/HORA (USD)	COSTO/MT. (USD)		
	MANO DE OBRA	OPERACION	MANTENIMIENTO	DEPRECIACION					TOTAL	
(1) Perf. P&H 120A	99,958	403,937	488,478	54,858	2,614	57,319	392.95	17.92	1,027,232	
(2) Perf. P&H 100XP	187,630	773,431	951,577	299,014	5,906	137,659	374.49	16.07	2,211,653	
(4) Perf. BE 49HR	381,135	1,689,052	1,230,617	1,144,078	13,492	318,579	329.44	13.95	4,444,883	
(2) Perf. BE 49Rlll	206,877	749,715	400,683	129,935	6,846	137,393	217.25	10.82	1,487,211	
(1) Perf. QUBEX DR560	-	229,766	423,921	48,532	2,847	51,638	246.66	13.60	702,219	
(2) Perf. QUBEX DR580	-	420,455	597,716	401,531	5,926	87,866	239.58	16.16	1,419,702	
(3) Perf. P&H 320XPC	270,411	785,985	741,804	853,556	8,871	217,969	298.93	12.17	2,651,756	
(1) Perf. BE 39HR	104,319	268,259	444,939	194,460	2,112	31,553	479.20	32.07	1,011,977	
TOTAL	1,250,331	5,320,600	5,259,736	3,125,964	48,613	1,039,976	307.67	14.38	14,956,632	

Tabla 16 – Costos de Equipos de Perforación Para Agosto

SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION										
UNIDAD "TOQUEPALA "										
COSTO DE EQUIPO PERFORADORAS										
FECHA: AGOSTO 2017										
EQUIPO	C O S T O S					HORAS OPERACION	METROS PERFORADOS	COSTO/HORA (USD)	COSTO/MT. (USD)	
	MANO DE OBRA	OPERACION	MANTENIMIENTO	DEPRECIACION	TOTAL					
(1) Perf. P&H 120A	14,715	77,913	160,245	7,837	260,710	438	8,843	595.41	29.48	
(2) Perf. P&H 100XP	27,463	116,618	44,402	46,149	234,632	822	20,353	285.41	11.53	
(4) Perf. BE 49HR	57,786	237,841	160,731	162,848	619,205	2,054	46,720	301.46	13.25	
(2) Perf. BE 49Rlll	30,102	114,758	42,053	18,562	205,474	1,009	23,255	203.68	8.84	
(1) Perf. QUBEX-DR560	-	55,362	19,898	6,934	82,194	473	7,416	173.75	11.08	
(2) Perf. QUBEX-DR580	-	72,214	99,125	57,362	228,701	808	13,505	282.88	16.93	
(3) Perf. P&H 320XPC	40,552	135,104	31,361	121,935	328,952	921	20,169	357.02	16.31	
(1) Perf. BE 39HR	16,596	32,867	11,033	113,156	173,652	23	349	7,420.31	497.57	
TOTAL	187,215	842,676	568,848	534,783	2,133,521	6,549	140,610	325.77	15.17	
YTD 2017										
EQUIPO	C O S T O S					HORAS OPERACION	METROS PERFORADOS	COSTO/HORA (USD)	COSTO/MT. (USD)	
	MANO DE OBRA	OPERACION	MANTENIMIENTO	DEPRECIACION	TOTAL					
(1) Perf. P&H 120A	114,674	481,850	628,723	62,695	1,287,942	3,052	66,162	422.00	19.47	
(2) Perf. P&H 100XP	215,093	890,049	995,980	345,163	2,446,285	6,728	158,012	363.61	15.48	
(4) Perf. BE 49HR	438,921	1,926,893	1,391,348	1,306,926	5,064,088	15,546	385,299	325.74	13.86	
(2) Perf. BE 49Rlll	236,979	864,473	442,736	148,497	1,692,685	7,854	160,647	215.51	10.54	
(1) Perf. QUBEX-DR560	-	285,129	443,819	55,466	784,413	3,320	59,054	236.27	13.28	
(2) Perf. QUBEX-DR580	-	492,669	696,841	458,893	1,648,403	6,734	101,371	244.78	16.26	
(3) Perf. P&H 320XPC	310,963	921,089	773,166	975,491	2,980,708	9,792	238,138	304.40	12.52	
(1) Perf. BE 39HR	120,916	301,125	455,972	307,616	1,185,629	2,135	31,902	555.27	37.16	
TOTAL	1,437,546	6,163,276	5,828,584	3,660,747	17,090,153	55,162	1,180,586	309.82	14.48	

Tabla 17 – Velocidad de Penetración (Resumen 2017)

Perforadora	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)
DR01	13.76	21.14	23.37	21.57	22.84	23.48	19.98	20.85	26.26	21.87	19.33	-
DR02	21.53	17.49	23.12	18.84	28.93	24.30	23.36	23.66	24.16	33.91	-	-
DR03	23.44	21.27	17.00	22.48	26.11	24.84	25.66	26.37	23.55	26.63	24.22	26.63
DR04	21.52	18.71	20.02	18.99	16.77	17.56	20.89	20.21	22.51	15.39	14.68	15.39
DR05	19.65	17.80	11.93	17.36	19.39	32.64	29.67	28.74	32.22	29.28	28.32	28.32
DR07	22.98	23.85	22.92	22.61	25.01	24.72	27.72	26.15	27.71	24.12	19.48	19.48
DR08	21.59	16.05	17.98	21.59	21.29	25.03	20.07	22.10	20.71	22.58	15.27	15.27
DR09	29.09	27.81	28.93	25.47	26.68	23.68	25.92	20.01	29.05	25.99	27.83	25.99
DR11	32.83	32.14	25.30	28.95	27.96	28.83	29.36	23.63	26.89	26.24	26.79	26.24
DR12	25.95	23.73	21.51	20.82	28.38	28.07	29.26	24.28	22.95	21.94	23.29	23.29
DR13	13.02	22.12	12.77	15.29	14.36	13.11	15.82	15.65	-	-	-	-
DR16	28.51	21.18	24.58	25.46	24.67	23.11	22.68	22.49	17.68	20.29	21.11	21.11
DR17	24.09	19.93	16.59	25.97	22.65	26.11	-	-	13.19	21.97	18.86	18.86
DR18	-	-	-	-	-	-	-	-	26.54	26.87	23.36	23.36
TOTAL	22.92	21.79	20.46	22.03	23.54	24.27	24.20	22.86	24.11	24.38	21.88	21.88

Perforadora	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)	Vel. Penet. (m/h)
DR10	17.84	19.33	14.85	15.38	19.57	18.14	21.32	16.16	15.89	16.81	15.63	15.63
DR14	16.35	17.02	13.54	14.87	15.72	17.24	17.58	20.12	17.99	18.10	18.15	18.10
DR15	14.02	13.27	17.65	15.46	14.89	3.44	17.78	15.66	19.12	14.96	15.31	15.31
TOTAL	16.07	16.54	15.34	15.24	16.73	12.94	18.89	17.32	17.67	16.63	16.36	16.36

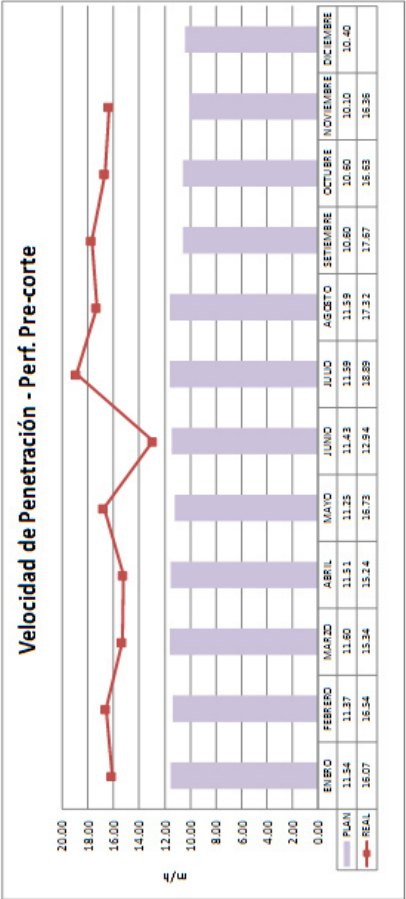
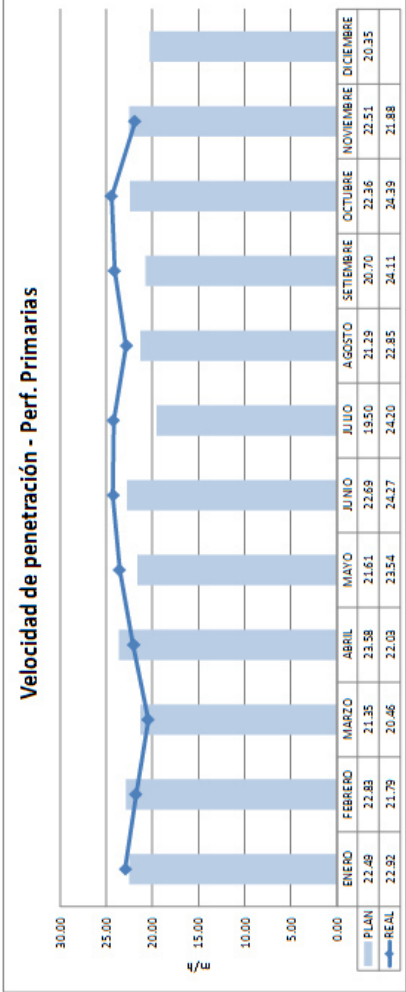


Tabla 18 – Metros Perforados (Resumen 2017)

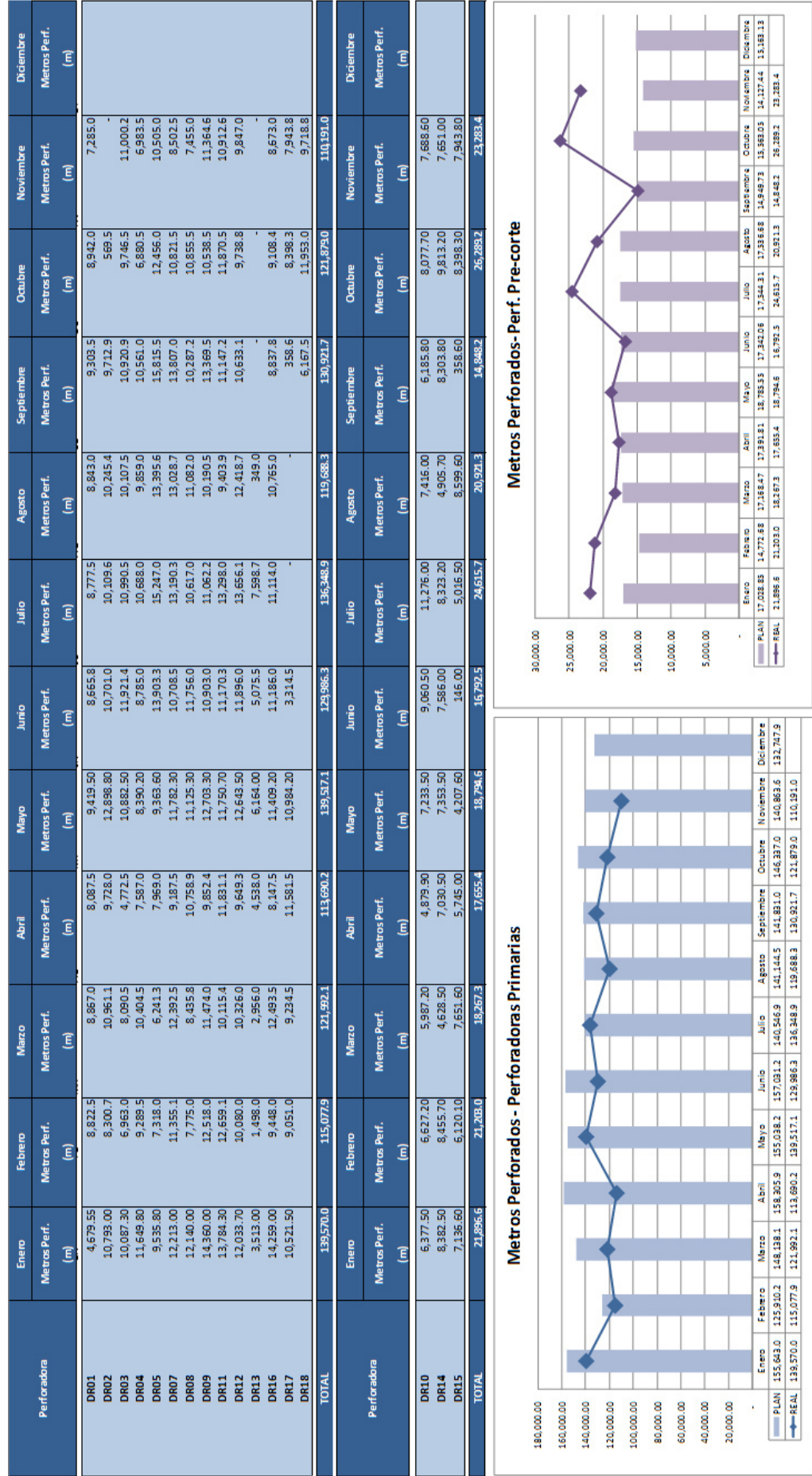


Tabla 19 – Disponibilidad de Perforadoras (Resumen 2017)

Perforadora	Enero		Febrero		Marzo		Abril		Mayo		Junio		Julio		Agosto		Septiembre		Octubre		Noviembre		Diciembre		
	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	
DR01	60.77	89.30	78.37	85.14	81.26	79.46	76.57	78.8	65.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5	81.2	75.5
DR02	80.10	83.70	87.64	87.73	91.96	88.10	85.75	83.2	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6	52.8	83.6
DR03	83.98	72.63	82.32	56.40	88.48	86.37	84.04	84.1	82.5	78.3	82.5	78.3	84.1	82.5	78.3	84.1	82.5	78.3	84.1	82.5	78.3	84.1	82.5	78.3	84.1
DR04	93.53	91.34	86.82	89.78	88.64	92.67	90.74	90.8	88.7	84.9	90.2	88.7	84.9	90.2	88.7	84.9	90.2	88.7	84.9	90.2	88.7	84.9	90.2	88.7	84.9
DR05	86.05	94.08	94.25	85.47	91.85	90.97	96.53	93.3	93.7	88.1	90.3	88.1	90.3	93.7	93.8	92.2	93.1	93.8	92.2	93.1	93.8	92.2	93.1	93.8	92.2
DR07	94.98	93.08	91.22	94.51	88.76	86.07	90.70	91.7	89.2	80.5	92.0	89.2	80.5	92.0	89.2	80.5	92.0	89.2	80.5	92.0	89.2	80.5	92.0	89.2	80.5
DR08	95.86	89.76	86.82	95.12	93.86	94.32	91.90	88.4	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2	87.8	89.2
DR09	91.02	91.96	86.66	87.36	94.71	88.88	83.45	85.0	89.1	94.8	85.1	94.8	85.0	89.1	94.8	85.1	94.8	85.0	89.1	94.8	85.1	94.8	85.0	89.1	94.8
DR11	86.70	91.08	84.06	88.00	84.10	80.76	91.70	90.5	81.8	94.9	91.2	94.9	90.5	81.8	94.9	91.2	94.9	90.5	81.8	94.9	91.2	94.9	90.5	81.8	94.9
DR12	88.45	90.28	91.31	95.76	91.76	92.50	92.98	95.1	89.6	90.5	89.6	90.5	95.1	89.6	90.5	89.6	90.5	95.1	89.6	90.5	89.6	90.5	95.1	89.6	90.5
DR13	46.39	15.46	36.78	89.71	79.47	75.32	85.67	34.8	-	-	-	-	34.8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
DR16	95.21	89.62	86.3	90.9	93.03	94.6	90.2	94.7	89.7	86.1	94.7	86.1	94.7	89.7	86.1	94.7	89.7	86.1	94.7	89.7	86.1	94.7	89.7	86.1	94.7
DR17	89.56	91.93	71.3	90.2	95.22	28.7	0.0	0.0	5.5	92.0	87.0	92.0	87.0	5.5	92.0	87.0	92.0	87.0	5.5	92.0	87.0	92.0	87.0	5.5	92.0
DR18									86.6	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0	86.6	87.0
TOTAL	84.05	83.40	81.83	87.39	89.47	82.98	88.35	84.19	86.14	85.00	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04	85.04
Perforadora	Enero		Febrero		Marzo		Abril		Mayo		Junio		Julio		Agosto		Septiembre		Octubre		Noviembre		Diciembre		
	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	Disp.	(%)	
DR10	84.20	85.90	76.69	69.62	84.47	86.12	87.95	78.05	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59	81.08	84.59
DR14	90.35	91.29	67.27	78.18	89.46	88.18	79.22	51.53	77.25	89.62	77.25	89.62	51.53	77.25	89.62	51.53	77.25	89.62	51.53	77.25	89.62	51.53	77.25	89.62	51.53
DR15	78.93	80.70	78.29	86.58	96.30	91.87	94.31	93.45	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45	86.23	93.45
TOTAL	84.49	85.97	74.08	78.16	90.08	88.72	87.16	73.66	85.10	85.64	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21	88.21

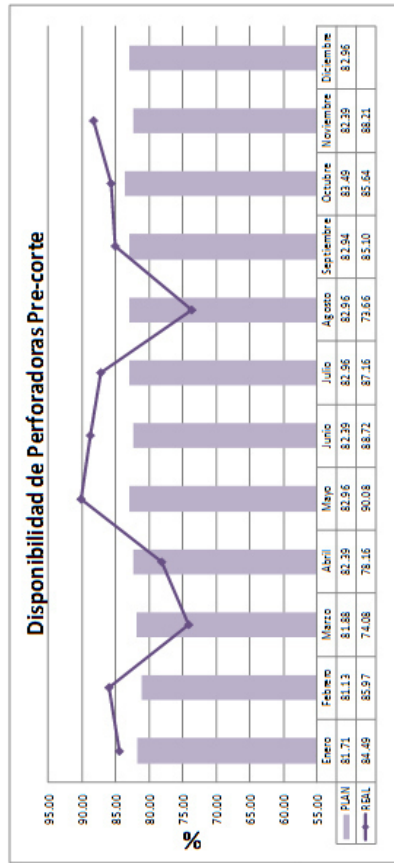
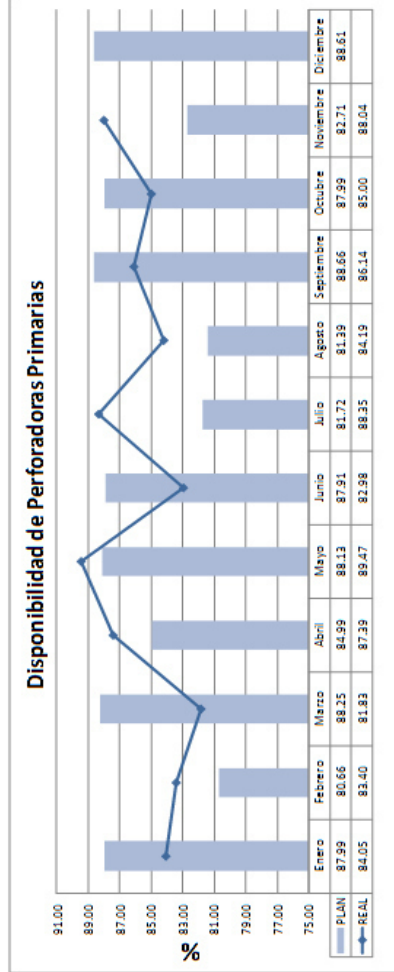


Tabla 20 – Utilización de Perforadoras (Resumen 2017)

Perforadora	Enero		Febrero		Marzo		Abril		Mayo		Junio		Julio		Agosto		Septiembre		Octubre		Noviembre		Diciembre	
	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)
DR01	61.48	69.50	71.77	70.98	77.01	77.01	47.75	75.76	69.58	69.13	72.34	72.34	90	76.2	67.6	57.8								
DR02	76.31	71.77	70.46	70.98	70.98	70.98	70.54	66.64	69.13	69.13	66.13	66.13	66.3	73.1	47.7	-								
DR03	73.25	70.46	70.46	70.98	70.98	70.98	70.54	66.64	69.13	69.13	66.13	66.13	66.3	73.1	47.7	-								
DR04	76.74	73.61	73.61	74.83	74.83	74.83	62.95	78.88	75.82	75.82	74.60	74.60	74.1	74.1	69.9	73.8								
DR05	75.81	68.94	68.94	74.11	74.11	74.11	74.05	76.68	70.66	70.66	76.96	76.96	73.2	80.7	72.9	54.7								
DR07	79.75	78.47	78.47	78.92	78.92	78.92	64.17	77.79	71.52	71.52	75.44	75.44	77.1	76.7	70.0	67.4								
DR08	79.94	64.91	64.91	69.96	69.96	69.96	74.91	76.73	75.20	75.20	74.17	74.17	79.1	79.5	75.9	62.8								
DR09	73.32	76.22	76.22	66.23	66.23	66.23	71.57	72.42	73.31	73.31	70.18	70.18	75.7	76.9	65.5	58.5								
DR11	69.30	70.33	70.33	68.16	68.16	68.16	68.69	67.95	74.95	74.95	73.95	73.95	61.1	76.4	71.2	68.9								
DR12	72.89	71.81	71.81	74.90	74.90	74.90	68.17	67.09	66.80	66.80	71.73	71.73	74.7	75.9	71.8	68.3								
DR13	67.81	69.50	69.50	67.81	67.81	67.81	47.75	75.76	69.58	69.58	72.34	72.34	9.0	-	-	-								
DR16	75.93	74.16	74.16	75.87	75.87	75.87	50.99	74.87	73.0	73.0	77.2	77.2	72.4	77.9	67.9	66.0								
DR17	70.54	73.66	73.66	74.67	74.67	74.67	72.82	73.42	67.2	67.2	0.0	0.0	0.0	52.7	75.2	69.4								
DR18														73.9	70.9	72.1								

TOTAL	73.62	71.80	73.10	64.51	73.39	71.49	73.00	61.48	74.55	68.63	65.43													
Perforadora	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)	Utili.	(%)
DR10	62.47	58.95	58.95	68.52	68.52	66.02	64.49	74.88	74.88	80.52	80.52	81.46	70.06	80.62	81.67									
DR14	75.93	82.11	82.11	71.15	71.15	82.12	80.48	74.33	74.33	85.63	85.63	70.33	78.05	76.04	65.06									
DR15	70.54	82.01	82.01	80.99	80.99	54.72	46.36	20.97	20.97	50.79	50.79	79.23	85.25	77.92	80.59									
TOTAL	69.65	74.36	73.55	67.62	63.78	56.73	72.31	77.01	77.78	78.19	75.77													

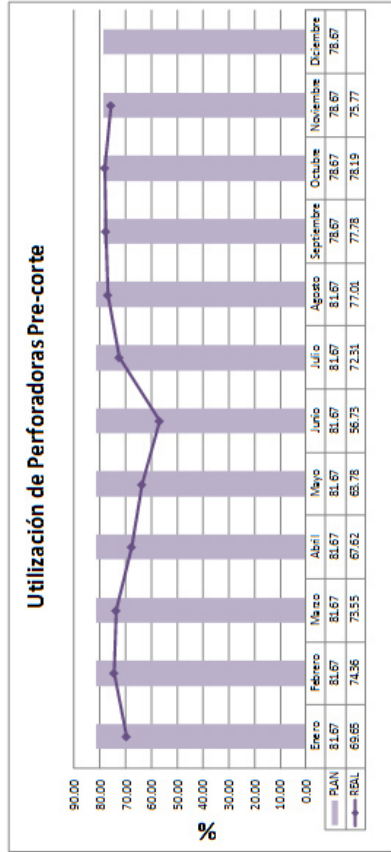
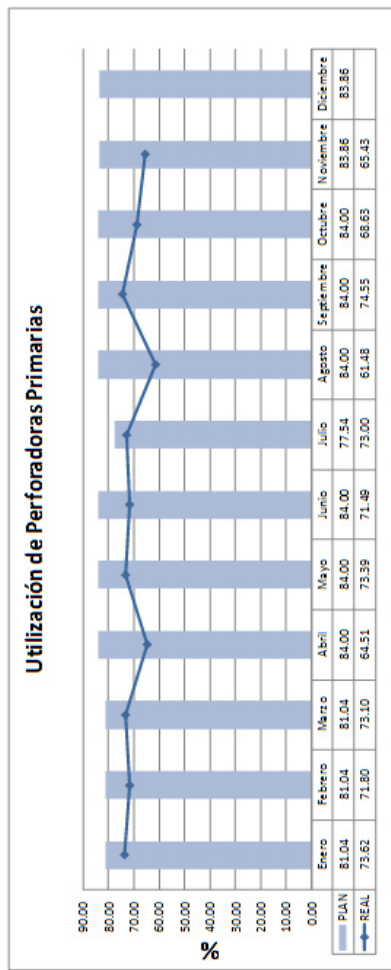


Tabla 21 – Costo Total de Perforadoras (Resumen 2017)

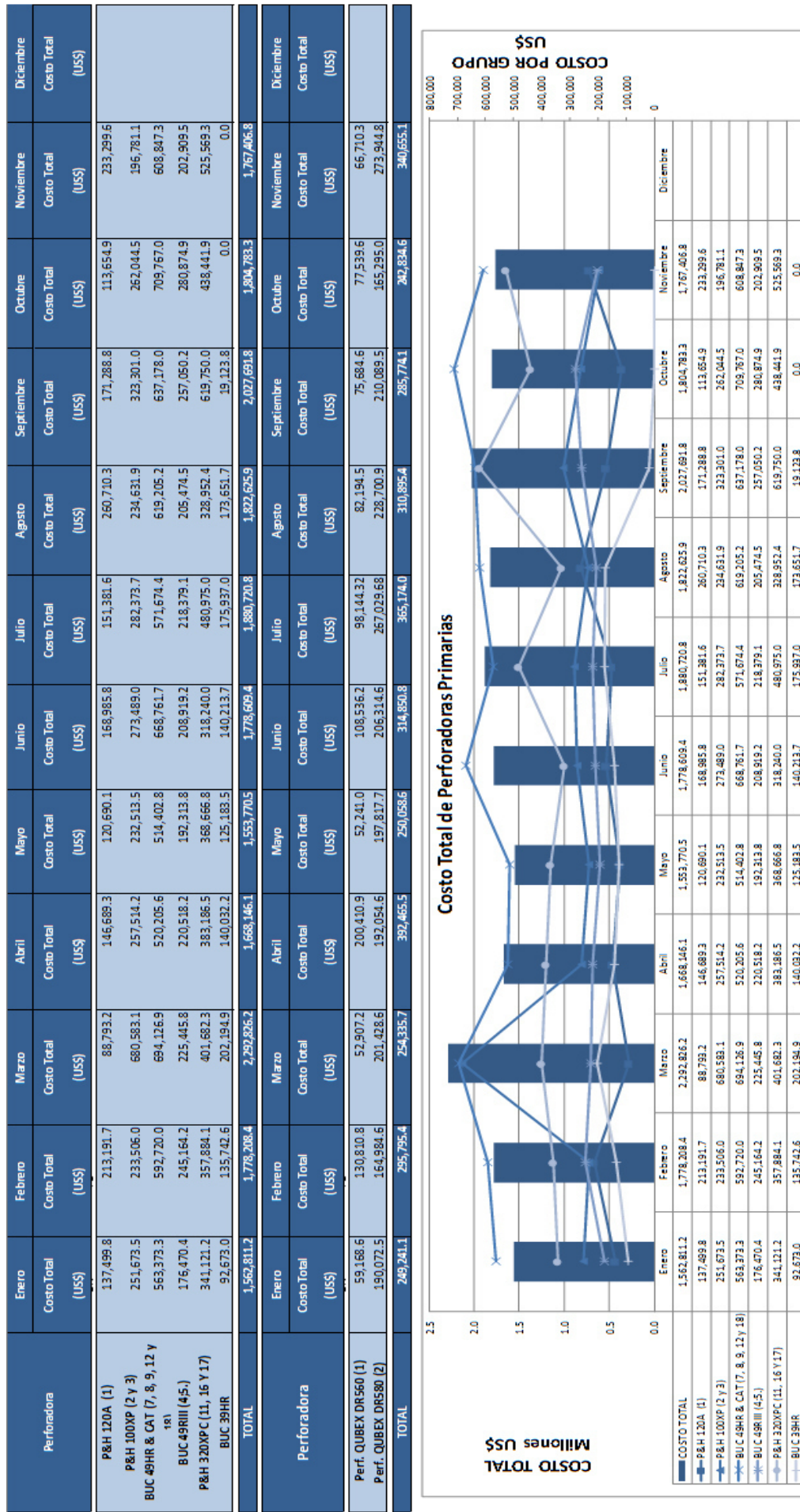


Tabla 22 – Costo por Metro Perforado (Resumen 2017)

Perforadora	Enero		Febrero		Marzo		Abril		Mayo		Junio		Julio		Agosto		Septiembre		Octubre		Noviembre		Diciembre	
	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)
P&H 120A (1) P&H 100XP (23) BE 49HR & CAT (7, 8, 9, 12 Y 18) BE 49RHH (4/5) P&H 320XPC (11, 16 Y 17) BE 39HR	29.38	24.16	12.05	15.30	10.01	18.14	12.81	19.50	17.25	29.48	18.41	12.71	32.02	17.88	11.53	13.25	8.84	16.31	23.15	-	15.61	17.21	15.61	17.69
	12.05	15.30	35.72	17.76	9.59	12.09	13.38	11.77	8.42	19.70	30.46	12.24	9.60	17.15	11.08	11.98	8.62	19.89	14.26	14.01	9.45	12.91	9.45	12.91
	11.10	14.20	16.28	13.19	10.25	14.77	9.21	12.40	10.61	19.64	27.63	12.19	12.13	11.57	15.93	10.90	9.30	17.15	14.26	14.01	9.45	12.91	9.45	12.91
	8.33	14.76	13.54	14.18	9.21	12.40	10.61	19.70	30.46	12.24	9.60	17.15	11.08	11.98	8.62	19.89	14.26	14.01	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91
	8.85	11.49	12.61	12.14	10.61	19.70	30.46	12.24	9.60	17.15	11.08	11.98	8.62	19.89	14.26	14.01	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91
TOTAL		16.02	28.42	26.10	17.71	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19	15.93	12.19
Perforadora	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)
	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)	Costo/metro	(US\$/m)
(1) Perf. QUBEX DR560 (2) Perf. QUBEX DR580	9.28	19.74	8.84	41.07	7.14	11.98	8.62	11.98	8.62	11.08	12.24	9.60	8.68	17.15	11.08	11.98	8.62	11.98	8.62	11.08	12.24	9.60	8.68	17.15
	12.25	11.32	16.40	15.03	17.11	26.68	19.89	14.26	14.01	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45	12.91	9.45
TOTAL		10.76	15.53	12.62	28.05	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13	19.33	12.13

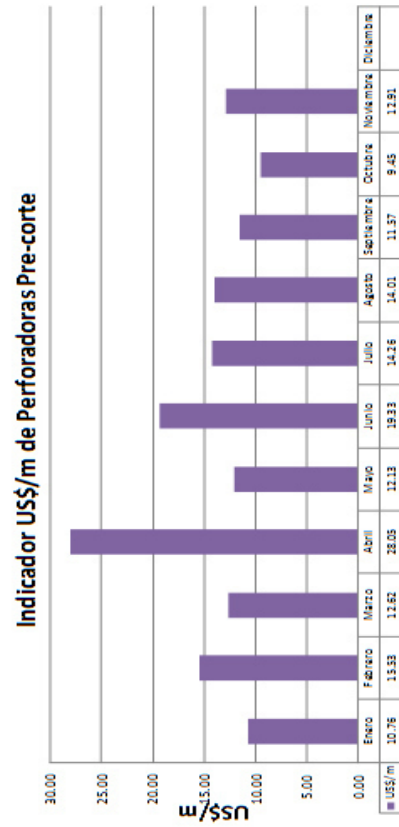
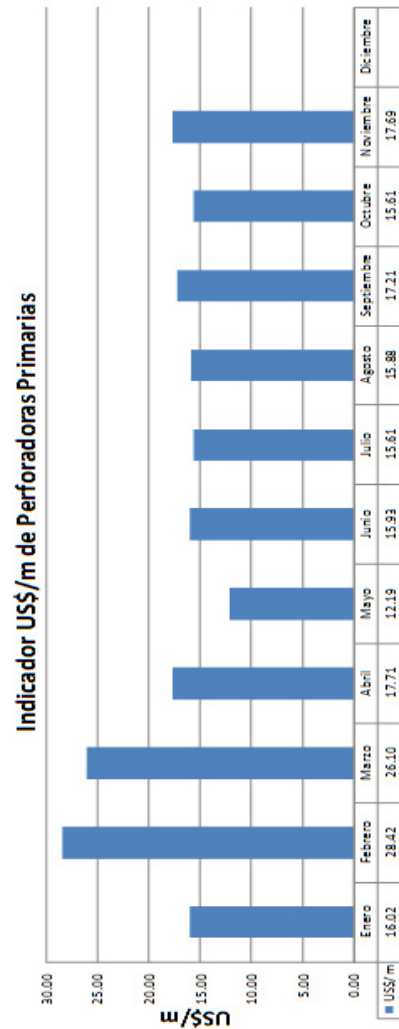


Tabla 23 – Costo Horario Perforado (Resumen 2017)

Perforadora	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre
	Costo/ Horario (US\$/h)	Costo/ Horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)
P&H 120A (1) P&H 100XP (2:3) BE 49HR & CAT (7, 8, 9, 12 Y 18) BE 49RIII (4:5.) P&H 320XPC (11, 16 Y 17) BE 39HR	494.65	568.02	229.21	488.49	268.43	442.14	342.97	595.41	476.77	278.20	742.74
	275.84	317.33	775.94	364.39	253.47	307.05	326.19	285.41	364.63	654.08	446.59
	267.02	337.69	360.89	278.20	254.93	358.03	293.44	301.46	278.54	302.63	291.99
	168.89	283.05	224.78	255.65	184.22	215.67	206.74	203.68	252.53	305.53	242.94
	234.47	273.82	306.74	308.57	251.90	297.03	470.32	357.02	636.45	260.83	302.55
	395.95	1,879.55	959.52	453.98	279.46	371.57	381.60	-	-	-	-
TOTAL	306.14	609.91	476.18	358.21	248.73	331.91	336.88	348.60	401.78	360.26	405.36
Perforadora	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre
	Costo/ Horario (US\$/h)	Costo/ Horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/ horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)	Costo/horario (US\$/h)
(1) Perf. QUBEX DR560	151.20	387.85	135.32	605.61	128.90	233.76	186.28	173.75	177.38	159.44	133.69
(1) Perf. QUBEX DR580	187.92	174.90	243.33	238.95	227.94	337.88	310.12	282.88	208.48	164.16	289.53
TOTAL	169.56	281.37	189.33	422.28	178.42	285.82	248.20	228.32	192.93	161.80	211.61

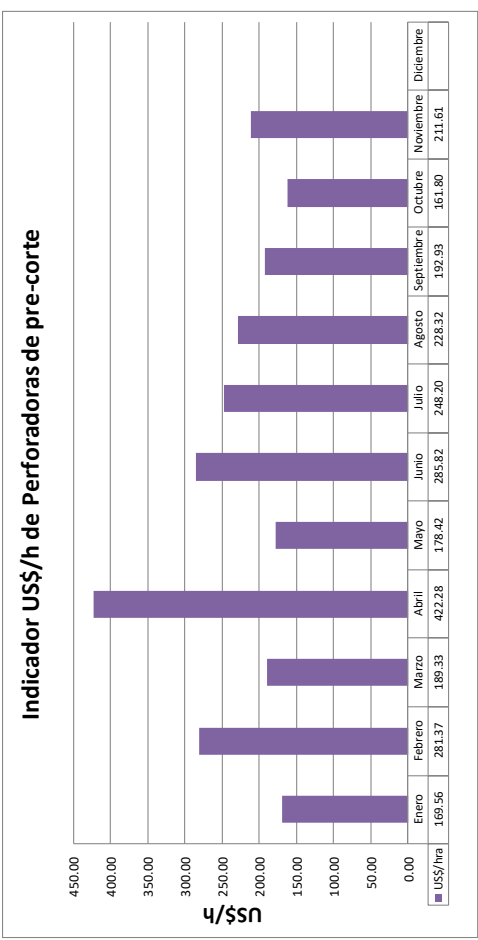
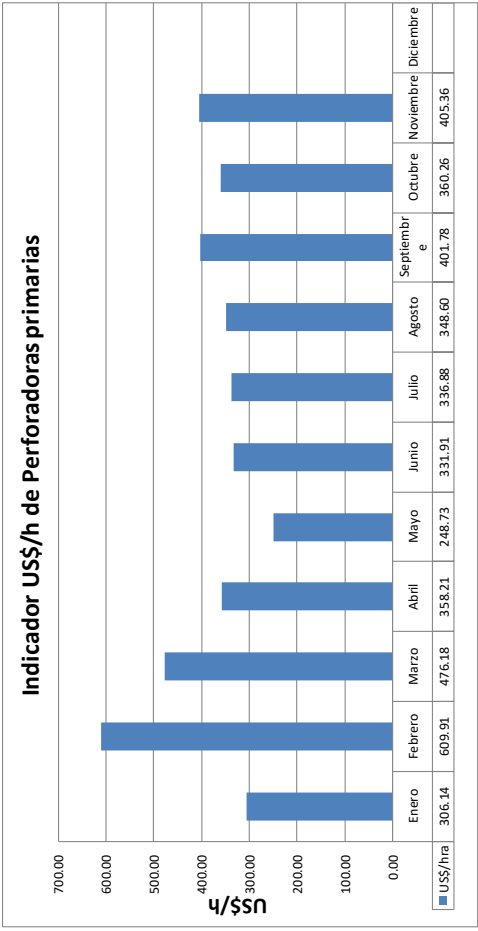


Tabla 24 – Resumen Perforación Julio

<i>Métrica del proceso de Perforación y Voladura</i>				
	Planificado (m)	Ejecutado (m)	Cumplimiento (%)	Observaciones
Metros perforados	158,091.26	160,964.60	101.82	Diferencia a favor de 2,873.34 m.
<i>Voladura</i>				
	Planificado (Tn)	Ejecutado (Tn)	Cumplimiento (%)	Observaciones
Material fragmentado	20,676,769.0	21,482,788	103.90	Diferencia a favor de 806,018.83 TM
<i>Eficiencia del Proceso de Perforación y Voladura</i>				
	Meta (%)	Eficiencia del Proceso (%)	Diferencia (%)	Observaciones
$EPPV = S (M_{pmm} + M_{vmtm}) / 2$	≥ 80	102.86	22.9	Estamos por encima con 22.9 puntos porcentuales
Nota 1.- El Factor de Seguridad S se aplica: S= 0 si se tiene incidente LTI ; S=1 si no se tiene incidente LTI				
Nota 2.- Con respecto al mes de Agosto se obtuvo una eficiencia de 79.72 %.				

Tabla 25 – Resumen Perforación Agosto

	Planificado (m)	Ejecutado (m)	Cumplimiento (%)	Observaciones
Metros perforados	158,681.27	140,609.60	88.61	Diferencia en contra de 18, 071.67 m.
Voladura				
	Planificado (Tn)	Ejecutado (Tn)	Cumplimiento (%)	Observaciones
Material fragmentado	20,457,885.0	19,156,087	93.64	Diferencia en contra de 1, 301,797.57 TM
Eficiencia del Proceso de Perforación y Voladura				
	Meta (%)	Eficiencia del Proceso (%)	Diferencia (%)	Observaciones
EPPV= S (Mpmm+Mvtm)/2	≥ 80	91.12	11.1	Estamos por encima con 11.1 puntos porcentuales
Nota 1.- El Factor de Seguridad S se aplica: S= 0 si se tiene incidente LTI ; S=1 si no se tiene incidente LTI Nota 2.- Con respecto al mes de Agosto se obtuvo una eficiencia de 79.72 %.				