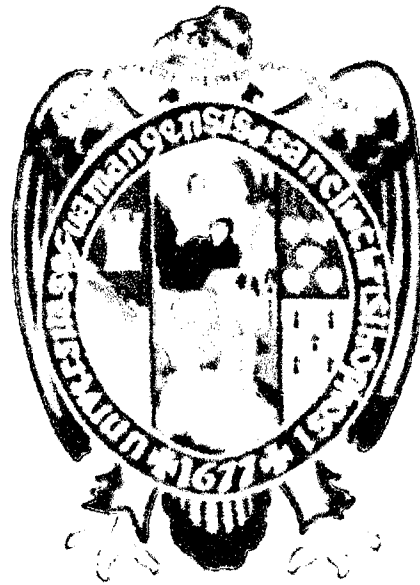


**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA.**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL.

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS.**



**EVALUACIÓN DE COLUMNAS DE PERFORACION DE EQUIPOS SANDVIK
Y ATLAS COPCO EN LAS OPERACIONES DE LA UP. ANDAYCHAGUA
VOLCAN S.A.A.**

PARA OPTAR TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

**Presentado por:
Bach. JESUS QUISPE YUCRA.**

**Ayacucho – Perú
2017.**

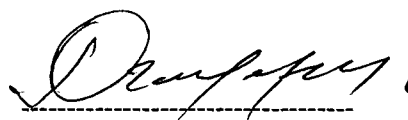
**“EVALUACIÓN DE COLUMNAS DE PERFORACIÓN DE EQUIPOS SANDVIK Y
ATLAS COPCO EN LAS OPERACIONES DE LA UP. ANDAYCHAGUA VOLCAN
S.A.A.”**

RECOMENDADO : 12 DE OCTUBRE DEL 2017

APROBADO : 09 DE NOVIEMBRE DEL 2017



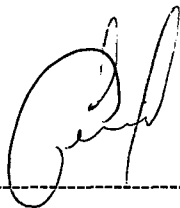
Dr. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
Presidente(e)



Ing. Miguel PRADO ARONÉS
Miembro



Ing° Darwin ORTEGA CÁCERES
Miembro



Ing° Johnny H. CCATAMAYO BARRIOS
Secretario Docente

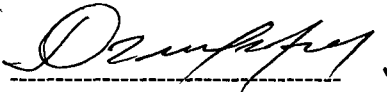
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantado el 09 de noviembre del 2017, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ingeniería de Minas Sr. **Jesús QUISPE YUCRA**, con la Tesis Titulado **“EVALUACIÓN DE COLUMNAS DE PERFORACIÓN DE EQUIPOS SANDVIK Y ATLAS COPCO EN LAS OPERACIONES DE LA UP. ANDAYCHAGUA VOLCAN S.A.A.”**, fue calificado con la nota de **QUINCE (15)** por lo que se da la respectiva **APROBACIÓN**.

RECOMENDADO : 12 DE OCTUBRE DEL 2017

APROBADO : 09 DE NOVIEMBRE DEL 2017



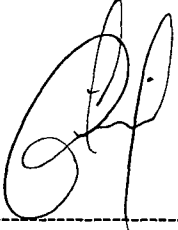
Dr. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
Presidente(e)



Ing. Miguel PRADO ARONÉS
Miembro



Ing° Darwin ORTEGA CÁCERES
Miembro



Ing° Johnny H. CCATAMAYO BARRIOS
Secretario Docente

DEDICATORIA

A Dios supremo, quien siempre me guía por la senda del bien, su bendición en el acrecentar de mi vida.

Con eterna gratitud a mis padres, Lorenzo Quispe Palomino y Luisa Yucra Urbano, por darme una formación íntegra incesante y desinteresado apoyo en la conclusión de mis estudios y sus sabios consejos durante mi vida de estudiante.

Mis hermanos: Emiliano, Mario y Jhon; por brindarme los mejores momentos.

AGRADECIMIENTO

A la **Compañía Minera Volcán S.A.A.**, por poder realizar el trabajo de investigación en **Evaluación de Columnas de Perforación de equipos SANDVIK y ATLAS COPCO en las operaciones de la UP. ANDAYCHAGUA VOLCAN S.A.A.**, así mismo agradecer al Ing. Wilmer Soca Salvador como al Ing. Fredi Sosa Nuñez, por brindarme el apoyo necesario en la investigación del tema.

A la **Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga** alma mater del cual me siento orgulloso de ser egresado y a la plana docente de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, quienes supieron brindar lo mejor de ellos a favor de mi profesionalización y por haber contribuido en mi formación profesional.

RESUMEN

La Unidad de Producción Andaychagua está ubicada en la Cordillera Occidental de los andes, el cual concentra una gran cantidad de vetas y mantos epitermales de Ag, Pb, Zn, con cierta cantidad de minerales básicos de baja sulfuración.

Tiene como objetivo principal de evaluar los parametros de perforaion, costos y rendimientos en este presente trabajo de investigacion la **Evaluación de Columnas de Perforación de equipos SANDVIK y ATLAS COPCO en las operaciones de la UP. ANDAYCHAGUA VOLCAN S.A.A.**, de reducir los costos de perforacion, donde se observa la mejora en la calidad y productividad y la innovación en todo campo son los objetivos necesarios para hacer de la Unidad Productiva Andaychagua, una de las minas mas competitivas y seguras de Volcan Comañia Minera.

El primer objetivo del presente trabajo es determinar los parametros de perforacion de los equipos Atlas Copco, que se halla como equipo mas favorable para el uso en los procesos de produccion en los frentes; al igual implica la capacitacion a todo el personal en temas de seguridad.

El análisis de costos unitarios entre los equipos de perforación, se obtiene un ahorro favorable de 42,126.71 USS acumulados, usando solo los equipos de Atlas Copco, eso de ambos equipos se puede obtener un ahorro de 0.53 y 0.171 USS por cada metro perforado de producción de mineral y desmonte.

La adquisición de quipos según sus parámetros de perforación en la mina fueron factores importantes para la reducción de costos, por perforación y

dando mejores eficiencias en los equipos.

La buena elección de equipos de perforación da como resultado, una buena eficiencia en la perforación, rendimiento de aceros y un ahorro en costos de perforación.

INTRODUCCION

Para el cumplimiento de los objetivos establecidos fue necesario evaluar los precios unitarios de los accesorios de perforación para darle mayor rendimiento y garantizar la producción, para ello se evaluó y considero a los equipos atlas Copco con mayores rendimientos y menor costo en la columna de perforación debido a sus parámetros de perforación que son favorables en la perforación de frentes, sostenimientos y Taladros Largos a menor costo, la producción de la mina es de 3500 Tm/Día. (ROCK TOOLS PERU S.A.C – Catalogo Lima 2017-"Manual técnico de Accesorios de Perforación).

Durante años la empresa VOLCAN S.A.A. ha venido trabajando en la Unidad Andaychagua bajo dos sistemas de explotación que son Corte Relleno Descendente.

La finalidad de evaluación de la mejor calidad de accesorios a un menor costo tiene como finalidad mantener el ciclo de minado, por ello se determina el adecuado uso de los accesorios de perforación como sus parámetros de las **Columnas de Perforación de equipos SANDVIK y ATLAS COPCO en las operaciones de la UP. ANDAYCHAGUA VOLCAN S.A.A.**, de tal forma reducir los costos por perforación en la preparación de la mina como en sus explotaciones.

La producción de la Mina Andaychagua se obtiene de los distintos tajeos en la siguiente proporción, de Veta Andaychagua 65% y Zona de Profundización 35%, esta distribución se da para regular y mantener la ley de cabeza del mineral y almacenarla en las canchas de mineral que serán tratadas en la planta concentradora ya que el mineral tratado es de ley 2.5 Oz/Ag.

En la evaluación de las columnas de perforación son evaluados en resultados que se obtienen en los rendimientos de la vida útil de cada acero a un menor costo, debe hacerse desde el punto de vista técnico – económico. De acuerdo a la más moderna tecnología en voladura de rocas, el resultado más importante que debe evaluarse es la FRAGMENTACION (diámetro máximo y mínimo), ya que esta influirá directamente en la producción y productividad de las operaciones mineras unitarias.

El mercado de minería es muy competitivo ya que exige alta preparación de parte de los profesionales que en sí determinarán el desarrollo de la empresa.

Así mismo, uno de los temas relevantes es el cambio de parámetros en el uso de equipos de perforación teniendo en cuenta los materiales para reducir costos en la operación unitaria. (ATLAS COPCO – Catalogo Lima 2002 - "Manual técnico de Accesorios de Perforación).

Se resume que al realizar el análisis de costos unitarios entre los equipos de perforación Atlas Copco y Sandick, se puede observar que se tiene un ahorro de 20 008.75 y 22 117. 96 USS mensuales sumando en 42 126. 71 dólares acumulados, proyectándose en un ahorro de 100 000. 00 dólares ahorrados anualmente.

Contenido	
DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO	3
RESUMEN	4
INTRODUCCION	6
CAPITULO I:	12
GENERALIDADES.	12
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	12
1.1.1. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA	12
1.1.2. UBICACIÓN Y ACCESO	13
1.1.2.1. UBICACIÓN.	13
FIGURA N° 1: UBICACIÓN Y ACCESOS A LA MINA.	14
1.1.2.2. VÍAS DE ACCESO	15
TABLA N° 1.1.2: RUTA Y VÍAS DE ACCESO A LA MINA	15
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	15
1.2.1. PROBLEMA PRINCIPAL	15
1.2.2. PROBLEMAS SECUNDARIOS	16
1.3 IMPORTANCIA Y JUSTIFICACIÓN	16
1.3.1. IMPORTANCIA.	16
1.3.2. JUSTIFICACIÓN.	16
1.4 OBJETIVOS	17
1.4.1. OBJETIVOS GENERALES	17
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	17
CAPÍTULO II	18
MARCO TEORICO	18
2.1 GEOLOGÍA.	18
2.4.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	18
2.4.2. GEOLOGÍA LOCAL.	20
2.4.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.	20
2.4.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.	20
2.2 GEOMECAÁNICA.	21
2.5.1. CONSIDERACIONES GENERALES	22
2.5.1.1. MODELO GEOLÓGICO	22

2.5.1.2. MODELO GEOMECANICO	22
2.5.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	23
2.5.2.1. CLASIFICACIÓN DE RMR BIENIAWSKI.....	23
2.5.2.2. CLASIFICACIÓN Q DE BARTON	23
Imagen 1- Tabla GSI de la Unidad Productora Andaychagua.....	24
FIGURA 2.- TABLA RMR DE LA UNIDAD PRODUCTORA ANDAYCHAGUA.	

26

2.5.3. MAPEO GEOMECANICO.....	27
2.5.4. USO Y APLICACIONES EN LA MALLA DE PERFORACIÓN.....	30
2.3 MINERÍA.....	31
2.8.1. LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN.	31
2.8.1.1. DESARROLLO.....	31
2.8.1.2. PREPARACION	32
2.8.1.3. EXPLOTACION	33
2.8.2. EQUIPOS PRINCIPALES DE PERFORACION.....	33
2.8.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	33
2.8.3.1. RESUMEN DE LOS PARÁMETROS DE DISEÑO DE VETA ANDAYCHAGUA.	36
2.8.4. CICLOS DE OPERACIÓN MINERA.....	37
2.8.4.1. Perforación.....	37
2.8.4.2. Voladura.....	37
2.8.4.3. Desate Mecanizado.....	38
2.8.4.4. Limpieza.....	38
2.8.4.5. Transporte.....	38
2.8.4.6. Sostenimiento.....	39
2.8.4.7. Relleno.	39

2.8.4.8. Bombeo.....	39
2.8.5. OPERACIONES UNITARIAS.....	40
2.8.5.1. PERFORACIÓN.....	40
2.8.5.1.1. PERFORACIÓN PRIMARIA.....	40
2.8.5.1.2. PERFORACIÓN SECUNDARIA.....	40
2.8.5.2. VOLADURA.....	41
2.8.5.2.1. DISEÑO Y DISTRIBUCIÓN DE CARGAS EXPLOSIVAS.....	42
2.8.5.2.2. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EMPLEADOS.....	42
2.8.5.3. CARGA Y TRANSPORTE.....	42
2.8.6. PRODUCCIÓN.....	43
CAPITULO III:.....	44
METODOLOGIA.....	44
3.1 PARAMETROS DE PERFORACION.....	44
Cuadro 01 – Parametros de Perforacion Usados en la U.P. Andaychagua	45
3.2 CALCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO.....	45
DATOS PARA EL CÁLCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO.....	47
3.3 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION.....	47
PLANO 02 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 4 X 4 m.....	49
PLANO 03 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 4.5 X 4.5 m	
NEGATIVA.....	50
3.4 AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA.....	53
3.5 EQUIPOS DE PERFORACION.....	53
IMAGEN 3.4.1 (A) EQUIPO SD311 SANDVIK Y BOOMER 281 ATLAS.....	53
3.6 DESCRIPCION DE LA COLUMNA DE PERFORACION.....	55
3.7 CONDICIONES PARA OBTENER UNA VOLADURA.....	64
3.8 CAUSAS PARA UNA SOBUPERFORACION.....	66
3.9 MECANICA DE QUEBRADURA DE LA ROCA.....	67
3.10 METODO PRÁCTICO USADO PARA EVALUAR LOS RESULTADOS	
69	
CAPITULO IV:.....	70
EVALUACION DE COLUMNAS DE PERFORACION DE EQUIPOS SANDVIK	
Y ATLAS COPCO.....	70

4.1	CICLO DE MINADO MECANIZADO.....	70
4.4.1.	IMPLEMENTACION DE PARAMETROS DE PERFORACION.....	71
4.4.2.	CALCULO DEL RENDIMIENTO DE ACEROS DE PERFORACION.....	74
4.4.3.	ANALISIS DE LOS COSTOS METRO PERFORADO POR ACCESORIOS DE PERFORACION.....	82
4.2	EVALUACION DE MARTILLO DE PERFORADOR DE EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.....	85
4.2.1.	EVALUACION DE COLUMNAS DE PERFORACION DE EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.....	85
4.2.1.1.	Descripcion de la productividad de U.P. ANDAYCHAGUA.....	86
	CUADRO 23 – Metros perforados acumulados anual, por equipos atlas Copco & Sandvik.....	86
	CUADRO 24 – Consumo acumulado de aceros anual.....	87
4.2.1.2.	CONTROL SEMANAL (TABLAS, GRAFICOS, PLANOS).....	89
4.2.2.	EVALUACION DE RPM DE EQUIPOS DE PERFORACION.....	90
4.2.3.	CUADRO COMPARATIVO DE PARAMETRO Y FACTORES.....	93
4.2.4.	RESUMEN DE LOS COSTOS DE PRODUCCION USANDO EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.....	94
	CUADRO 30: AHORRO EN COSTO DE PERFORACIÓN USANDO EQUIPOS ATLAS COPCO.....	97
	CAPITULO V.....	98
	RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	98
5.1.	RESULTADOS.....	98
5.2.	DISCUSIONES DE LOS RESULTADOS.....	107
	CONCLUSIONES.....	110
	RECOMENDACIONES.....	111
	REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA.....	112
	ANEXOS.....	113

CAPITULO I:

GENERALIDADES.

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

El éxito de una industria minera, tanto en el minado como en seguridad y actividades conexas como productividad y utilidad radica plenamente en el conocimiento y manejo adecuado de materiales e insumos, manteniendo el equilibrio con el medio ambiente y tendencia a optimizar los costos operativos y productivos.

La oportuna estabilidad que se le dé al vacío creado en el minado o en las labores preliminares de desarrollo y preparación son también importantes, por lo cual es necesario conocer describir gestionar correctamente los equipos de perforación, voladura, acarreo, transporte, que cierra el ciclo de minado.

En el presente trabajo de investigación se abordará sobre las deficiencias que existen en la etapa de perforación por la escasa importancia que se da en la

administración de los equipos de perforación, fundamentalmente con los quipos Sandvik y Atlas Copco; además, por la poca importancia al comportamiento del macizo rocoso y una capacitación débil hacen que se diluye la productividad y las responsabilidades, conduciendo todo esto a una inseguridad y relajamiento del personal en general.

1.1.2. UBICACIÓN Y ACCESO

1.1.2.1. UBICACIÓN.

U.P. Andaychagua de la Compañía Volcan S.A.A., se encuentra ubicada en la sierra central del Perú; políticamente está localizada en el anexo San José de Andaychagua, en el distrito de Huayllay, provincia de Yauli departamento de Junín, a 181 Km. Hacia el SE de Lima, sobre el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales.

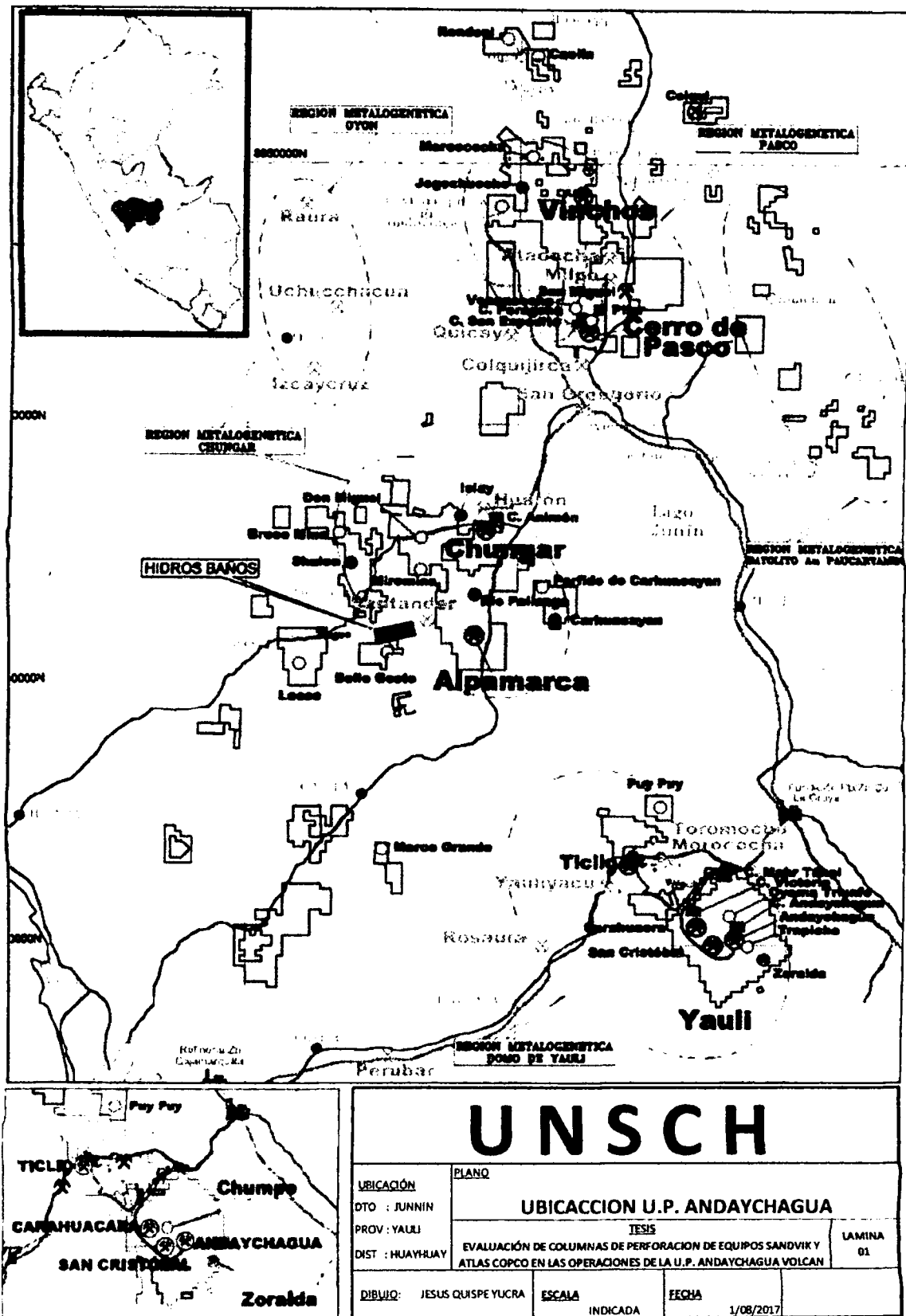
Cuyas coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste : 76° 05' 31"

Latitud Sur : 11° 43' 52"

Sus coordenadas U.T.M.: E: 389, 930.000; N: 8' 701, 689.86

FIGURA N° 1: UBICACIÓN Y ACCESOS A LA MINA.



Fuente: GEOCATMIN – mapeo de labores mineras – 2015.

1.1.2.2. VÍAS DE ACCESO.

El acceso a la U.P. Andaychagua se da por las siguientes rutas:

Parte de la oroya y sigue su recorrido por la carretera central hasta el cruce lima – Cut off; luego sigue por la carretera afirmada que pasa por Pashashaca, Marh túnel, Carahuacra, San Cristóbal llegando hasta andaychagua.

Por la carretera central, viajando de Huancayo a la oroya o viceversa. En el trayecto hay una bifurcación hacia huari, donde podemos encontrar una carretera afirmada que pasa por colpa, Huayhuay, llegando a andaychagua

TABLA N° 1.1.2: RUTA Y VÍAS DE ACCESO A LA MINA.

Ruta	Distancia (Km)	Tiempo (horas)	Tipo de Vía
Ayacucho - Lima – Oroya – Yauli – UEA Andaychagua	780	14 Hrs. Con 40min	Asfaltada y Afirmada
Ayacucho – Huancayo – Oroya - Yauli – U.P. Andaychagua.	418	10 Hrs.	Asfaltada y Afirmada

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo influye los costos en las columnas de perforación en equipos **SANDVIK** Y **ATLAS COPCO** en la inversión de costos de perforación de la U.P. Andaychagua?

1.2.2. PROBLEMAS SECUNDARIOS

1. ¿Cuánto influye los parámetros de perforación de los equipos (RPM, Vigas, Postizos y centralizadores), para aumentar el rendimiento de la

columna de perforación de los equipos sujetos a la viga de perforación, diseñados en la operación de la U.P. Andaychagua?

2. ¿Cómo influye una incorrecta elección de los equipos de perforación en los costos operativos en la perforación de los frentes de la U.P. Andaychagua?
3. ¿En qué medida la poca capacitación del personal influye en la inseguridad de los trabajadores de la UP. Andaychagua – Volcan SAA?

1.3 IMPORTANCIA Y JUSTIFICACIÓN

1.3.1. IMPORTANCIA.

En la Perforación de frentes de producción de la U.P. Andaychagua el uso de **equipos SANDVIK por equipos ATLAS COPCO**, nos permite el ahorro de costos en la voladura, mejorando el rendimiento de la producción y productividad así mismo la disminución de costo de producción por metro perforado.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN.

Verificar el ahorro de los costos de Perforación al realizar la Evaluación de Columnas de Perforación de equipos SANDVIK y ATLAS COPCO en las operaciones de la UP. ANDAYCHAGUA, como en los costos de Perforación & voladura, a fin de implementar y mejorar la productividad a un menor costo de producción.

1.4 OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVOS GENERALES

Conocer los parámetros y costos de las columnas de perforación de los equipos **Sandvik y Atlas Copco** para su mejor evaluación económica,

favorable en los costos de perforación en la U. P. Andaychagua – Volcan S.A.A.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Evaluar los parámetros de perforación, costos y rendimiento del de Equipos Atlas Copco como equipos de producción de menor costo.
 1. Determinar los parámetros de perforación de los equipos Atlas Copco, como equipo más favorable para el uso en los procesos de producción en los frentes.
 2. Capacitar al personal influye positivamente en la seguridad de los trabajadores de la UP. Andaychagua – Volcan SAA?
 3. Obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

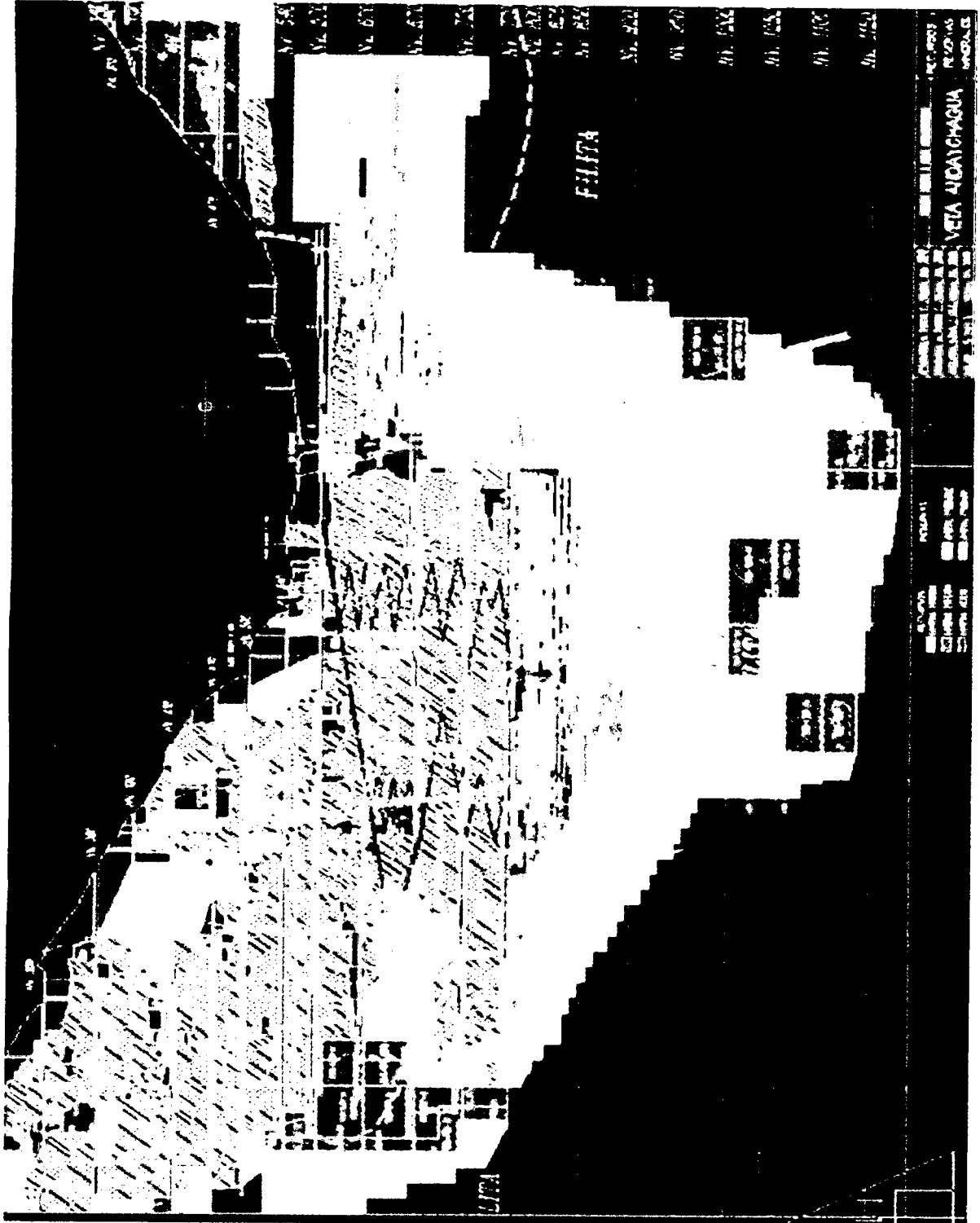
2.1 GEOLOGÍA.

2.1.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

El distrito minero de Andaychagua está localizado en la parte suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca íntegramente los distritos de San Cristóbal, Morococha y Carahuacra, conocida como el complejo domal de Yauli que presenta una ventana de formaciones paleozoicas dentro de la faja intracordillerana de formaciones mezozoicas. El paleozoico tiene 2 pisos, el inferior formado por el grupo Excélsior y el superior por el grupo Mitu, el Excélsior está aflorando a lo largo del anticlinal de chumpe en la parte oeste del domo y en el anticlinal de ultimátum hacia el Este, el mitu aflora en la mayor parte del domo. El margen está constituido por las formaciones mezozoicas: grupo Pucará, grupo goyllarisquizga, grupo machay y

formación jumasha. Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testifican la actividad ígnea de la zona.

MODELO GEOLÓGICO – VETA ANDAYCHAGUA



Fuente: (Geología de cuadrángulos – Instituto geológico minero metalúrgico).

2.1.2. GEOLOGÍA LOCAL.

La secuencia estratigráfica del distrito de andaychagua muestra rocas sedimentarias y volcánicas, cuya edades varían desde el devónico hasta el cuaternario. Estas rocas han sido intensamente plegadas, constituyendo diversas estructuras entre las cuales se distinguen el anticlinal de chumpe, cuyo eje se orienta en forma paralela a la estructura general de los andes. La mineralización se presenta en vetas rellenando fracturas, las cuales atraviesan casi enteramente las filitas, volcánicas y calizas. Mantos y cuerpos mineralizados se emplazan principalmente en las calizas de la formación pucara.

2.1.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

El macizo paleozoico del domo de Yauli, en el EN de la Hoja de matucana, ha jugado un papel importante en la estratificación como en la tectónica, pues en el área de influencia existen variaciones litológicas y disminución de espesor con relación a las unidades formaciones de triásico – jurásico y cretáceo que se desarrollan al NE y al SO, respectivamente.

La columna estratigráfica del área de estudio, y en general de la región andina, ha sido afectada por movimientos tectónicos ocasionando las discontinuidades.

2.1.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

La complejidad geológica del distrito ha dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales que se extienden ampliamente en las rocas calizas y filitas.

Después de la última etapa del plegamiento "Quechua" y la formación de las fracturas de tensión, vino el período de mineralización.

En esta zona se puede encontrar los siguientes tipos de roca:

- **FORMACIONES SEDIMENTARIAS:**

Calizas blancas fosilíferas

Lutitas rojas

Areniscas

Calizas blancas y amarillas

Brechas calcáreas de chert

Calizas laminadas con yeso

Calizas arenosas

Brechas y areniscas de erosión.

Filitas.

Mármoles fosilíferos

Cuarcitas

- **FORMACIONES ÍGNEAS:**

Basalto

Diorita + gravo

Capas tufáceas.

Volcánicos/volcánicos clásticos morados

Intrusito intermedio (tipo Carahuacra Andaychagua E)

Intrusito ácido (Tipo Chumpe)

Volcánicos/volcánicos clásticos básicos

2.2 GEOMECÁNICA.

2.2.1. CONSIDERACIONES GENERALES

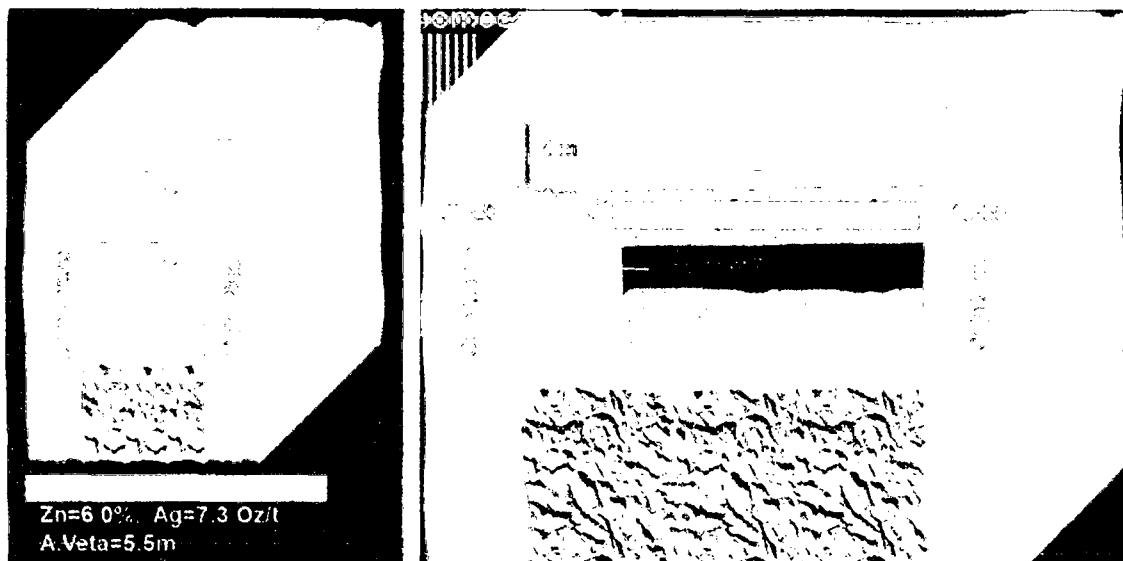
Para determinar el comportamiento **Geomecánico** en el diseño del yacimiento de la mina Andaychagua, para establecer un mejor criterio de métodos de sostenimiento entere sostenimiento pasivos y activos, que brinde la estabilidad necesaria durante el ciclo del minado a la cual se desarrolla un mapeo estructural que permite definir el Angulo de buzamiento de la veta, la cual tiene los siguientes criterios de estudio.

2.2.1.1. MODELO GEOLÓGICO

Trata de caracterizar o definir la estructura de la masa rocosa; nos brinda información geológica del medio en la cual realizaremos la excavación. Se conceptualiza al Modelo Geológico el pilar clave para toda evaluación geomecánica de proyectos, ya que éste aportará información clave para el dimensionamiento de las excavaciones y estabilidad de las secciones subterráneas a diseñar.

2.2.1.2. MODELO GEOMECANICO

Permite cuantificar los *parámetros estructurales y mecánicos del Macizo Rocoso*. El modelo estará apoyado con la aplicación de técnicas de valoración de calidad de roca, así como instrumentación adecuada para la determinación de las propiedades mecánicas del macizo.



Fuente: Área de Geomecánica – YAULI - VOLCAN

2.2.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

2.2.2.1. CLASIFICACIÓN DE RMR BIENIAWSKI

Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ' y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de un vano. Se utiliza usualmente en la construcción de túneles, de taludes y de cimentaciones. Consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección. Fuente: CAMIPER – curso de ingeniería geotecnia – modulo 2

2.2.2.2. CLASIFICACIÓN Q DE BARTON

Fue desarrollada en el Instituto Geotécnico de Noruega (NGI) por Barton, Lien y Lunde y como en el caso del RMR está basado en varios cientos de túneles, construidos en Escandinavia principalmente.

El sistema consiste en dar al terreno una serie de parámetros que sustituiremos en una fórmula para así formar un índice denominado Q que es con el que podremos diseñar el sostenimiento, la variación del índice Q no es como en el

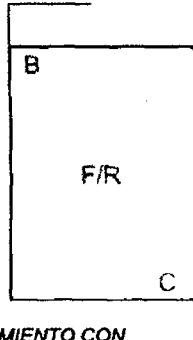
caso del RMR una variación lineal, en este caso se da una variación exponencial.

Imagen 1- Tabla GSI de la Unidad Productora Andaychagua.

RECOMENDACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCION DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) MINA ANDAYCHAGUA		CONDICION SUPERFICIAL							
<p>PARA LABORES TEMPORALES DE 3.5 m A 10.00 m</p> <p>A SIN SOSTENIMIENTO / PERROS SPUR SET PARTIALES</p> <p>B PERROS SPUR SET 7' 1.5 X 1.5M SOSTENIMIENTO.</p> <p>C SHOTCRETE 2' + PERROS SPUR SET 7' 1.5 X 1.5M, 0 SHOTCRETE 2' + PERROS HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>D SHOTCRETE 3' + PERROS HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>E SHOTCRETE 4' + PERROS HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>F SHOTCRETE 2' +MALLA/PERROS HYDROBOLT 7' 1.2 X 1.2 + SHOTCRETE 2'.</p> <p>PARA LABORES PERMANENTES DE 3.5 m A 4.5 m</p> <p>A SIN SOSTENIMIENTO / PERROS HELICOIDALES 8' PARTIALES</p> <p>B PERROS HELICOIDALES 8'/HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>C SHOTCRETE 2' + PERROS HELICOIDALES 8' /HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>D SHOTCRETE 3' + PERROS HELICOIDALES 8' /HYDROBOLT 7' 1.5 X 1.5M.</p> <p>E SHOTCRETE 4' + PERROS HELICOIDALES 8' /HYDROBOLT 7' 1.2 X 1.2M.</p> <p>F SHOTCRETE 2' + MALLA/PERROS HELICOIDALES 8'/HYDROBOLT + SHOTCRETE 2' + 0 SHOTCRETE 4' + CASAPAS.</p>	ESTRUCTURA								
	<p>FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>				90°	F/B	F/R	F/P	-
	<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>				75°	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>				60°	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (ROD = 0%)</p>				40°	-	-	T/P	T/MP	

Fuente: Área de Geomecánica – YAULI - VOLCAN

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES



SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O MARTILLO, EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERÁ EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

CON FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O MARTILLO, LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A PRESIONES DE LA ROCA, PRESENCIA DE AGUA, PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERÁ EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR

TIPO DE ROCA

TIPO	INDICE "GSI"	INDICE "RMR"	INDICE "Q"	CALIDAD DE ROCA	TIEMPO DE AUTOSOORTE
------	--------------	--------------	------------	-----------------	----------------------

I	F/MB, LF/MB, LF/B	81 - 100	55 - 500	Muy Buena	8 Meses Aprox.
II	F/B, LF/R, F/R	61 - 80	6 - 55	Buena	2 Meses Aprox.
III A	MF/R, MF/B	51 - 60	2 - 6	Regular	1 Mes Aprox.
III B	MF/P, F/P	41 - 50	0.6 - 2	Regular	2 Semanas Aprox.
IV A	IF/R	31 - 40	0.2 - 0.6	Mala	60 Horas Aprox.
IV B	IF/P, MF/MP	21 - 30	0.07 - 0.2	Mala	23 Horas Aprox.
V	IF/MP, T/MP	< 20	< 0.07	Muy Mala	8 Horas Aprox.

CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD PARA EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINERAS

CUANDO EN EL AVANCE DE LAS LABORES MINERAS SE ENCUENTRE ROCAS INCOMPETENTES SE PROCEDERÁ A SU SOSTENIMIENTO INMEDIATO ANTES DE CONTINUAR LAS PERFORACIONES EN EL FRENTE DE AVANCE APLICANDO EL PRINCIPIO DE "LABOR AVANZADA, LABOR SOSTENIDA".

EN EL PLAN DE MINADO DEBEN CONSIDERARSE LAS CONDICIONES MAS DESFAVORABLES DE LA MASA ROCOSA PARA ELEGIR EL METODO DE EXPLOTACION DE MENOR RIESGO QUE PERMITA LA SEGURIDAD DEL PERSONAL, MAQUINARIAS, ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES Y LA BUENA PRODUCTIVIDAD.

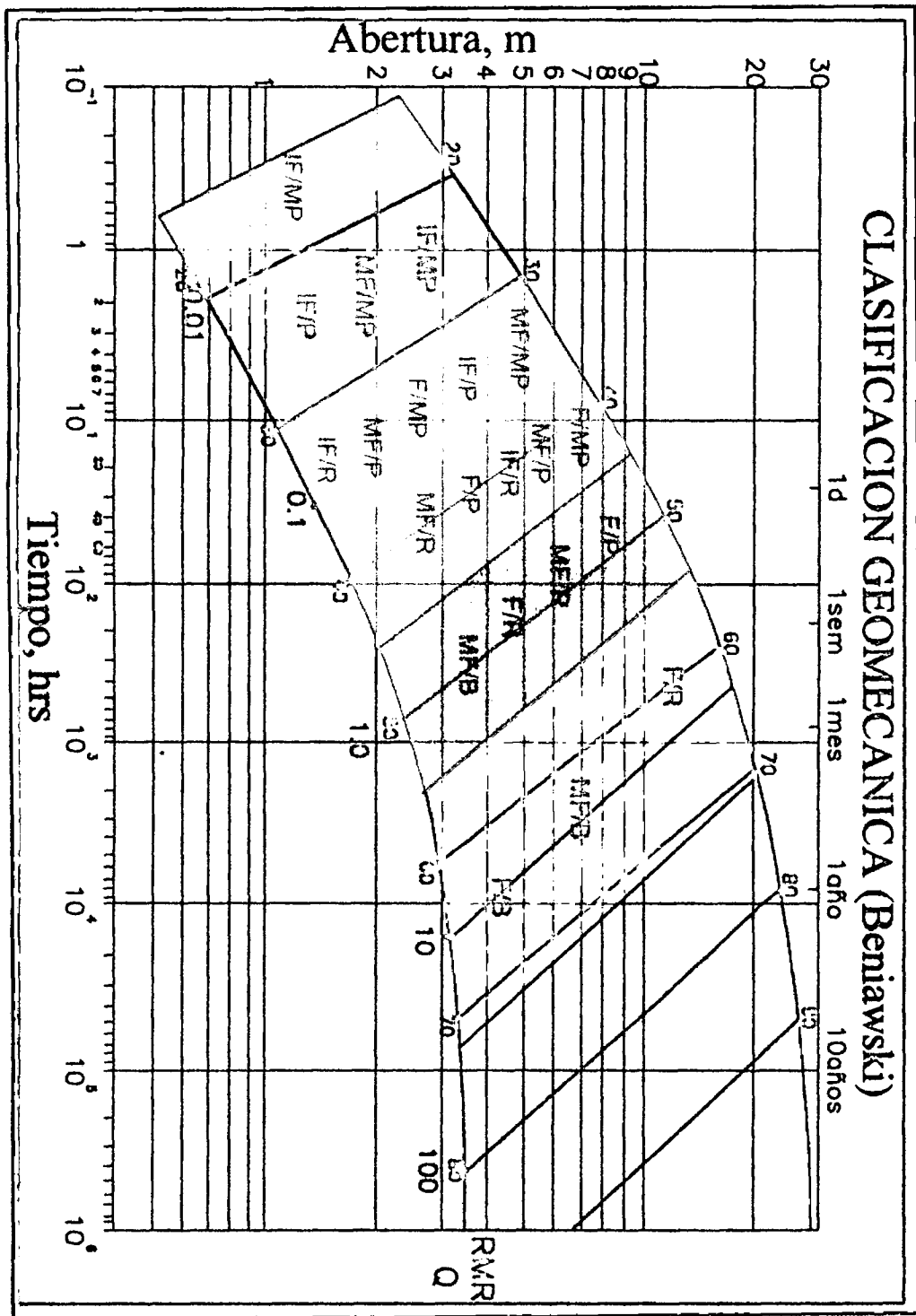
CONSIDERAR INSPECCIONAR LAS LABORES, VERIFICAR LAS CONDICIONES DEL TERRENO ANTES DE ENTRAR A LA ZONA NO SOSTENIDA, DESATAR TODAS LAS ROCAS SUELTAS ANTES DURANTE Y DESPUES DE LOS CICLOS DE MINADO, CONSERVAR EL ORDEN Y LIMPIEZA EN EL AREA DE TRABAJO Y TENER LAS SALIDAS DE ESCAPE DESPEJADAS.

LOS SOPORTES PARA LOS TECHOS, PAREDES Y/O PISOS DEBEN UBICARSE DE MANERA UNIFORME RESPETANDO LAS ESPECIFICACIONES TECNICAS DE DISEÑO ESTABLECIDAS EN EL PLAN DE MINADO.

EN LA ETAPA DE RELLENO ASEGURAR LA COMPACTACION DEL RELLENO TOTAL DE LOS ESPACIOS ABIERTOS EVITANDO FUTURAS SUBSIDENCIAS O FRACTURAS QUE AFECTEN LA ESTABILIDAD DE LA ZONA MINADA.

Fuente: Área de Geomecanica – YAULI - VOLCAN

FIGURA 2.- TABLA RMR DE LA UNIDAD PRODUCTORA ANDAYCHAGUA.



Fuente: Área de Geomecanica - U.E.A. Andaychagua

2.2.3. MAPEO GEOMECANICO

Fig. 03 Resultado Geomecanico de labores de Riesgo.

LABORES DE RIESGO MINA ANDAYCHAGUA						
Por: Ing. Marco Lozada Ore - Geomecánico Andaychagua.						
Al 06/02/2016 - Día						
LABOR	EVAL.	DESCRIPCIÓN	RMR	RESPONSABLE	FECHA REALIZADA	
	RIESGO	RECOMENDACIÓN				
ZONA ALTA						
830	AC_354B	9	ROCA: ME/R-P, LMA: 3.0mts TAN= 10 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra 3" + P.Hyd a 1.5mts RECOMENDACION: Se observa filo afilado en la corona, se tiene que precauter para poder continuar con el avance, mejorar la voladura y el porcentaje de recuperación del LMA a 3.0.	20 - 25	VOLCAN	02-02-17
830	SN_365 x AC_365B	9	ROCA: ME/R-P, LMA: 6.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra 3" + P.Hyd a 1.5mts RECOMENDACION: Realizar los avances en esta chatarra hasta obtener una longitud de cinta para luego completar con la instalación de los pernos de chatarra.	20 - 25	VOLCAN	02-02-17
830	TJ_100 x AC_031	8	ROCA: ME/R-P, LMA: 3.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra de 3" (P/M) + P.Hyd a 1.5mts. RECOMENDACION: Continuar la oficina para una longitud de 4.5mts, se evaluará con el sostenimiento instalado, tipo de roca filo afilado con filas gruesas de agua.	25 - 35	VOLCAN	02-02-17
830	AC_032 x Rp_026	8	ROCA: ME/R-P, LMA: 3.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra de 3" (P/M) + P.Hyd a 1.5mts. RECOMENDACION: Se continúa con filas temporales a la labor, trabajo con filo afilado, se recomienda de esta manera y LMA 3 con sostenimiento de chatarra y pernos.	25 - 35	VOLCAN	02-02-17
830	AC_032A x Rp_026	9	ROCA: ME/R-P, LMA: 6.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra de 3" (P/M) + P.Hyd a 1.5mts. RECOMENDACION: Se continúa con filo afilado, el avance será con chatarra y pernos.	25 - 35	VOLCAN	02-02-17
830	AC_364B	9	ROCA: ME/R-P, LMA: 3.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra de 3" (P/M) + P.Hyd a 1.5mts. RECOMENDACION: Se continúa con filas temporales para tener un avance de 4.5mts, se evaluará con el sostenimiento instalado, tipo de roca filo afilado con filas gruesas de agua.	20 - 25	VOLCAN	02-02-17
830	TJ_100 x AC_031B	8	ROCA: ME/R-P, LMA: 3.0mts TAN= 15 HORAS SOSTENIMIENTO: Chatarra de 3" (P/M) + P.Hyd a 1.5mts. RECOMENDACION: Se recomienda bajar la oficina que está en 5.2mts a 4.5mts para evaluar para poder instalar cinta del corte, el sostenimiento de esta oficina será con chatarra y pernos.	25 - 35	VOLCAN	02-02-17

1170	TJ_0007 x AC_005	0	ROCA=CTMI/RP/CP; M/LP, LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS. SOSTENIMIENTO: 2" + Malla + P. Hydrabell a 1.5 m + 2"terete 2" RECOMENDACION: No encontramos falla de tipo por lo cual se debe controlar la sección, el material usado para peñas, se recomienda perforar solo 0' por tener en el fondo 0' de altura con presencia de agua.	25 - 30	VOLCAN	05-12-17
1200	RP_04	9	ROCA=RP/2, LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS. SOSTENIMIENTO: 2" + Malla + P. Hydrabell a 1.5 m + 1"terete 2" RECOMENDACION: Realizar el pendiente en el sitio y parte de la sección ya que se observó una fisura	45 - 55	VOLCAN	25-01-17
1200	TJ_0007 x AC_04A	8	ROCA=ME/RP, LMA=6.0 m; TAS=12 HORAS. SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" + Malla + P. Hydrabell 1.5 m + 2"terete 2" RECOMENDACION: Se observa falta en la caja de la tubería con presencia de filtraciones de agua, por lo que se debe reforzar el sostenimiento de la caja de tubería con 2" + malla + Hydrabell a 1.5 m, a la caja plus con 2"terete 2" y pernos.	30 - 35	ITSA	02-02-17
1200	RP_04A(1)	9	ROCA=ME/RP, LMA=6 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell 7' a 1.5 + 2"terete 2" RP RECOMENDACION: Frente con mala calidad de material, de acuerdo al proyecto posteriormente se reforzará con malla hasta de la intersección.	25 - 35	ITSA	09-01-17
1200	AC_001	7	ROCA=ME/RP, TAS=12 HORAS. SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell 7' a 1.5 + 2"terete 2" EM RECOMENDACION: Se observa deterioro de material, de acuerdo al proyecto se debe completar en toda la sección para poder luego perforar con 2"terete.	25 - 35	ITSA	17-01-17
1100	AC_001 x CP_001	9	ROCA=RP/2, LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell 7' a 1.5 + 2"terete 2" EM RECOMENDACION: Se observa filtraciones de agua, ya que se observa el cambio de terreno al tipo de la tubería con filtraciones de agua, de terreno tipo 2"terete.	35 - 37	ITSA	05-02-17
1200	EP_1225 E	9	ROCA=RP/LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + P. Hydrabell 7' a 1.5 RECOMENDACION: La calidad del terreno ha mejorado, se sugiere una compactación por la clasificación de la ITSA, llevar el sostenimiento con espesor de 2"terete de 3 pedruzcos, controlarlo con el tipo de sostenimiento.	35 - 40	ITSA	20-01-17
1200	EP_1225 W	9	ROCA=RP/LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell 7' a 1.5 + 2"terete 2" EM RECOMENDACION: La labor se encuentra en carga y debe de cargarse para completar el sostenimiento recomendado, por el tiempo de actuación en la obra expuesta de sostenimiento se puede realizar de no completar el sostenimiento recomendado.	35 - 40	ITSA	17-01-17
1200	AC_131 x EP_1225 E	9	ROCA=RP/LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + P. Hydrabell 1.5 m + 2" RECOMENDACION: Se recomienda tener cuidado con el avance por estar próximos a la proyección de una falla por lo que se debe cambiar el terreno dentro del LMA. Realizar desde la cota.	35 - 40	ITSA	17-01-17
1200	EP_1207	8	ROCA=RP/LMA=3.0 m; TAS=24 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell 7' a 1.5 + 2"terete 2" EM RECOMENDACION: Topo del frente afectado por una falla de potencia de 1 a 1.5 mts frente al avance, realizar pendiente en concreto que se establezca el nivel de éste, luego de esto se deberá realizar el sostenimiento con 2"terete, malla en toda la excavación considerando parte de la corona y el tipo de ésta. Controlar el avance del frente y mantener hasta el nivel de ésta.	35 - 40	ITSA	20-01-17
1200	CA_120B	5	ROCA=RP/LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + Malla + P. Hydrabell a 1.5 m + 2"terete 2" (EM) RECOMENDACION: Se observa falta de apoyo en el 2"terete, aplicar el porcentaje de esta obra para poder completar el sostenimiento pasado, dar prioridad a este sostenimiento para no tener mayor tiempo de exposición en una labor nocturna. Se realiza el refuerzo especial en esta labor por ser de importancia para el bombeo con 2"terete 2" + Malla + P. a 1.5 m + 2"terete 2". AUN FALTA COMPLETAR EL SOSTENIMIENTO RECOMENDADO.	35 - 45	ITSA	17-01-17
1200	AC_001 x AC_003	8	ROCA=ME/RP, TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + P. Hydrabell 7' a 1.5 RECOMENDACION: Realizar el refuerzo inmediato con 2"terete desde la intersección en dirección al sector 005, se observa que se debe continuar con el diseño estructural del sistema de tuberías.	35 - 45	VOLCAN	22-01-17
1200	TJ_0007 x AC_001	9	ROCA=ME/RP, LMA=3.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + P. Hydrabell 7' a 1.5 m RECOMENDACION: Se tiene que 2"terete en la caja de tubería y completar pernos, en la falta que se observa desde el fondo hasta la caja plus, ésta se recomienda 9' para en la caja plus por el puente de seguridad hasta el AC_001.	35 - 45	VOLCAN	02-02-17
1200	TJ_0007 x AC_001	9	ROCA=CP/ME/RP - CP/ME/RP, LMA=6.0 m; TAS=12 HORAS SOSTENIMIENTO: 2"terete 2" (EM) + P. Hydrabell 7' a 1.5 m RECOMENDACION: La cámara que está pendiente para realizar en la caja plus no se podrá realizar ya que se encuentra en la zona de tubería.	31 - 40	VOLCAN	05-02-17

ZONA BAJA							
1000	CA_722 D	9	ROCA=ETR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO PERMANENTE: Sistema de 2" (MDF) + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Verificar estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-45	USA	09-01-14	
1000	EP_721 C	9	ROCA=ETR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO PERMANENTE: Sistema de 2" (MDF) + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-45	VOLCAN	05-01-16	
1000	TJ_1200 x AC_1010	9	ROCA=ETR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" (MDF) + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Después de realizar el trabajo de mantenimiento, se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-35	VOLCAN	04-02-16	
1000	TJ_1200 x AC_1002 HACIA EL TUCU	9	ROCA=Caja Techo ETR.P, Caja Filtro MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 3" + P. Hidráulica 1.5 m. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	30-38	VOLCAN	05-02-16	
1000	TJ_1200 x AC_1003 HACIA EL TUCU	8	ROCA=Caja Techo ETR.P, Caja Filtro MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" + Malla (P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 1" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	25-30	VOLCAN	03-01-17	
1000	TJ_1200 x AC_1002	9	ROCA=MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 3" + P. Hidráulica 1.5 m. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	30-38	VOLCAN	02-02-17	
1100	Ep 100 x CA 100	9	ROCA=MDR.P SOSTENIMIENTO: Sistema de 3" + P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-40	VOLCAN	04-02-17	
1100	Ep 100 x EP 110	9	ROCA=MDR.P SOSTENIMIENTO: Sistema de 3" + P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-40	VOLCAN	05-01-17	
1100	NC_600	9	ROCA=MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" (MDF) + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	25-35	USA	06-02-17	
1100	EP_1100E	9	ROCA=MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" (MDF) + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	35-40	USA	04-02-17	
1100	AC_607	8	ROCA=MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" + Malla + P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Mejorar el sostenimiento en la zona de intersección con el NC_601, según lo indica el plano de detalle.	25-35	USA	01-02-17	
1100	AC_604	7	ROCA=MDR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" + Malla + P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Añadir tuberías de apoyo y tanques en la zona de intersección de 0.20 m de horizontal al eje de la tubería. Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	25-35	USA	04-02-17	
1100	GAL_102	9	ROCA=ETR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" + M.D.P. Hidráulica 1.5 m + Soteras 2" 50'. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	41-55	VOLCAN	27-01-17	
1100	AC_070	8	ROCA=ETR.P, LMA=60 cm, TAS= 12 HORAS. SOSTENIMIENTO: Sistema de 2" + P. Hidráulica 1.5 m. RECOMENDACION: Se debe verificar el estado de tuberías y hacer mantenimiento preventivo a medida que se vaya requiriendo.	41-50	VOLCAN	20-01-17	

1200	TJ_600 E X AC_063	9	ROCA= MF/R-P. LMA = Rebaje: 6.0 mts bajo losa TAS = 24 HORAS SOSTENIMIENTO: Shotcrete de 3" (F/M) + P.Hydrabolt a 1.5 mts. RECOMENDACIÓN: Reforzar con shotcrete toda la intersección rebajada.	21 - 30	VOLCA N	25-01-17
1200	TJ_600 E X AC_061	9	ROCA= IF/R-P. LMA=3.0 mts. TAS = 12 HORAS SOSTENIMIENTO: Shotcrete de 2" (F/M) + Malla / P. Hydrabolt 7' a 1.5m. + Shotcrete de 2" (S/F) RECOMENDACIÓN: Realizar el sostenimiento con malla en el tramo fuera de losa debido a la sección minada.	35 - 40	VOLCAN	29/02/2017
1200	TJ_600 W X AC_063	9	ROCA= MF/R-P. LMA = 6.0 mts Bajo losa TAS = 12 HORAS SOSTENIMIENTO: Shotcrete de 3" (F/M) + Malla / P.Hydrabolt a 1.5 mts. RECOMENDACIÓN: Dicha labor nos encontramos fuera de losa por la cual se coordino realizar el ultimo disparo. realizar el sostenimiento pesado en el ultimo disparo.	21 - 30	VOLCA N	18-01-17
1170	TJ_600 E X AC_063		ROCA= MF-IF/R-P, LMA= 3.0 mts. TAS = 24 HORAS. SOSTENIMIENTO: CAJA TECHO (IF/R-P): Shotcrete de 2" (F/M) + Malla / P. Hydrabolt 7' a 1.5m. + Shotcrete de 2" (S/F) / CAJA PISO (MF-R): Shotcrete de 3" (F/M) + P.Hyd 7 a 1.5 m. RECOMENDACION: Se tiene que completar el sostenimiento de las cajas para preparar para relleno.	25 - 35	VOLCA N	14-01-17
1200	TJ_400 W X AC_123	9	ROCA= IF/R-P LMA= 6.0 mts. TAS = 24 HORAS SOSTENIMIENTO: Shotcrete de 3" + P. Hydrabolt 7' a 1.5m RECOMENDACION: Hacia la caja piso de observa una falsa caja de la cual se realizara el percutado antes de sostener.	21 - 30	VOLCA N	06-02-17
1200	TJ_400 E X AC_123		ROCA= MF/R-P. LMA = 6.0 mts TAS = 24 HORAS SOSTENIMIENTO: Shotcrete de 3" (F/M) + P. Hydrabolt 7' a 1.5m RECOMENDACIÓN: Controlar la altura en el tajo tiene mas de 5 m de alto fuera de estandar.	21 - 30	VOLCA N	06-02-17

Fuente. Área de Geomecanica – U.E.A. Andaychagua

2.2.4. USO Y APLICACIONES EN LA MALLA DE PERFORACIÓN

Diseño de Malla de Perforación;

Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse.

Paramentos De Roca;

Son determinantes como variables incontrolables, los cuales tenemos:

- Las propiedades físicas, (densidad, dureza, tenacidad, porosidad)
- Las Propiedades elásticas o de resistencia (resistencia a la compresión, tensión, fricción interna, cohesión, Condición geológica.

Parámetros De Explosivo;

Son variables controlables como las propiedades físicas o químicas (densidad, velocidad de detonación, presión de detonación, energía del explosivo, sensibilidad, volumen de gases)

Parámetros de Carga;

Son también variables controlables en el momento del diseño de la malla de perforación y voladura, (diámetro del taladro, longitud del talado, confinamiento, acoplamiento, densidad de carga, longitud de carga).

2.3 MINERÍA.

2.3.1. LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN.

2.3.1.1. DESARROLLO.

GALERÍA.

Labor que avanza a lo largo de la estructura mineralizada con fines de exploración y desarrollo, con gradiente de 1/1000 positivo.

CHIMENEAS VERTICALES:

- **Chimeneas con Raise Borer.-** Labor que se construye mediante el Raise Borer. Tiene un diámetro 1.5m, cuya función es netamente de ventilación, la limpieza del material (producto del rimado), es extraído por la parte inferior.

- **Chimeneas convencionales.-** se ejecutan con secciones de 1.5m x1.5m en un punto estratégico próximo al tajo, estas serán usados como orepass y fillpass, en ocasiones como servicio auxiliar.

CHIMENEAS INCLINADAS.

Se construye en la estructura mineralizada siguiendo el buzamiento, de acuerdo a la longitud se construye en "H", cuya función será de ventilación, echadero de mineral y de servicio auxiliar., siendo la sección de 1.5m x 1.5m y/o 1.2m x 1.2m de acuerdo al proyecto.

2.3.1.2. PREPARACION

Una vez seleccionado el método de explotación se dimensionan los tajos de longitudes de 120 m. con una altura de block de 18 a 20 m. y un ancho de 3 m. a 10 m. En función a estas dimensiones se procede a construir las rampas de acceso con pendientes máximos de equipo LHD y las chimeneas y/o Orepass.

- Rampa de Acceso en "Z" (3.5 x 3.0m.).
- 01 Chimenea para echadero de mineral (1.5 x 1.5 m.).
- 02 Chimeneas de Servicio (1.2 x 1.2m.).
- 02 Acceso de la Rampa hacia la Veta (3.5 x 3. m).
- By Pass con sección de (3.5 x 3.0 m).

2.3.1.3. EXPLOTACION

La labor de explotación que se pudo observar en la U.P: Andaychagua es de la producción. Los tajos que se explotan a base de taladros largos.

2.3.2. EQUIPOS PRINCIPALES DE PERFORACION.

Los equipos utilizados en la perforación primaria, está constituido por lo siguiente:

- 03 perforadoras S1D – BOOMER 281 (Atlas Copco).
- 05 Perforadoras DD311 – AXERAS HLX5 (Sandvik).
- 04 perforadoras de sostenimiento – BOLTEC (Atlas Copco)

2.3.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente.

Después que un corte o piso haya sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frontón que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque.

El minado se hace en rebanadas horizontales, luego se rellenan colocando previamente una loza de hormigón pobre y/o rico o relleno cementado, este servirá de techo artificial de rebanada siguiente. Este método es exclusivamente para yacimientos en cuerpo, y fuertemente movido.

En la explotación del yacimiento de Andaychagua, se aplica el Método subterráneo Corte y Relleno descendente o de losas, cuya elección se debió a las características del yacimiento:

- Métodos de explotación de Filas – Taladros Largos
- La mineralización se presenta en un cuerpo de veta encajonante de dimensiones apreciables.

➤ DESCRIPCIÓN GENERAL

Este método es el mejor empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo ya que permite, el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo entre otras consideraciones.

➤ DESARROLLO

NIVEL DE PRODUCCION PRINCIPAL

Se realizara un By Pass principal desde los cuales se accede a la veta cada 50 metros, para luego correr galería en el mismo nivel, este nivel también sirve como nivel de extracción.

RAMPA DE PRODUCCION

Se construye una rampa que corre paralelo a la veta, desde los cuales se accede hacia la veta para seguir tajeando en los sucesivos cortes.

CHIMENEAS

VENTILACION

Se construye 02 chimeneas de ventilación en los extremos de las alas, para generar el circuito de ventilación

ECHADEROS

Se construye 01 chimenea ligada a la rampa como echadero



Fuente. Área de Geomecánica – U.E.A. Andaychagua

Ventajas

- ✓ Permite recuperar el mineral en proporción muy alta.
- ✓ Evita la inestabilidad con mineral y cajas falsas.
- ✓ Elimina totalmente el sostenimiento de los techos.
- ✓ Aumenta la seguridad.

Desventajas

- ✓ El contaminante, principal es el relleno (hidráulico e hidroneumático)
- ✓ El tiempo de rellenado es lento.
- ✓ Incrementa costos por limpieza a causa de fuegos y atoros del relleno.

2.3.3.1. RESUMEN: DEL DISEÑO DETA ANDAYCHAGUA.

PARAMETROS	VALOR
Angulo de Inclinación de veta	70° a 90°
Ancho de veta	9 m.
Diseño de perforación	4.5 x 4.5m.
Sección de rampa	34.5 m.
Buzamiento de mineral	70°
Altura de tajeo o slot	21 m.
Días Operativos por año	360 días
Guardias/Día	2/12 horas
Gradiente de rampa	15%

2.3.4. CICLOS DE OPERACIÓN MINERA.

Son las operaciones unitarias que han sido establecidos de tal forma que la utilización del equipo alcance rendimientos óptimos. Comprende: Perforación, voladura, carguío, acarreo y bombeo.

2.3.4.1. Perforación

Se efectúa en los frentes de ataque de avance con altura de corte de 3.10 m. Los equipos utilizados para este fin son: el jumbo hidráulico con Axera de 12 pies de longitud para los frentes de avance y cimba S7D de 18 a 20 m. en los taladros largos.



Imagen 02. Equipo de perforación frontonero

2.3.4.2. Voladura.

En la voladura se utiliza explosivos de baja potencia como son: semexsa de 65% y 45%, exadit 45% y los accesorios como es el exel y tecnel no eléctricos, cordón detonante 3P, mecha de seguridad y mecha rápida al mismo tiempo pues se realiza voladuras especiales (controlados) para minimizar el efecto secundario del explosivo y como tal reducir los costos.

2.3.4.3. Desate Mecanizado.

Después de cada voladura se realiza el desatado de rocas con el equipo Scaler en los tajos de alto riesgo, donde el desatado manual ya no es posible debido a la altura y para no exponer al trabajador al peligro, el mecanismo de desatado es por medio de percusión y golpes sobre la roca suelta.

2.3.4.4. Limpieza.

El mineral tronado se carga directamente en los frentes de trabajo Nv 1250, de preferencia con equipos cargadores diésel montados sobre neumáticos – scoop de 6yd³.

2.3.4.5. Transporte.

Consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para desplazar los materiales mineros desde el punto de descarga hasta su lugar de descarga o su destino final. Las funciones que debe realizar el acarreo son las siguientes:

1. Mover el material arrancado, materia prima que es el fundamento de la mina que se explota.
2. Mover el estéril que se produce como consecuencia de la explotación del yacimiento.
3. Accionar todas las instalaciones que sean capaces de efectuar esos movimientos y desplazamientos. Un factor muy importante incluye el mantenimiento de dichas instalaciones para garantizar su funcionamiento con el mínimo número de averías que ocasionen paradas.

4. Se prefieren los cargadores LHD conjuntamente con camiones FM. Siendo estas, transportadas al echadero del nivel 1000 que son extraídos por el pique Roberto Lets hacia la planta de Andaychagua.

2.3.4.6. Sostenimiento.

Se realiza con equipos mecanizados y robotizados para el concreto lanzado (shotcrete) por vía seca y húmeda, con espesor de 2". Sobre ello se instala los pernos hydrobolt de 5' y de 7' espaciados a 1.2 m x 1.2 m. en forma sistemático.

2.3.4.7. Relleno.

2.3.4.7.1. Relleno detrítico.

Las rocas provienen de las labores de preparación y desarrollo seleccionados por su dureza y menos higroscópico como las margas rojas, el cual conforma el 50% del relleno.

2.3.4.7.2. Relleno hidráulico.

El relleno se bombea desde la planta hacia el silo N° 03 que está ubicado en la bocamina Rp-mirko a una distancia de 2.5 Km con una densidad de 1,950 gr./lt, el cual es distribuido a través de tuberías de 3" hacia los tajeos programados para el relleno.

2.3.4.8. Bombeo

Es la extracción de aguas acumuladas a las cámaras del mineral o frentes por medio de las bombas hidráulicas que extraen de nivel a nivel hacia superficie.

2.3.5. OPERACIONES UNITARIAS

2.3.5.1. PERFORACIÓN

Una vez que se han definido los puntos a perforar y se tiene acceso al sector de trabajo. Cumplido con esto el equipo toma posición para iniciar la operación.

2.3.5.1.1. PERFORACIÓN PRIMARIA.

La perforación de taladros en la Mina Andaychagua, se realiza mediante perforadoras Atlas Copco y Sandvik, con capacidad de perforación hasta 3.7 m de longitud con barras de 8, 12 y 14 pies. Otras características y **accesorios** son:

1.- Peso del equipo	:	15 Tn
2.- Capacidad de Compresora	:	1,800 CFM
3.- Pull Down (peso sobre la roca)	:	75,000 Lbs
4.- Perfora taladros de	:	7, 12 y 14 pies
5.- Velocidad de perforación	:	24 m/min.
6.- Barra	:	7, 12 y 14 pies.

2.3.5.1.2. PERFORACIÓN SECUNDARIA.

La perforación secundaria en la Mina Andaychagua se realiza solo en taladros largos, mediante perforadoras Atlas Copco y Sandvik, con capacidad de perforación hasta 22 m de altura de tajeo con 18 barras de 5 pies. Otras características y **accesorios** son:

1.- Peso del equipo	:	15 Tn
2.- Capacidad de Compresora	:	1,800 CFM

3.- Pull Down (peso sobre la roca)	:	75,000 Lbs
4.- Perfora taladros de	:	9 7/8"
5.- Velocidad de perforación	:	24 m/min.
6.- Barra	:	5 pies.

2.3.5.2. VOLADURA

La voladura es una de las operaciones unitarias más relevantes dentro del proceso de extracción de mineral y se encuentran ligada a los parámetros de las operaciones de perforación.

El objetivo de estas operaciones en conjunto es proporcionar una **fragmentación adecuada**, buen apilamiento del material, buen piso, desplazamiento controlado, proyecciones de rocas controladas y vibraciones controladas, de tal manera que el transporte y chancadora primario, tenga una alta eficiencia y costos mínimos.

Para la voladura se realiza el diseño teórico de los parámetros de voladura para cada tipo de roca, usando diferentes métodos de aproximación para luego ser aplicados en el campo y realizar evaluaciones constantes que nos permitan hacer ajustes de cálculo para conseguir los objetivos trazados.

a).- EN LA ZONA DE MINERAL

Malla	:	3.5 x 3.5
Factor de Carga	:	0.60 (kg/m ³)
Densidad lineal del explosivo	:	11 (kg/m)

b).- EN ZONAS DE DESMONTE

Malla	:	3.5 x 3.5
-------	---	-----------

Factor de Carga : 0.58 (kg/m³)

Densidad lineal del explosivo : 9 (kg/m)

2.3.5.2.1. DISEÑO Y DISTRIBUCIÓN DE CARGAS EXPLOSIVAS.

En la Mina Andaychagua se tiene diferentes diseños de carga explosiva tales como:

Diseño para carga explosiva en taladros para zonas de mineral y para zonas de desmonte. Así se tiene los siguientes.

2.3.5.2.2. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EMPLEADOS.

Los explosivos y accesorios empleados, el Nitrato que se usa es el Expan 200 en prill porosos con una densidad de 0.67 gr/cm³, de fabricación Sudafricana que luego de realizar una mezcla estequiométrica con el diesel N° 2 en un proporción de 94% de nitrato y 6% de diesel forma el explosivo anfo.

Se está trabajando con cargas distribuidas (Deck) lo que permite hacer una mejor distribución del explosivo en toda la columna.

En los accesorios de voladura se utiliza como iniciador de las cargas se usan los Carmex, como línea descendente de los faneles de 7 y 14 metros de 800 milisegundos y en superficie los conectores troncal duales (CTD) de 17, 42 y 100 milisegundos.

Para el amarre se utiliza conector troncal dual (CTD) unidimensional para los tajeos.

2.3.5.3. CARGA Y TRANSPORTE.

La roca removida es cargada con scoop de de 2 a 6 yardas cúbicas a camiones de una capacidad de 25 a 30 toneladas. La roca de desmonte es acarreada a la zona de almacenamiento de desmonte. Las distancias promedio de acarreo

son del orden. El mineral es llevado en camión, ya sea a la chancadora o directamente a las pilas de lixiviación. El movimiento total de material se estima en un máximo de 1 260 000 toneladas de mineral anuales.

2.3.6. PRODUCCIÓN

La producción de mineral de la Mina Andaychagua es de 3500 TM Diarias y 105 000. 00 TM mensual de desmonte, lo que da una relación de desmonte/mineral (D/M) = 1.65 la ley de cabeza es de 7.80 gr. Ag /TM y la ley de corte (cut - off) establecido es 7.5gr. Ag/TM.

El mineral de ROM (mineral de baja ley), este mineral es llevado directo al Leach Pad y la ley de corte para este mineral es 7.0 gr. Ag/TM.


CAPITULO III:

METODOLOGIA

3.1 PARAMETROS DE PERFORACION

Para que una voladura sea correcta se debe tener muy en cuenta el diseño de la malla de perforación la cual inicia con el análisis de los parámetros de perforación.

Cuadro 01 – Parámetros de Perforación Usados en la U.P. Andaychagua

YALI 										
AREA DE PERFORACION Y VOLADURA - ANDAYCHAGUA										
Mailla de perforacion y Esquema de carguio 4.0 m x 4.0 m de 11 pies										
Taladros Perforados	46	Long. Barra	12 Pies	3.66	Ø Broca Prod. (mm)	45	Volumen Roto m3	48.64		
Taladros Cargados	39	Long. Efectiva	11 pies	3.2	Ø Broca Rimado(mm)	102	Kilos de Explosivo	94.84		
FORM 51-60										
PERFORACION CON JUMBO		Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO						ACCESORIOS		KPI
Descripción	Nº Tal	E 3000 1.1/2 x 12		E 3000 1.1/4 X 12		E 1000 1.1/4 X 12		Retardo fanel ^o	Cant.	
		und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal			
Precorte (Corona)	4	---		---		---		MS 1		F.de carga
Alivio (Rimados)	4	---		---		---		MS 9		(Kg/m3).
Rompeboca	1		0	12	12		0	MS 1	1	1.95
Arranque	4		0	12	48		0	MS 14	1	
1era ayuda	4		0	11	44		0	MS 17	1	% Avance
2da ayuda	4		0	10	40		0	LP 2	2	95%
cuadradores	6		0	9	54		0	LP 4	2	F.de Avance
Ayuda arrastre	4		0	9	36		0	LP 6	4	(kg/ml)
Ayuda corona	2		0	6	12		0	LP 7	4	31.69
Hastial	4		0	7	28		0	LP 8	4	
Corona	5		0	6	30		0	LP 10	4	% Perforacion
Arrastre	5		0	9	45		0	LP 12	6	86%
TALADROS PERFORADOS	46	0		349		0				
KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL	94.84	KG		94.84	KG	0.00	KG			

Fuente: Área de Planeamiento de la U.P. Andaychagua.

3.2 CALCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO

La dimensión del burden se define como la distancia más corta a un punto de alivio al momento que un barreno detona el alivio se considera normalmente como la cara original del tajeo o bien cómo una cara interna creada por una hilera de barrenos que han sido disparados previamente con un retardo anterior. La selección del burden apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que hacer en un diseño de voladuras. De todas las

dimensiones de diseño en una voladura el burden es la más crítica. Se utiliza para nuestros cálculos la siguiente formula.

CALCULO DE MALLA DE PERFORACION

Diámetro	(D)	2.008 pulgadas 0.051 metros
Gravedad especifica del explosivo (GE explosivo)		0.81 g/cc
Gravedad especifica de la roca (GE roca)		2.5 ton/m ³
Longitud de taladro	(L)	11 Pies

BURDEN (B) EXSA

$$B = 0.363 \times D \times \left[\frac{De}{Dr} \right]^{0.33}$$

Dónde:

- B : Burden (m)
- D : Diámetro de la carga (pulgadas)
- De : Peso específico del explosivo
- Dr : Peso específico de la roca

Para los taladros de avance tenemos:

- D : 2.008 Pulgadas
- De : 1.2 g/cc
- Dr : 2.5 Ton/m³ = 2.5 g/cc

$$B = 0.363 \times 2.008 \times \left[\frac{0.81}{2.5} \right]^{0.33}$$

B : 0.50 m.

$$S = 1.25 \times (B)$$

Dónde:

- S : Espaciamiento (m)
- B : Burden (m)
- B : 0.50 m.

$$S = 1.58 \times (0.50) = 0.79 \text{ metros}$$

DATOS PARA EL CÁLCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO.

Capacidad de carga para diámetro 2.008"

Datos	
Diámetro del Taladro	2.008 Pulgadas
Malla de Perforación	3.5 x 4.0 metros
Longitud de Taladro	3.35 Metros
Peso específico del explosivo	1200 kg/m ³
Peso específico de la roca	2.5 ton/m ³
Resultados:	
Volumen movido por taladro :	0.00752 m ³
Tonelaje movido por taladro :	0.0188 ton
Área transversal del taladro:	0.00204 m ²
Volumen de taladro:	0.00804 m ³
Cantidad de explosivo usado por taladro:	2.03 kg de explosivo
Cantidad de explosivo usado por metro:	0.61 kg de explosivo/m

Factor de carga: 1.53 kg de explosivo / m³ de mineral

Fuente: Area de Planeamiento U.P. Andaychagua

3.3. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION

Para el cálculo y aplicación del diseño de mallas de perforación se considera:

- a. **propiedades del macizo rocoso**
 - propiedades geológicas de la roca.
 - propiedades geomecánicas de la roca.
 - geomecánica estructural local.
- b. **diseño operativo de la Veta Andaychagua.**
 - altura del tajo.
 - ancho de minado.

YAULI



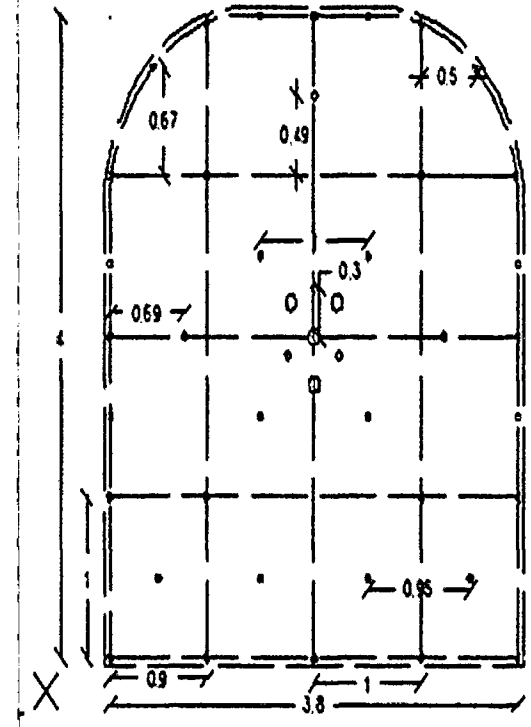
AREA DE PERFORACION Y VOLADURA - ANDAYCHAGUA

Malla de perforacion y Esquema de carguio 3.8 m x 4.0 m de 11 pies

Taladros Perforados	40	Long. Barra	12 Pies	3.66	Ø Broca Prod. (mm)	51	Volumen Roto m3	47.88		
Taladros Cargados	32	Long. Efectiva	11 pies	3.15	Ø Broca Rimado(mm)	102	Kilos de Explosivo	73.11		
RMR 21-30										
PERFORACION CON JUMBO		Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					ACCESORIOS		KPI	
Descripción	Nº Tal	E 3000 1.1/2 x 12		E 3000 1.1/4 X 12		E 1000 1.1/4 X 12		Retardo fanel°		Cant.
		und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal			
Precorte (Corona)	4	---		---		---		MS 1	1	F.de carga (Kg/m3).
Alivio (Rimados)	4	---		---		---		MS 9	1	
Arranque	3		0	11	33		0	MS 14	1	1.53
1era ayuda	4		0	11	44		0	MS 17	1	% Avance
cuadradores	6		0	9	54		0	LP 4	2	95%
Ayuda arrastre	4		0	8	32		0	LP 6	4	F.de Avance (kg/ml)
Ayuda corona	1		0	8	8		0	LP 7	4	
Hastial	4		0	1	4	5	20	LP 8	4	24.43
Corona	5		0	1	5	5	25	LP 10	4	% Perforacion
Arrastre	5		0	9	45		0	LP 12	6	86%
TALADROS PERFORADOS	40		0		225		45			
KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL	73.11	0.00	KG	61.14	KG	11.97	KG			

POLVORIN

EMULSION	EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR
	3000 1 1/2 x 12	3000 1/4 X 12	1000 1 1/4 X 12
Cant/Caj. Expl.	64	92	94
# Cajas Expl.	0	3	1/2
Unidades	0	-51	-2
Mecha rapida 1m	32 Fanel°	2 Carmex	
			Cordon detonante 45m



UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

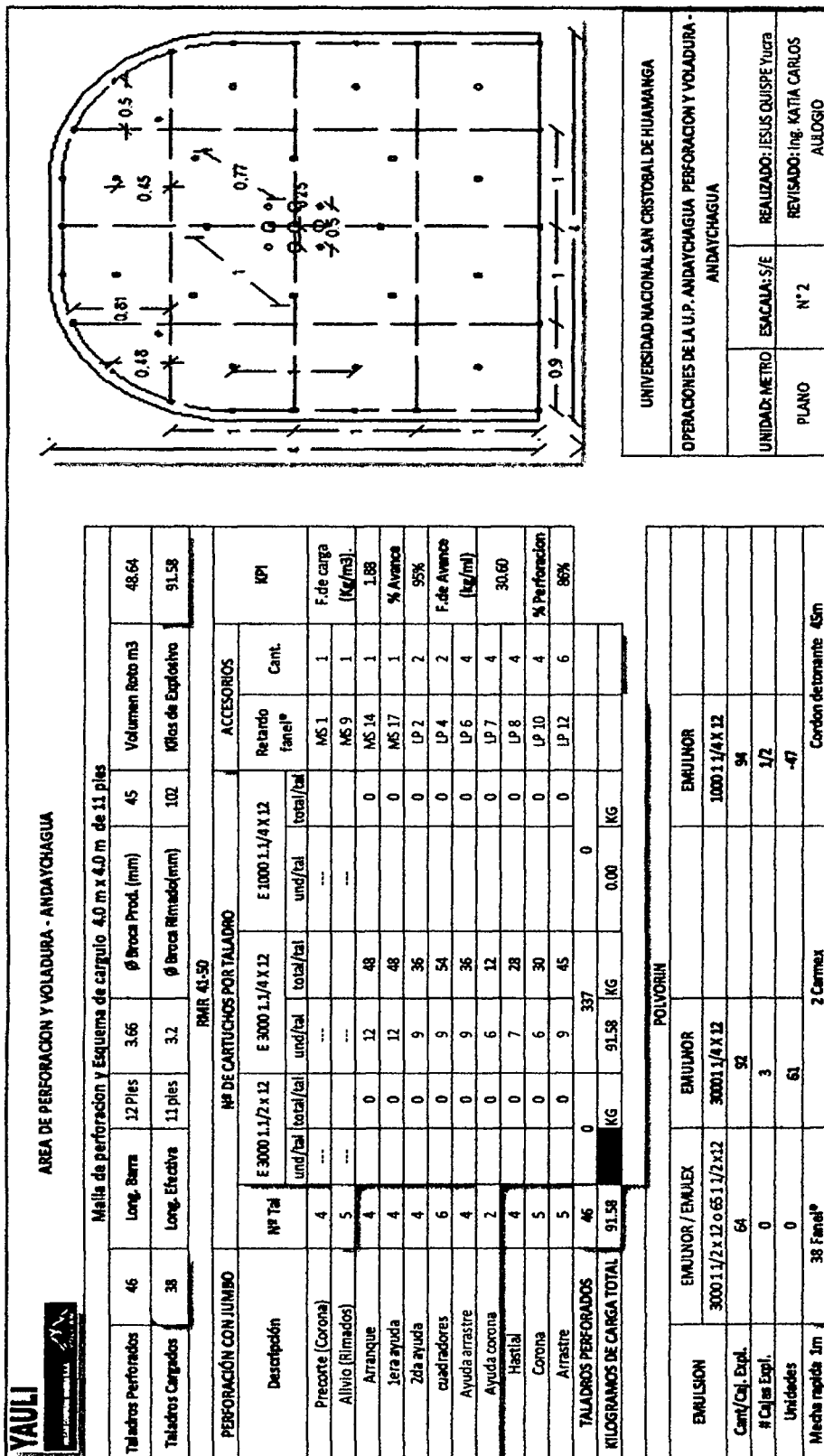
OPERACIONES DE LA U.P. ANDAYCHAGUA PERFORACION Y VOLADURA - ANDAYCHAGUA

UNIDAD: METRO	ESCALA: S/E	REALIZADO: JESUS QUISPE Yucra
PLANO	N° 1	REVISADO: Ing. KATIA CARLOS AULOGIO

PLANO 01 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 3.8 X 4 m.

Fuente: Area de Planeamiento de U.P. ANDAYCHAGUA

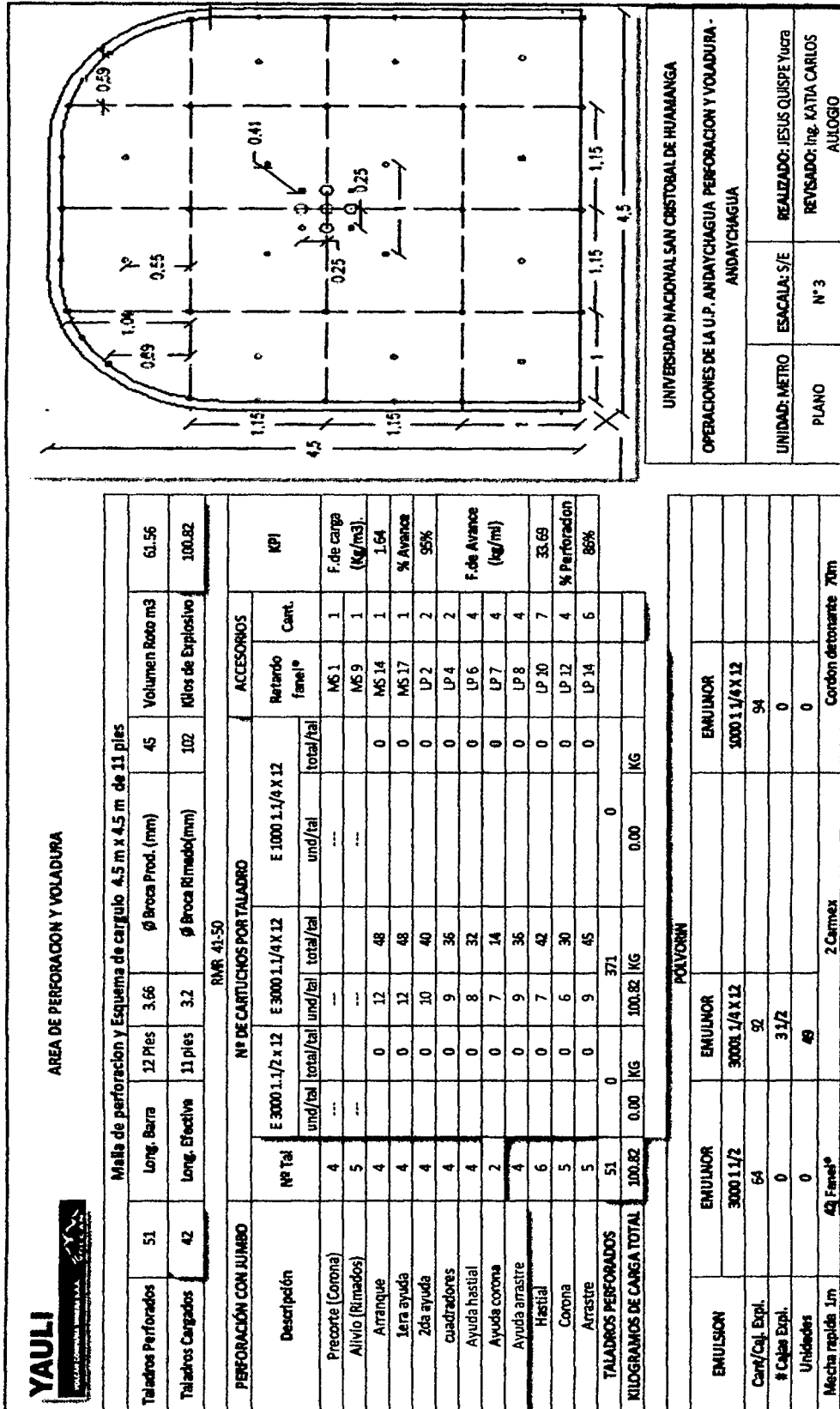
PLANO 02 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 4 X 4 m.



Fuente: Area de Planeamiento de U.P. ANDAYCHAGUA

PLANO 03 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 4.5 X 4.5 m
NEGATIVA.

193657



Fuente: Area de Planeamiento de U.P. ANDAYCHAGUA

YAULI



AREA DE PERFORACION Y VOLADURA - ANDAYCHAGUA

Mailla de perforacion y Esquema de carguo 4.5 m x 4.5 m de 11 pies

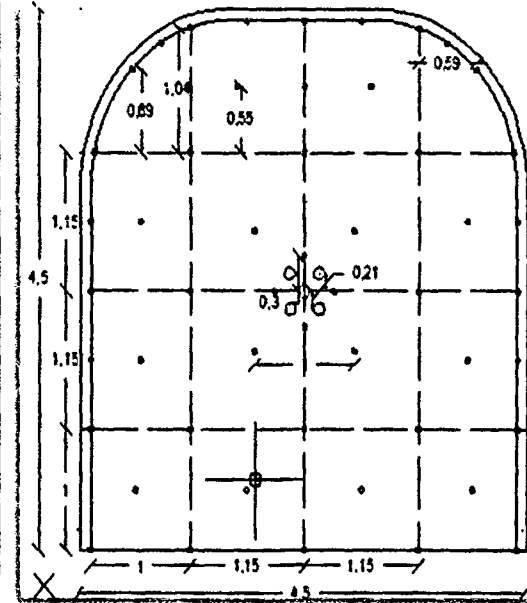
Taladros Perforados	52	Long. Barra	12 Pies	3.66	Ø Broca Prod. (mm)	45	Volumen Roto m3	61.56
Taladros Cargados	43	Long. Efectiva	11 pies	3.2	Ø Broca Rimado(mm)	102	Kilos de Explosivo	101.62

RMR 41-50

Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO						ACCESORIOS		KPI
		E 3000 1.1/2 x 12		E 3000 1.1/4 X 12		E 1000 1.1/4 X 12		Retardo fanel [®]	Cant.	
		und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal			
Precorte (Corona)	4	---		---		---		MS 1	1	F.de carga (Kg/m3)
Allivio (Rimados)	5	---		---		---		MS 9	1	
Arranque	4	0	12	48		0		MS 14	1	1.65
1era ayuda	4	0	12	48		0		MS 17	1	% Avance
2da ayuda	4	0	10	40		0		LP 2	2	95%
cuadradores	4	0	9	36		0		LP 4	2	F.de Avance (kg/ml)
Ayuda hastial	4	0	8	32		0		LP 6	4	
Ayuda corona	3	0	8	24		0		LP 7	4	
Ayuda arrastre	4	0	9	36		0		LP 8	4	33.96
Hastial	6	0	2	12	4	24	LP 10	7		
Corona	5	0	1	5	5	25	LP 12	4		
Arrastre	5	0	9	45		0		LP 14	6	% Perforacion
TALADROS PERFORADOS	52	0	326	49				LP 15	5	86%
KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL	101.62	0.00	KG	88.59	KG	13.03	KG	LP 16	5	

POLVORIN

EMULSION	EMULNOR		EMULNOR		EMULNOR	
	3000 1.1/2		3000 1.1/4 X 12		1000 1.1/4 X 12	
Cant/Caj. Expl.	64		92		94	
# Cajas Expl.	0		3 1/2		0	
Unidades	0		4		49	
Mecha rapida 1m	43 Fanel [®]		2 Carmex		Cordon detonante 70m	



UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

OPERACIONES DE LA U.P. ANDAYCHAGUA PERFORACION Y VOLADURA - ANDAYCHAGUA

UNIDAD: METRO	ESCALA: S/E	REALIZADO: JESUS QUISPE Yucra
PLANO	Nº 4	REVISADO: Ing. KATIA CARLOS AULOGIO

PLANO 04 - DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN 4.5 X 4.5 m POSITIVA.

Fuente: Area de Planeamiento de U.P. ANDAYCHAGUA

3.4 AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA.

La elección del explosivo para una determinada operación requiere una cuidadosa atención tanto de las propiedades de las rocas que se desean fragmentar como de los explosivos disponibles en el mercado. Por ello se han elegido dos tipos de explosivos para el diseño: Semexsa 65% para los taladros de producción y Exadit 45% o en todo caso Semexsa 45%, para los taladros de voladura controlada. Algunas de sus principales características son:

Propiedades Explosivas	Semexsa 65%	Exadit 45%
Potencia por Peso (Trauzl)	75%	69%
Velocidad de Detonación (m/s)	4000	3300
Resistencia al Agua	Muy Buena	Limitada
Categoría de Humos	1ra	1ra
Peso Específico	1.09	0.97
Presión de Detonación (kbar)	80	55
Volumen Normal de Gases (l/kg)	920	890
Dimensiones	1 1/2" x 12"	7/8" x 7"

3.5 EQUIPOS DE PERFORACION.

IMAGEN 3.4.1 (A) EQUIPO SD311 SANDVIK Y BOOMER 281 ATLAS

Son equipos de perforación mecanizada se cuenta con jumbos electrohidráulicos de marca:

1.- FRONTONERAS:

a.- Axera – Sandvik

b.- Boomer – Atlas Copco

2.- SOSTENIMIENTO:

a.- Boltec – Atlas Copco

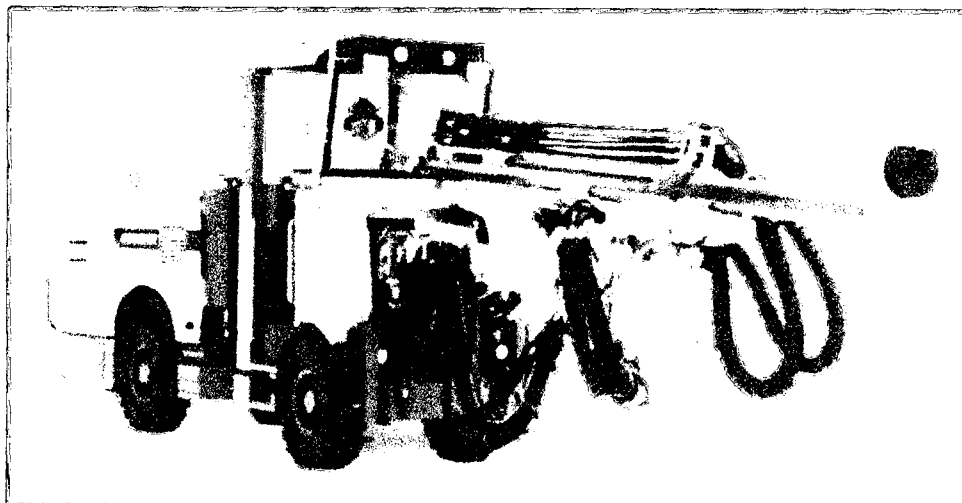
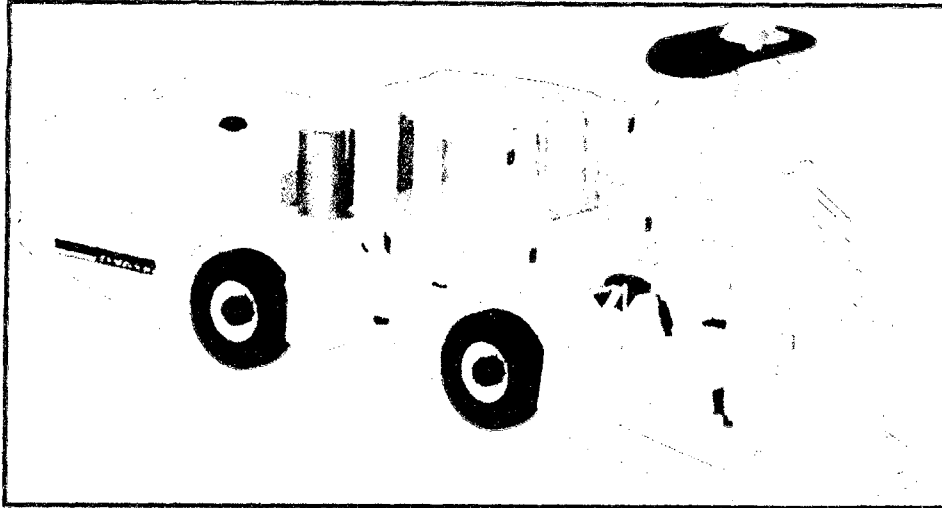


Imagen 03. Equipo Jumbo

Fuente: Catalogo de equipos atlas copco 2011, Master Drillg Atas copco

2015

a) Columna de perforación:

Primer brazo de soporte de fuerza provocado por el perforador accionado por los componentes como el shank, cupling, barra, broca conformando esto la columna de perforación.

Cuando el pistón impacta al shank adapter se crea una onda de choque, que viaja por la sarta de perforación

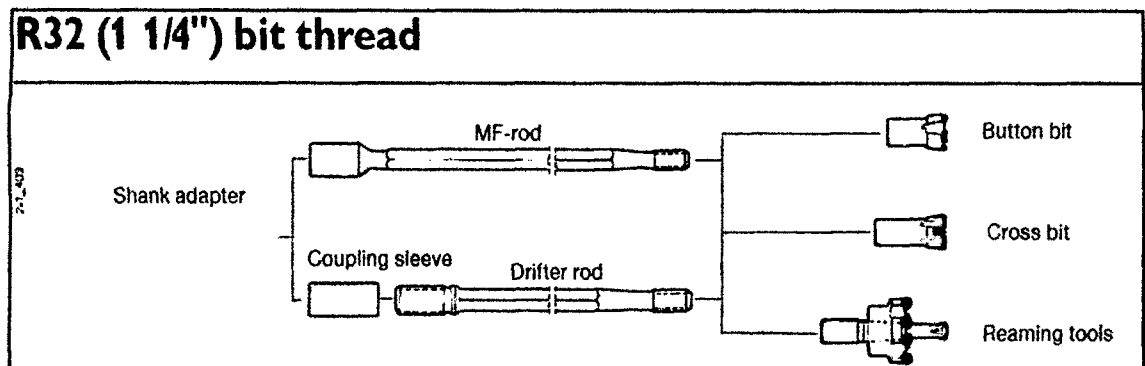
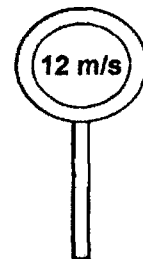


Imagen 04 .- Componentes de columna de perforacion.

$$W = \frac{m \times v^2}{2}$$

W= energía
m = mass (peso del pistón)
v = velocidad de impacto



Fuente: Catalogo de Accesorios de perforación Rock Tools Perú 2016.

3.6 DESCRIPCION DE LA COLUMNA DE PERFORACION.

a) Shank.

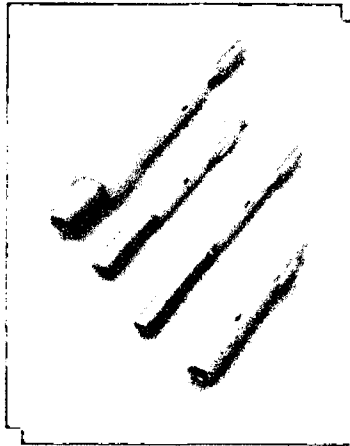
El shank es el primer elemento en recibir la energía generada por la perforadora.

Cada perforadora tiene un tipo distinto de shank adapter, a su vez, cada aplicación tiene un tipo recomendado de shank adapter.

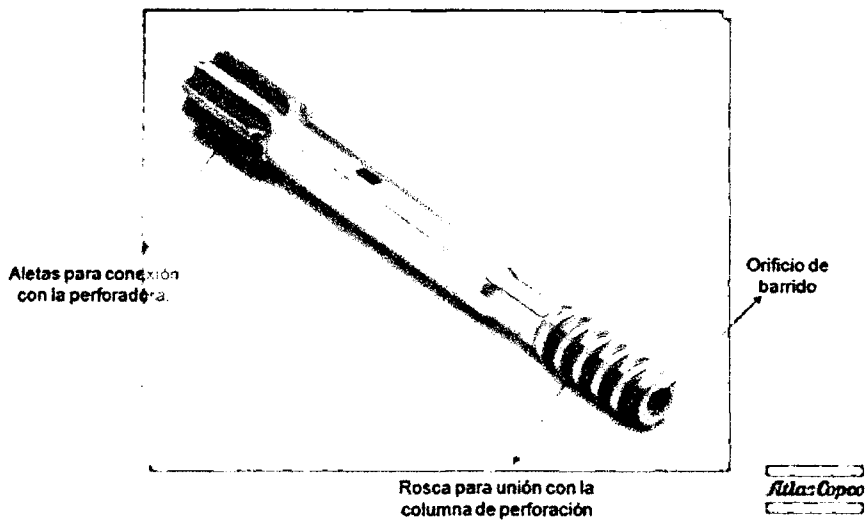
Actualmente Atlas Copco produce shank adapters para las siguientes marcas de perforadoras:

- SHANK COP 1440 COP – 1838 MAGNUM ATLAS COPCO SR35
- Atlas Copco

- Boart
- Furukawa
- Ingersoll – Rand
- Tamrock, entre otros.

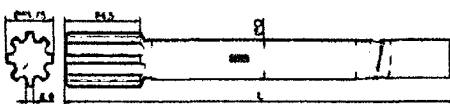


Shank Adapter (Adaptador de culata)



Shank adapters

Atlas Copco COP 1838



Thread	Product No.	Product code	Length (L) mm	Dia (D) mm	Weight approx. kg	Flushing tubo mm
T38 (1½")	90516120	435-09101,10	435	38,0	3,8	-

Imagen 05.- Acero - Shank

b) Cupling:

El acople es el segundo elemento de transmisión de energía. Su medida dependerá del tipo de rosca que tengan los elementos a conectar (el shank y la barra, o dos barras de extensión).

Los acoples pueden ser de tipo R y de tipo T. Son tradicionalmente los elementos más débiles de la columna de perforación.

- ACOPLER T38 A R38 (7314 – 4455 COUPLING)

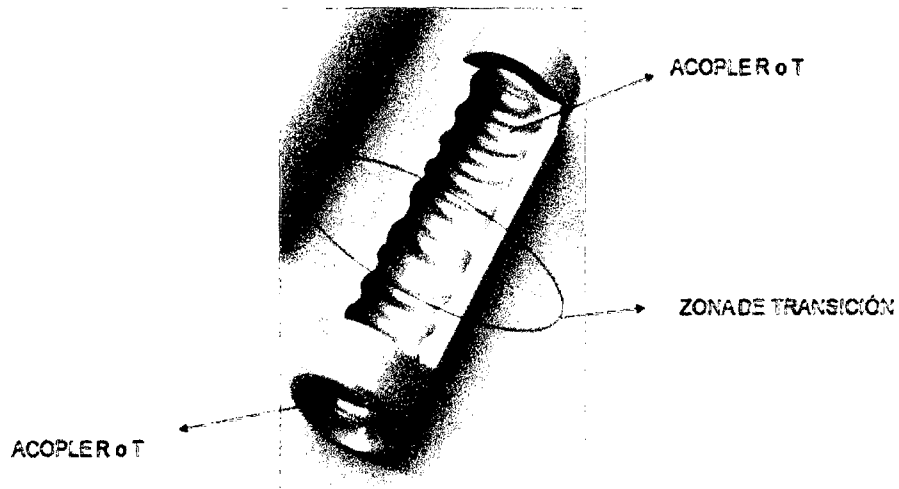
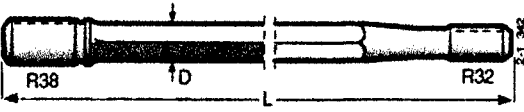
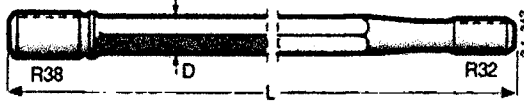
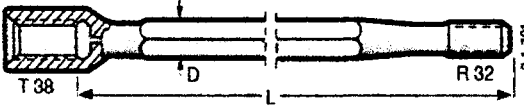


Imagen 06.- Acero – Cupling

	Dimensions			D		Part No.
	L			mm	in	
	mm	ft	in			
Drifter rod, R38 - Hex 35 - R32						
	3090	10'	1 21/32"	35	1 3/8"	7854-9631-20
	3700	12'	1 1/2"	35	1 3/8"	7854-9637-20
	4305	14'	1 31/64"	35	1 3/8"	7854-9643-20
	4915	16'	1 1/2"	35	1 3/8"	7854-9649-20
Flushing hole Ø 9.5 mm.						
Drifter rod, R38 - Hex 32 - R32						
	3700	12'	1 1/2"	32	1 1/4"	7854-8637-20
	4305	14'	1 31/64"	32	1 1/4"	7854-8643-20
	4915	16'	1 1/2"	32	1 1/4"	7854-8649-20
Flushing hole Ø 9.6 mm.						
MF-rod, T38 - Hex 35 - R32						
	3700	12'	1 1/2"	35	1 3/8"	7324-6537-20
	4305	14'	1 31/64"	35	1 3/8"	7324-6543-20
Flushing hole Ø 9.5 mm. Female end OD 56 mm.						

Fuente: Catalogo de Accesorios de perforación Rock Tools Perú 2016.

c) Barras:

Las barras vienen reforzados con un incremento de material resistente a la fatiga en la zona de la punta (broca), se logra observar que el cuerpo hexagonal de la barra y el acople (percusión y avance) realizada al momento de rimar (en alta), mejoramos la mejor productividad trabajando con parámetros adecuados, establecidos y capacitación al personal.

Los elementos de prolongación de la sarta son generalmente las barras.

Las primeras son las que se utilizan cuando se perforan con martillo en cabeza y pueden tener sección hexagonal o redonda. Las barras tienen roscas externas trapezoidal y helicoidal.

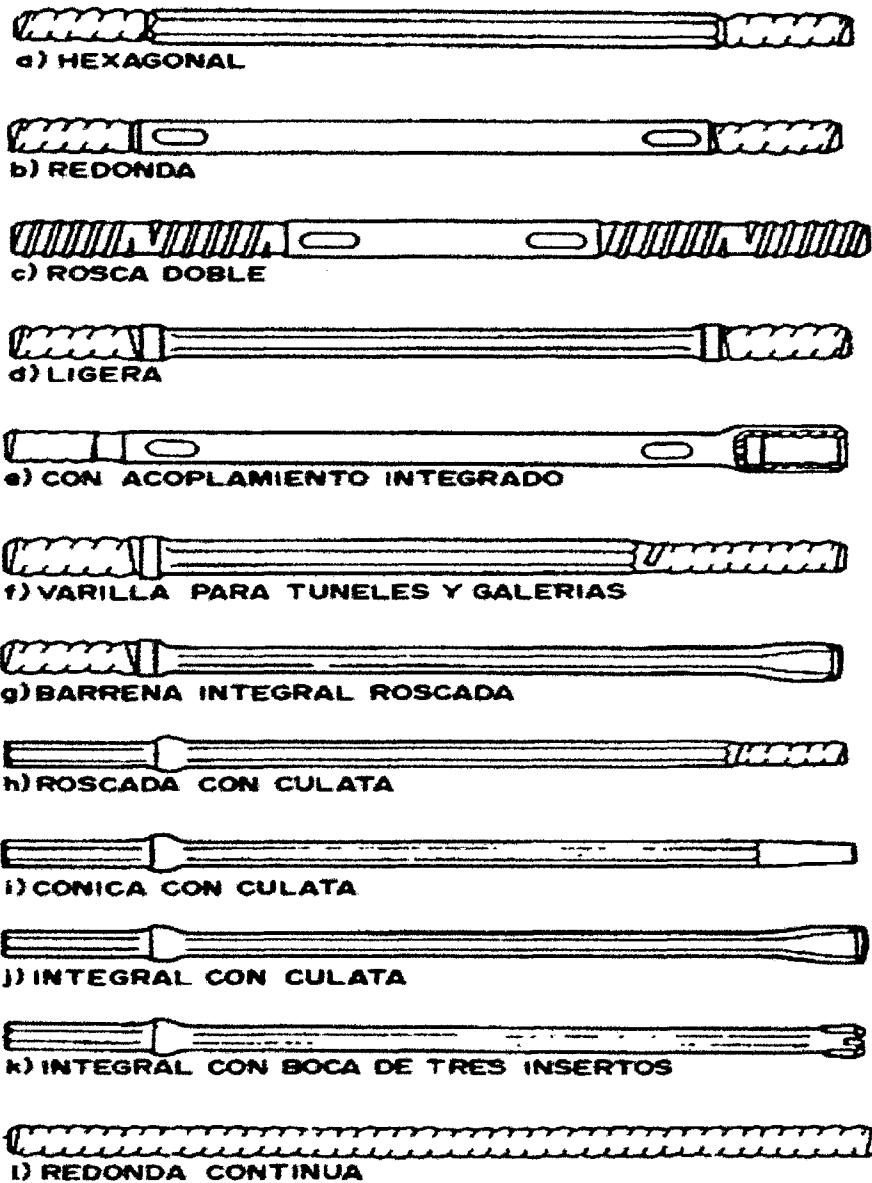
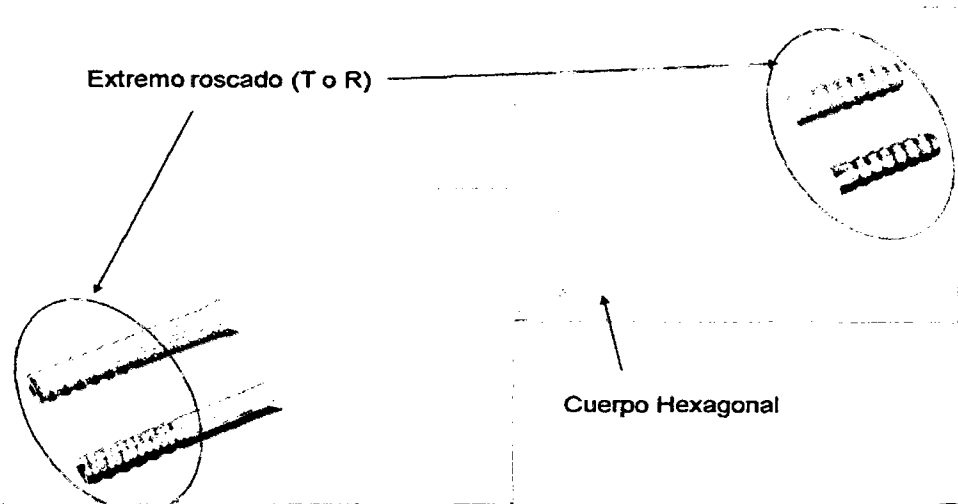


Imagen 07.- Variedad de Barras

Las barras de extensión de sección completa hexagonal o redonda tienen la misma dimensión en el centro de la varilla que en las roscas. El hexágono circunscribe al círculo que corresponde a las similares de sección redonda, por lo que son más rígidas y también un poco más pesadas.

Las barras de extensión ligeras tienen secciones transversales, normalmente hexagonales, menores que las rosca. La designación de este tipo de varillas se refiere a las dimensiones de las roscas.

Barras de extensión normales



Los acoples reciben la energía del shank y lo transmiten a las barras de extensión. Al ser el acople el elemento de unión entre el adaptador y las barras este se convierte en el principal elemento de rotura en la línea de perforación.

La rosca de la barra debe de coincidir con la rosca del acople:

- BARRA TUNELERA 14' R38-R32-7854864320 SANDVIK
- BARRA T38 – H35-R32 X 14' N/P300012 (7304365201)
SANDVIK
- BARRA PRODUCTO MAGNUM ATLAS COPCO

d) Broca:

Es el último acero del conjunto que forma la columna del equipo de perforación.

Se conoce tres tipos de brocas, y en la unidad de andaychagua solo se trabaja con un tipo de broca que es el común o la ovala y/o redonda.

Para evitar la sobre perforación mayor a 1/3 de diámetro del inserto, en zonas con presencia de caliza, Skarn y Hornfels (dura) con un RMR mayor a 48 es de

8 a 15 taladros por broca, en labores relativamente duras con un RMR mayor a 30 es de 20 taladros y en zonas mineralizadas o zonas alteradas argilizadas con un RMR menor a 30 será de 25 taladros por broca, si se cumple con estas recomendaciones definitivamente estaremos incrementando los rendimientos de toda la columna de perforación y por ende la velocidad de penetración no será variable;

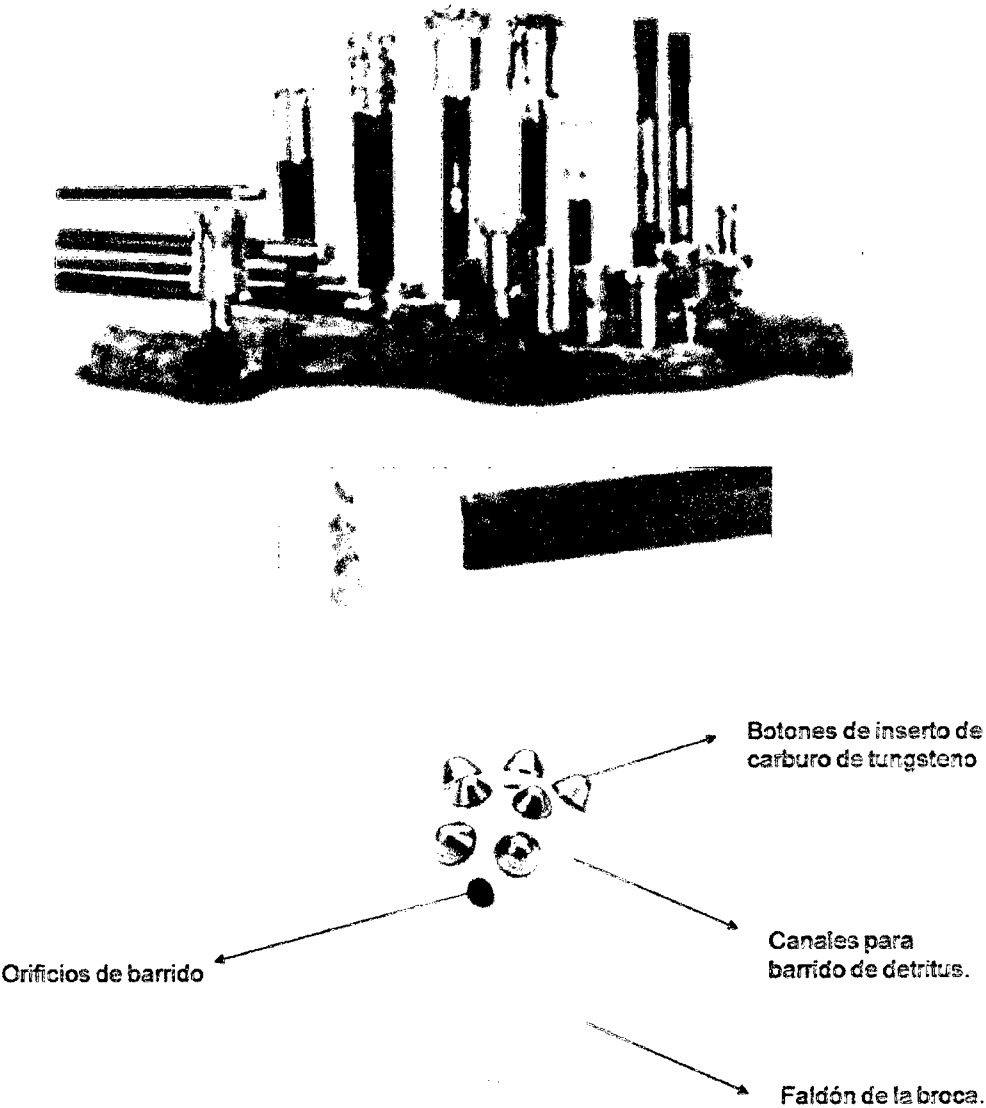


Imagen 08.- Brocas en el mercado


TIPOS, MARCAS Y MODELOS DE BROCAS

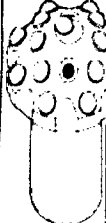
- BROCA R32 DE 45 mm
- BROCA PARA JUMBO R25 38 mm RT300N/P7732 5238
548
- BROCA ESCAREADORA 4" N 7721-4802-S45
- BROCA Y RIMADORA PRODUCTOS MAGNUM ATLAS
COPCO SR35







Imagen 09.- Brocas a usar por Rock Tools Peru S.A.C.

DATOS TECNICOS

	Drill bit										SR35 (1 3/8")
	Diameter		Product No.	Product code	No. of buttons	Buttons x button diameter (mm)		Gauge buttons angle°	Flushing hole		Weight approx. kg
	mm	inch				Gauge	Centre		Side	Centre	
BUTTON BIT - Spherical buttons											
45	1 3/4	90513841	128-5045-39,39-20	9	6x10	3x8	30°	1	3	0,8	

	Dome bits for reaming										SR35 (1 3/8")		
	Thread		Diameter		Product No.	Product code	No. of buttons	Buttons x button diameter (mm)		Gauge buttons angle	Flushing hole		Weight approx. kg
	mm	inch	mm	inch				Gauge	Centre		Side	Centre	
DOME BIT - Spherical buttons													
SR35	1 3/4	102	4	90513850	128-5102-42-24,49-20	17	16x12,7	1x12,7	35°	2	2	3,1	

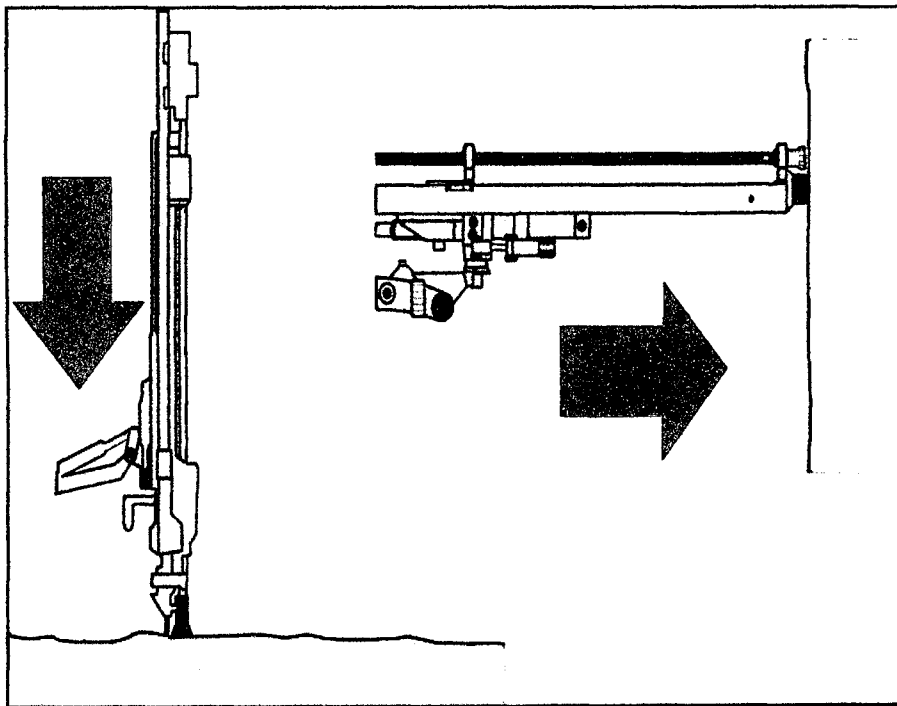
Bits	Flushing hole, mm		Buttons, mm		Angle	Dimension D		Bit Classification	Part No.
	Front No Size	Gauge No Size	Front No Size	Gauge No Size		mm	In		
	1x5	2x6	2x9	5x10	35°	43	1 11/16"	HMCVA	7733-5243A-S48
	1x5	2x6	2x9	5x11	30°	45	1 3/4"	HMCVA	7733-5245A-S48
	1x6	2x7.5	2x9	5x11	35°	48	1 7/8"	HMCVA	7733-5248A-S48
	1x6	2x7.5	2x10	5x12	35°	51	2"	HMCVA	7733-5251A-S48
	2x6	2x6	2x9	6x9	40°	43	1 11/16"	MSCAN	7733-5443B-R48
	2x6	2x6	2x9	6x10	35°	45	1 3/4"	MSCAN	7733-5445B-R48
	3x4.5	1x5	3x8	6x10	25°	45	1 3/4"	HMCAN	7733-5345A-S48
	3x4.5	1x5	3x8	6x10	30°	45	1 3/4"	MSCAN	7733-5345A-R48
	3x5	1x5	3x9	6x10	30°	48	1 7/8"	HMCAN	7733-5348A-S48
	3x5	1x5	3x9	6x10	30°	48	1 7/8"	HMCAN	7733-5348A-R48
	3x6	1x6	3x9	6x10	35°	51	2"	MSCAN	7733-1651A-S48
	3x6	1x6	3x9	6x10	35°	51	2"	MSCAN	7733-1651A-R48

Fuente: Catalogo de Accesorios de perforación Rock Tools Perú 2016.

3.7 CONDICIONES PARA OBTENER UNA VOLADURA.

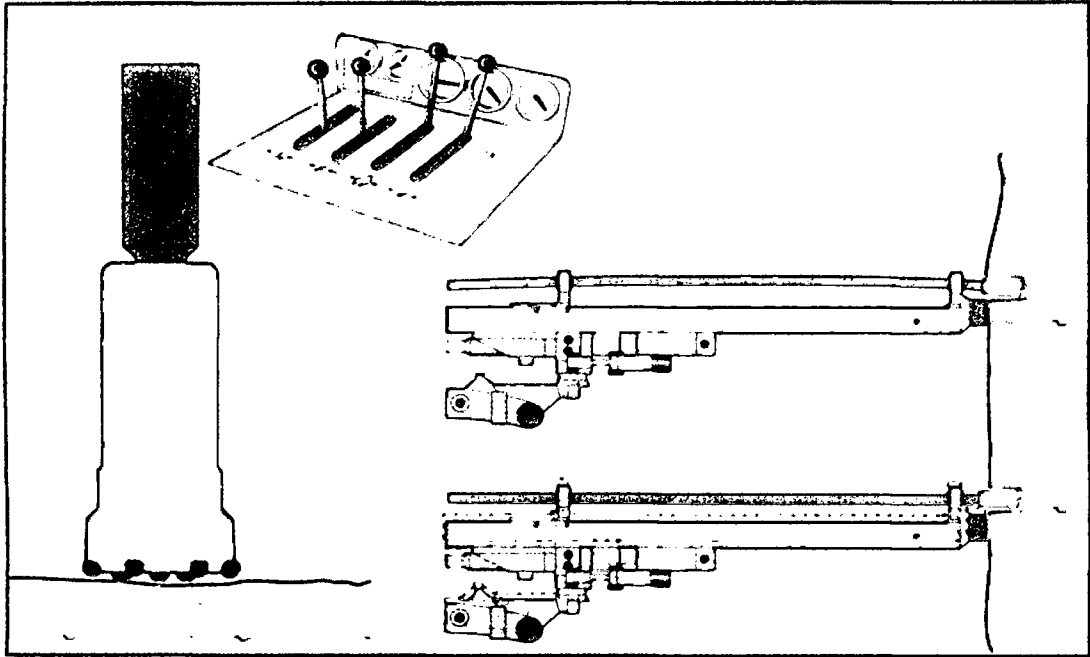
- Simetría de Los Taladros(Malla de Perforación)
- Paralelismo de los Taladros
- Calidad y tipo de Explosivo

a) **Posicionamiento:** Consiste en fijar el dowell a la roca de tal forma que no exista movimiento o vibraciones de la viga o brazo del equipo en la perforación.



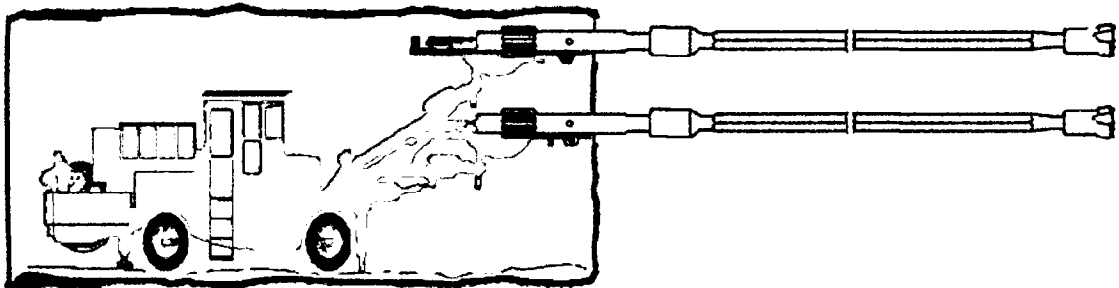
Fuente: Capacitación Cuidado de Aceros de Perforación Rock Tools Master Drill

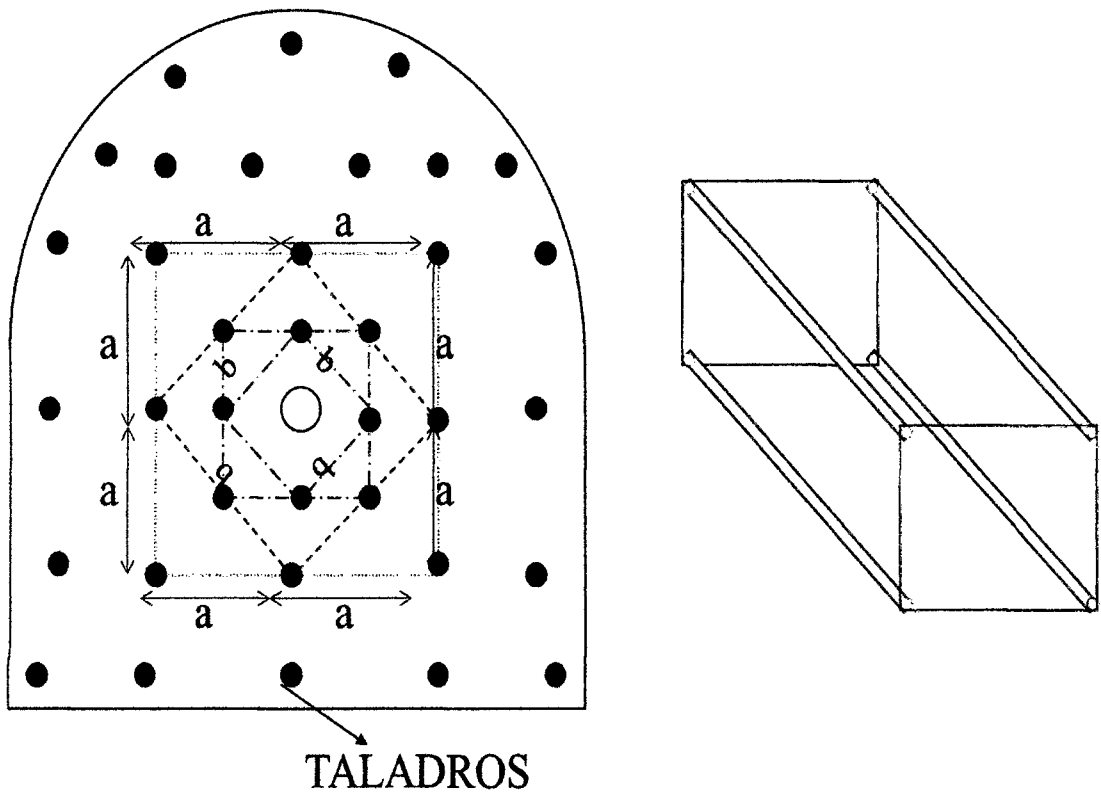
b) **Emboquillado:** Iniciar la perforación a media potencia de la máquina.



Fuente: Capacitación Cuidado de Aceros de Perforación Rock Tools
Master Drill

c) Paralelismo:





Fuente: Capacitación Cuidado de Aceros de Perforación Rock Tools Master Drill

3.8 CAUSAS PARA UNA SOBUPERFORACION.

Cuando la broca se encuentra desgastada está ya no tritura a la roca, y toda la fuerza transmitida por la perforadora retorna causando destrucción de los aceros.

La PERFORADORA Genera:
De 3000 a 3500 Golpes por min.
Y por cada golpe transmite una
Fuerza de 30 – 40 TM/Golpe

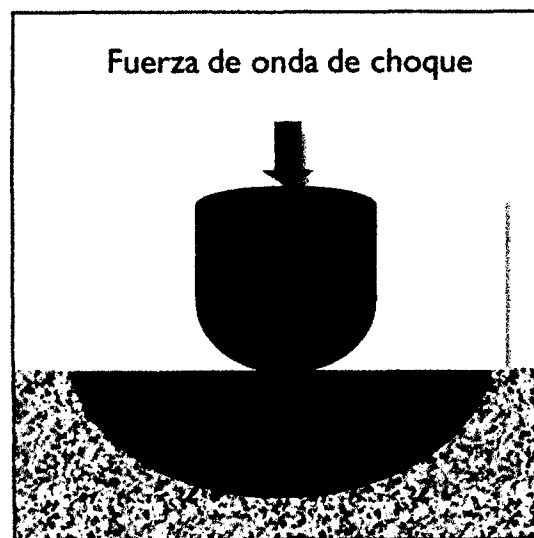
Fuente: Capacitación Cuidado de Aceros de Perforación Rock Tools Master Drill

3.9 MECANICA DE QUEBRADURA DE LA ROCA

Se Efectúa Cuando una herramienta de perforación se carga contra la roca, se generan esfuerzos en la zona de contacto, donde La forma en que la roca reacciona a estos esfuerzos depende del tipo de roca y de la carga (método de perforación).

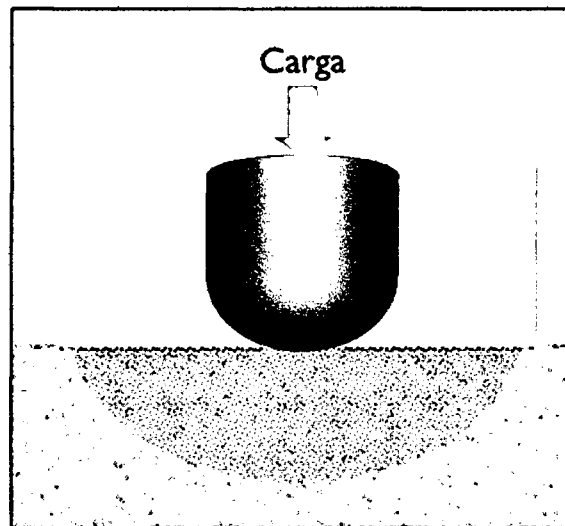
- Deformación elástica
- Trituración de la roca
- Formación de grietas
- Chipping

a) Deformación elástica:



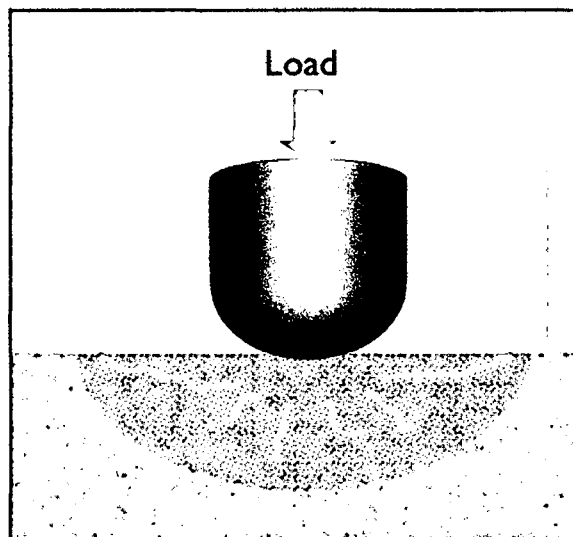
Fuente: elaboración Propia.

b) Trituración de la roca:



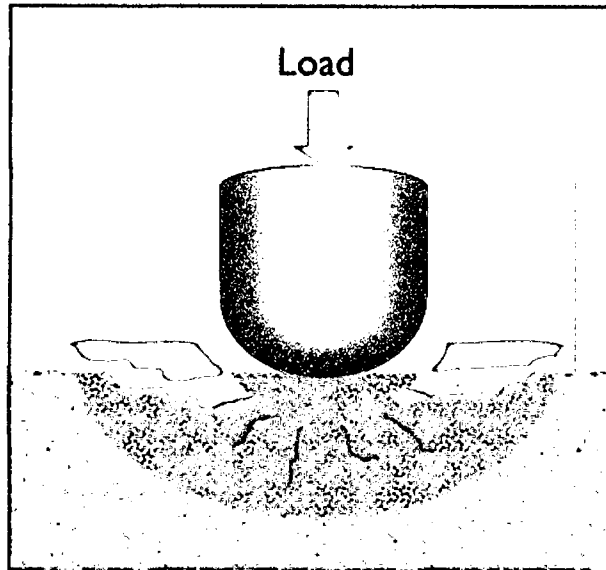
Fuente: elaboración Propia.

c) Formación de Grietas:



Fuente: elaboración Propia.

d) Chipping:



Fuente: elaboración Propia.

3.10 METODO PRÁCTICO USADO PARA EVALUAR LOS RESULTADOS

En la práctica y en la mayoría de las compañías Mineras, las formas más usadas para evaluar los resultados de las operaciones de perforación y voladura, son a través del método cuantitativo visual, que es el método más usado. Según este método de evaluación que se hace inmediatamente después de haberse efectuado el disparo, es para hacer una apreciación en forma muy general de los resultados del disparo y para contar los pedrones que se puedan ver a primera vista, lo mismo que para observar las proyecciones de las rocas sobre algunas estructuras o equipo minero o una excesiva rotura hacia atrás, sobre perforación, etc.

CAPITULO IV:

EVALUACION DE COLUMNAS DE PERFORACION DE EQUIPOS SANDVIK Y ATLAS COPCO

4.1 CICLO DE MINADO MECANIZADO.

Son las operaciones mineras que se ejecuta trabajos con los equipos,

Comprende:

Perforación.- Con equipos Jumbos en los avances y Simbas en los tajeos.

Voladura.- explosivos de baja potencia como son: semexsa de 65% y 45%, exadit 45% y los accesorios como es el exel y tecnel no eléctricos, cordón detonante 3P

Limpieza.- La limpieza se hace con scoop de 6yd³.

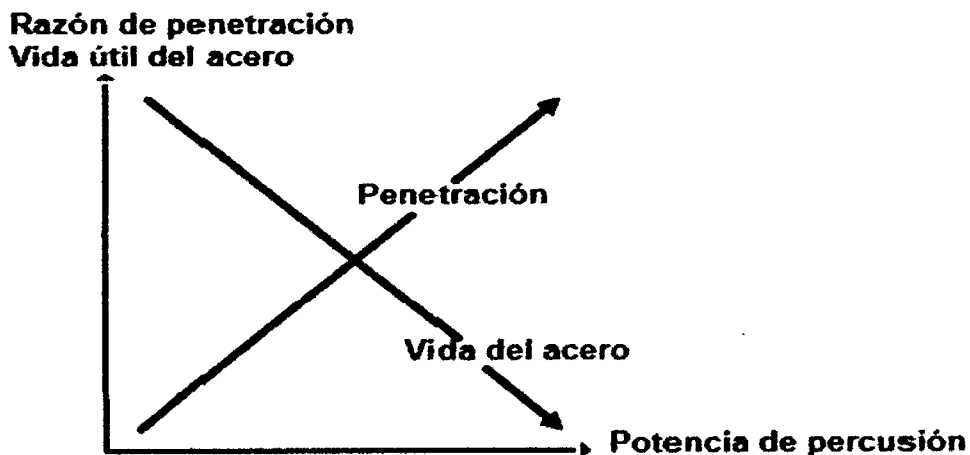
Desate Mecanizado.- Este trabajo se realiza con equipo scaler.

Sostenimiento.- El sostenimiento realizamos con shotcrete y pernos helicoidales.

4.1.1. IMPLEMENTACION DE PARAMETROS DE PERFORACION.

A) Percusión.

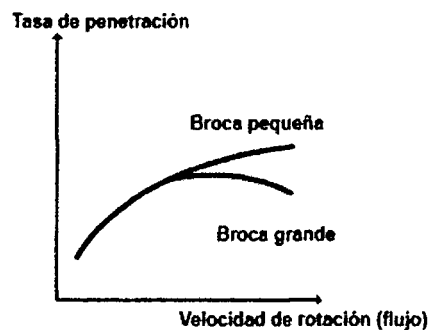
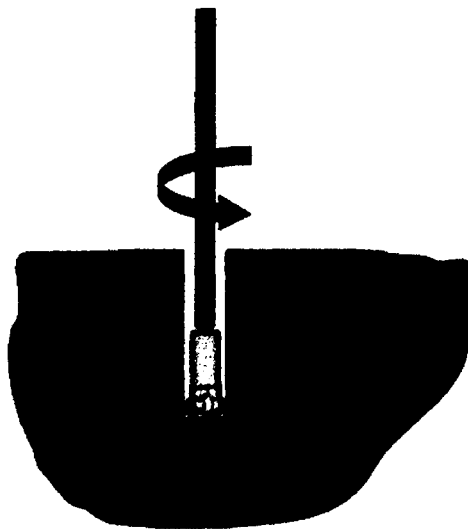
Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo). Cuando la onda de choque alcanza la broca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La percusión en vacío causara la salida de los insertos.



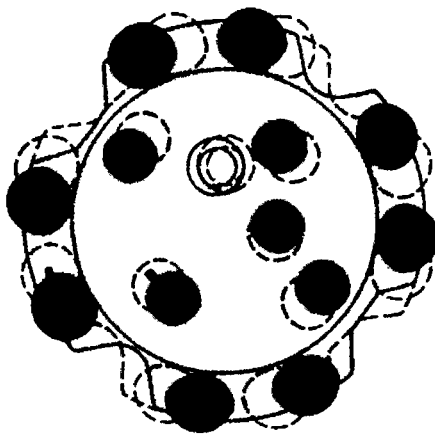
- **Muy alta:** corta vida útil del acero de perforación
- **Muy baja:** Pobre penetración
- **Bajas presiones son requeridas para:**
 - Collaring, empate
 - Desacople
 - Al encontrar roca fracturada y en capas

B) Rotación.

Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones. En cada tipo de roca existe una velocidad óptima de rotación para la cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del hueco que se crea en cada impacto.



- **Muy alta:** - Corta vida de la broca
- **Muy baja:** - Baja tasa de penetración
- Riesgo de atascar la sarta
- Presión de rotación (= torque) es función de la presión de avance; ajustes a la presión de avance tienen influencia sobre la resistencia a la rotación.



$$\text{Velocidad de rotación (rpm)} = \frac{60 \times f \times b}{\pi \times D}$$

- f = frecuencia de percusión (Hz)
D = diámetro de la broca (mm)
b = distancia de indexación (mm)

C) Empuje.

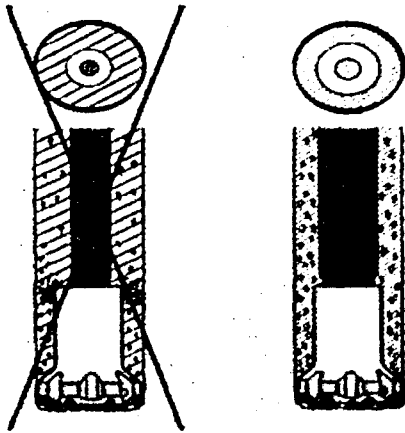
Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación. Un empuje insuficiente tiene los

siguientes efectos negativos reduce la velocidad de penetración, produce un mayor desgaste de varillas y manguitos, aumenta la pérdida de apriete de varillaje y el calentamiento del mismo, por el contrario si el empuje es excesivo disminuye también la velocidad de perforación, dificulta el desenroscado del varillaje, aumenta el desgaste de las brocas, el par de rotación y las vibraciones del equipo, así como las desviaciones de los barrenos.



D) Barrido.

El fluido de barrido permite extraer el detrito del fondo del barreno. Si esto no se realiza, se consumirá una gran cantidad de energía en la trituración de esas partículas traduciéndose en desgaste y pérdidas de rendimientos, además del riesgo de atascos.



Remoción de detritos y refrigeración de herramientas

Agua, aire o espuma

El espacio entre el agujero y la barra es importante para la velocidad de flujo

- espacio grande = baja velocidad

Barrido insuficiente

- tasa de penetración reducida
- riesgo de atascamiento

Barrido por agua:

- Velocidad de barrido: Mínimo 1.0 m/s
- Presión mínima de agua: 3 bar

Barrido por aire:

- Velocidad de barrido: Mínimo 15 m/s

Barrido mixto aire-agua:

- Volumen de agua agregado al aire: 2 - 5 l/min

4.1.2. CALCULO DEL RENDIMIENTO DE ACEROS DE PERFORACION.

El rendimiento de los aceros de perforación sometidos a la prueba fueron realizadas en dos zonas (Zona Baja y Zona Alta):

a.- Rendimiento acumulado de Barra.

$$RB - TL = ((CONSUMO + 1)/2) * (MPF/CONSUMO).$$

Objetivo = 3000 mts.

Llegando a una eficiencia de 49.7 % Acumulado hasta la fecha respecto al objetivo.

b.- En cuestión al rendimiento de las brocas

Se viene teniendo problemas debido a que las brocas se tapan constantemente, debido que están perforando en zonas de RMR de 25 -35, terreno suave (panizo) por que el sistema de barrido no ayuda plantando

barras y amarrándose la broca en la rosca de la barra motivo por el cual el personal no desea llevar.

Al mismo tiempo la broca de prueba se fisuro por las aristas de los insertos dejándolo inservible.

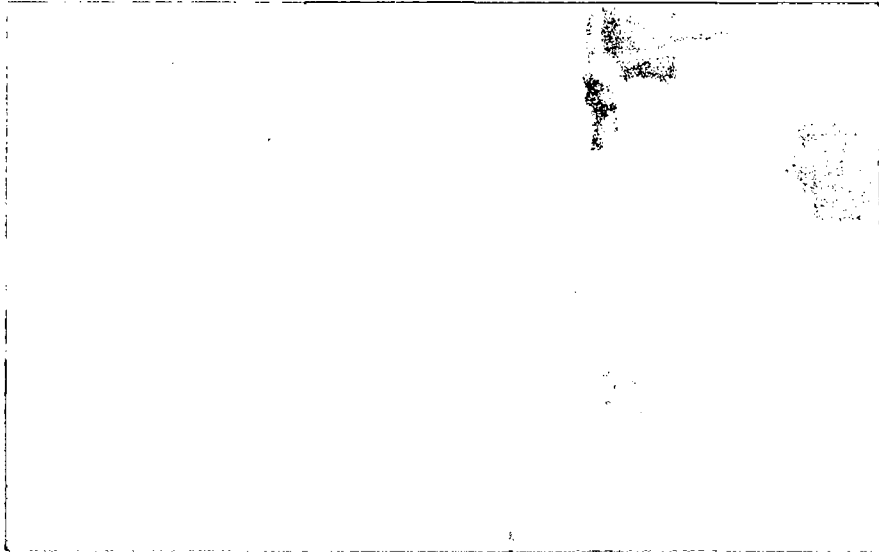


Imagen 11.- Amarre de Aceros: Barra y Broca

Se observa el amarre de la broca con la rosca de la barra siendo consecutivamente.

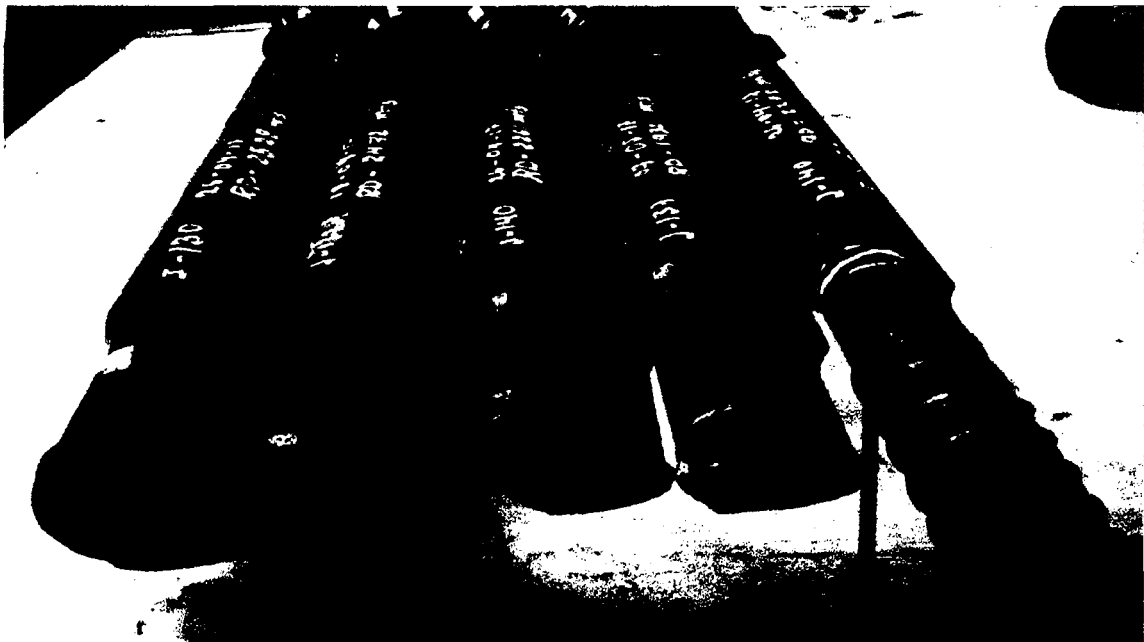
c.- Roturas Prematuro de shank Modelo (HXL5)

Cuadro 01.- Evaluacion de Roturas Prematuros

EQUIPO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	EFICIENCIA
J-130	2528	3500	72%
J-130	2472	3500	71%
J-140	2200	3500	63%
J-140	2261	3500	65%
J-137	1932	3500	55%
PROMEDIO	2278.60	3500	65%



Se observa el corte de los aceros en el cuello de la rosca T38 (marcada en el shank) y se observa que el corte esta en forma de Guillet. La cual perjudica en los rendimientos según nuestro objetivo.



Rotura prematuro de la barras de 8 pies (BARRA R32 HEX28 R28 8')

Cuadro 02.- Descripción de Rotura prematuro de Barras

DESCRIPCION	RNTD	OBSERVACIONES
13-22042017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	1001	ROTURA R28
14-03042017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	1098	BARRIDO DE HILOS/DAMACIADA PERCUSSION & AVANCE
15-04042017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	803	VIDA UTIL
15-26042017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	821	BARRIDO DE HILOS/DAMACIADA PERCUSSION & AVANCE
16-30042017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	934	BARRA DOBLADA
17-03052017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	233	ROTURA R28/DEMACIADO AVANCE
18-12852017 BARRA R32-H28-R28 8 (2475MM) C44	0	ACTIVO

DESCRIPCION	RENDIMIENTO	OBJETIVO	EFICIENCIA
BARRA 8 pies	727	2,200	33.04%

Fuente. Elaboración propia.

d.- Control de los aceros de perforación

d.1. FRONTONERO

Cuadro 03.- Control de Shank Frontonero

MES	(Varios elementos)
EQUIPO-COD	DD311 - J140

Etiquetas de fila	Suma de M.P. x SHANK
(en blanco)	
08-18032017 SHANK HLX5 T38 525 140	3.730
09-04042017 SHANK HLX5 T38 525 140	3.147
10-10042017 SHANK HLX5 T38 525 140	3.789
11-18042017 SHANK HLX5 T38 525 140	3.993
12-26042017 SHANK HLX5 T38 525 140	2.261
13-30042017 SHANK HLX5 T38 525 140	4.941
14-14052017 SHANK HLX5 T38 525 140	4.490
15-26052017 SHANK HLX5 T38 525 140	5.665
16-05062017 SHANK HLX5 T38 525 140	4.483
17-18062017 SHANK HLX5 T38 525 140	7.180
18-07072017 SHANK HLX5 T38 525 140	6.217
Total general	49.896

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 04.- Control de Barra Frontonero

MES	(Varios elementos)	✓
EQUIPO-COD	DD311 - J 140	✓

Etiquetas de fila	Suma de M.P. x BARRA
(en blanco)	
06-21032017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	1.883
07-29032017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.543
08-09042017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.240
09-18042017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	3.993
10-26042017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.431
11-06052017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.240
12-18052017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	3.022
13-26052017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	5.665
14-09062017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.483
15-18062017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	4.112
16-27062017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	3.210
17-08072017 BARRA TUN R38H32R32 12'140	6.075
Total general	49.896

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 05.- Control de Acople Frontonero

MES	(Varios elementos)	✓
EQUIPO-COD	DD311 - J 140	✓

Etiquetas de fila	Suma de M.P. X COUPLING
(en blanco)	
08 18032017 ACOPLA T38/R38 140-N	3.730
09 04042017 ACOPLA T38/R38 140-N	5.754
10 16042017 ACOPLA T38/R38 140-N	1.182
11 19042017 ACOPLA T38/R38 140-N	3.993
12 26042017 ACOPLA T38/T38 140	2.261
13 30042017 ACOPLA T38/T38 140	4.941
14 14052017 ACOPLA T38/T38 140	4.490
15 26052017 ACOPLA T38/T38 140	5.665
16 09062017 ACOPLA T38/T38 140	4.483
17 18062017 ACOPLA T38/T38 140	4.411
18 26062017 ACOPLA T38/T38 140	2.910
19 08072017 ACOPLA T38/T38 140	6.075
Total general	49.896

d.2. TALADROS LARGOS

Cuadro 06.- Control de Shank T.L

MES	(Varios elementos)	✓
EQUIPO-COD	<i>S7D-J 303</i>	✓

Etiquetas de fila	Suma de M.P. x SHANK
(en blanco)	
07-17032017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	470
08-29032017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	1.896
09-12042017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	2.006
10-23042017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	2.103
11-08052017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	2.076
12-22052017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	1.749
13-03062017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	1.523
14-17062017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	3.130
15-06072017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	2.031
16-20072017-SHANK COP1838 T38 D52-525mm 303	1.043
Total general	18.025

Fuente: Elaboración propia.

d.3. SOSTENIMIENTO

Cuadro 07.- Control de Shank Sostenimiento

MES	(Varios elementos)	✓
EQUIPO-COD	<i>ROBOLT-J 129</i>	✓

Etiquetas de fila	Suma de M.P. x SHANK
(en blanco)	
37-18032017 SHANK HYDRASTAR H200 129	906
38-30032017 SHANK HYDRASTAR H200 129	1.410
39-06042017 SHANK HYDRASTAR H200 129	3.092
40-19042017 SHANK HYDRASTAR H200 129	2.366
41-01052017 SHANK HYDRASTAR H200 129	2.669
42-23052017 SHANK HYDRASTAR H200 129	2.989
43-12062017 SHANK HYDRASTAR H200 129	1.592
44-21062017 SHANK HYDRASTAR H200 129	1.412
45-02072017 SHANK HYDRASTAR H200 129	2.169
Total general	18.606

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 08.- Control de Barra Sostenimiento

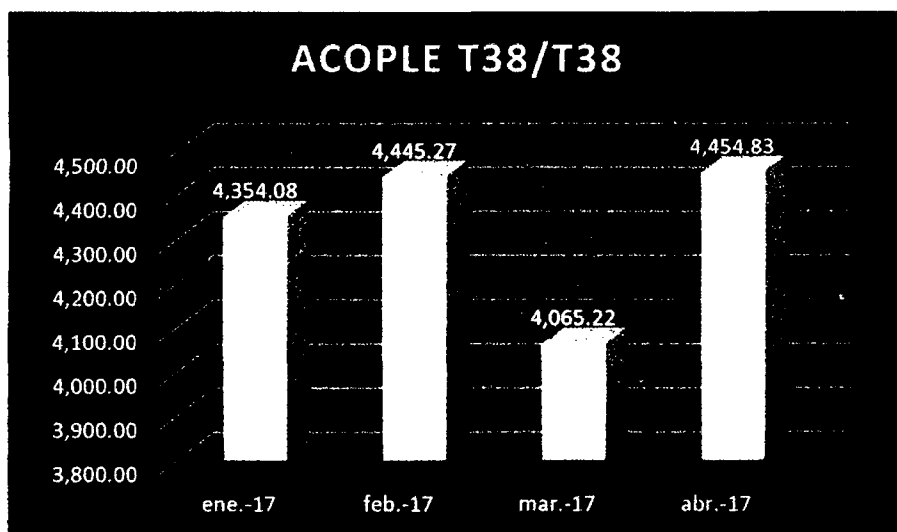
MES	(Varios elementos)	✓
EQUIPO-COD	ROBOLT - J 129	✓

Etiquetas de fila	Suma de M.P. x BARRA
(en blanco)	
06-22032017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	906
07-30032017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	1.410
08-06042017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	3.092
09-19042017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	2.366
10-01052017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	2.669
11-23052017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	2.349
12-07062017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	2.232
13-21062017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	1.412
14-02072017 BARRA R32-H28-R28 8' (2475MM)129	2.169
Total general	18.606

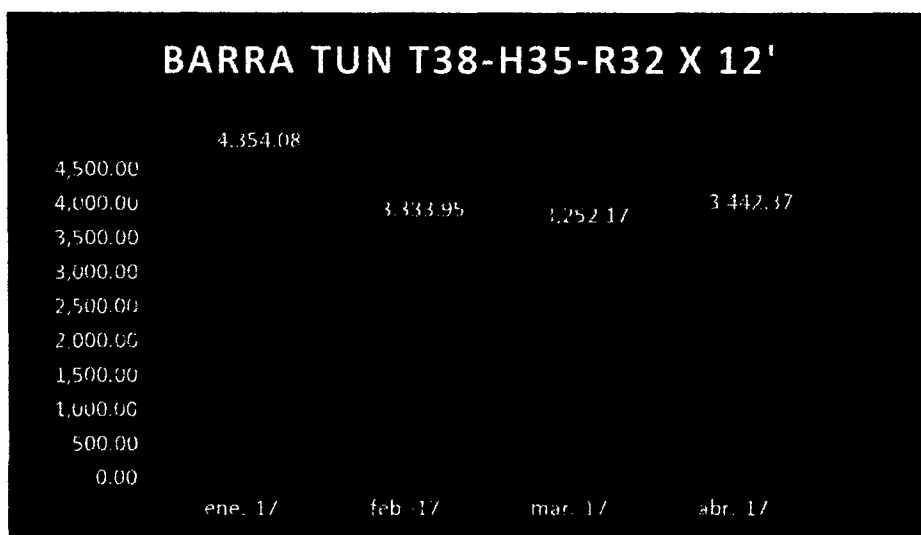
Fuente: Elaboración propia.

d.4. RENDIMIENTO GENERAL ACUMULADO

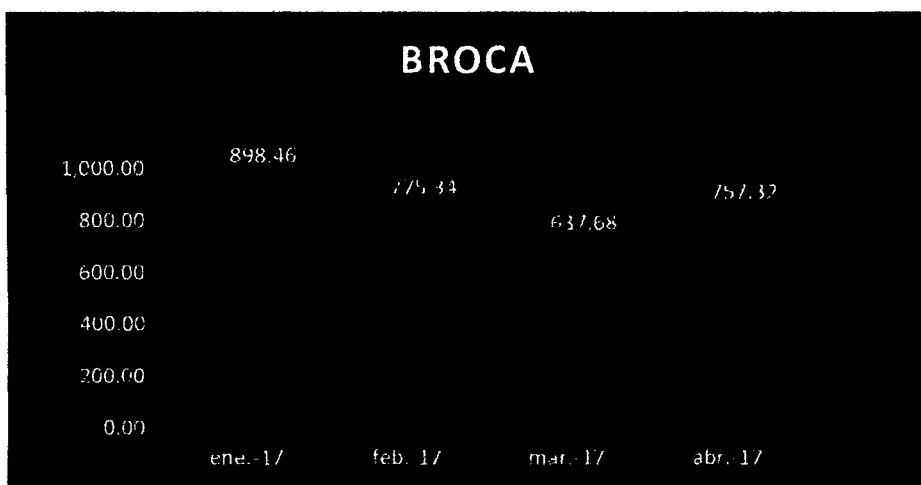
RENDIMIENTO ACUMULADO - 2017					
DESCRIPCION	ene.-17	feb.-17	mar.-17	abr.-17	PROMEDIO
ACOPLE T38/T38	4,354.08	4,445.27	4,065.22	4,454.83	4,330
BARRA TUN T38-H35-R32 X 12'	4,354.08	3,333.95	3,252.17	3,442.37	3,596
BROCA	898.46	775.34	637.68	757.32	767
RIMADORA DOMO R32 X 102mm	839.60	632.88	418.08	438.07	582
SHANK	4,716.92	5,129.15	4,336.23	4,733.25	4,729



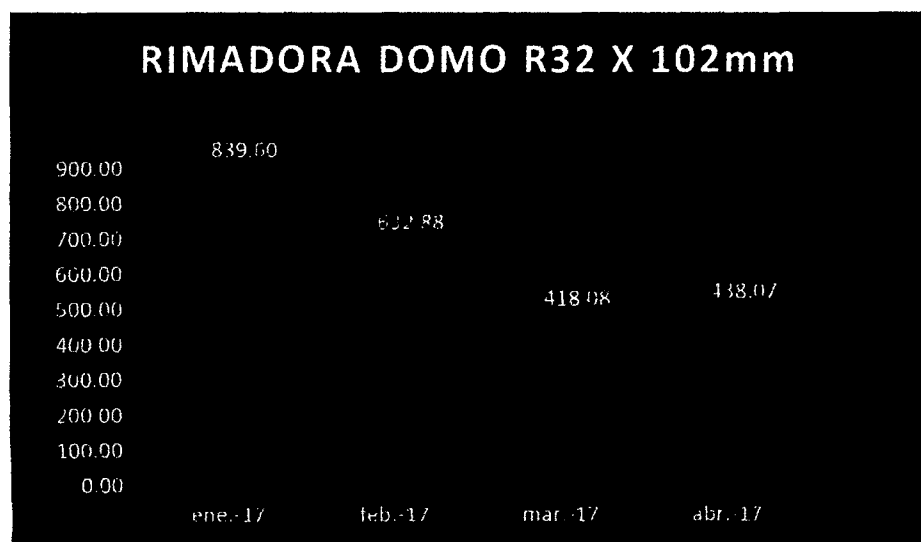
Cuadro 09.- Rendimiento Acumulado Acople– Elaboración propia.



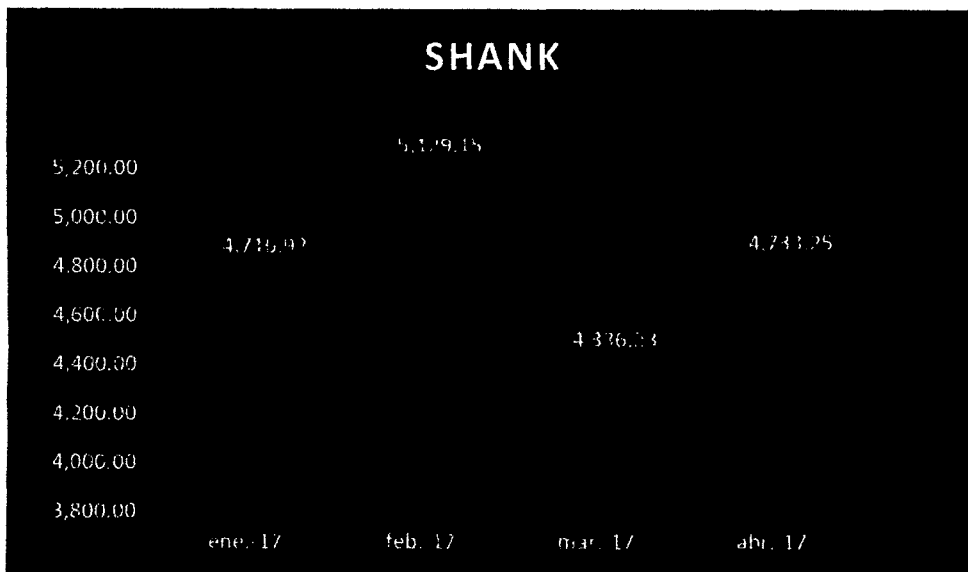
Cuadro 10.- Rendimiento Acumulado Barra – Elaboración propia.



Cuadro 11.- Rendimiento Acumulado Broca – Elaboración propia.



Cuadro 12.- Rendimiento Acumulado Shank.



Fuente: Elaboración propia.

4.1.3. ANALISIS DE LOS COSTOS METRO PERFORADO POR ACCESORIOS DE PERFORACION.

Los aceros empleados en la fabricación de estas herramientas deben ser resistentes a la fatiga, a la flexión a los impactos y al desgaste en las roscas y culatas.

Los tratamientos a los que se someten los aceros suelen ser:

Endurecimiento superficial HF (alta frecuencia) calentamiento rápido hasta 900 °C y enfriamiento brusco en agua. Se obtiene una alta resistencia a la fatiga y se aplica en varillas y algunas brocas.

Carburación aumento del contenido de carbono en la superficie del acero introduciendo las piezas durante algunas horas en un horno con una atmosfera gaseosa rica en carbono y a una temperatura de 925 °C. se usa en varillas y en culatas para conseguir un alta resistencia al desgaste.

Bombardeo con perdigones de acero para aumentar la resistencia a la fatiga en los materiales no sometidos a los tratamientos anteriores. Protección frente a la corrosión, mediante fosfatación y aplicación de una fina capa de acero.

En cuanto al metal duro de los botones e insertos la brocas, se fabrica a partir de carburo de tungsteno y cobalto por técnicas de polvometalotecnia. Este material se caracteriza por su alta resistencia al desgaste y tenacidad, y pueden conseguir diferentes combinaciones variando el contenido de cobalto, entre un 6 y un 12% y el tamaño de los granos de carburo de tungsteno. La unión entre el acero y el metal duro se realiza por contracción o presión en frío en caso de las brocas de botones.

RENDIMIENTO PARA EL ANALISIS DE COSTOS

**Cuadro 13.- Rendimiento de Acero por todo los equipos en general –
Elaboración propia.**

METROS

GENERAL					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	6.711	3500	191,74%	250	0,037	0,071
BARRA	3.355	3000	111,85%	355	0,106	0,118
BROCA 51	700	600	116,71%	97	0,139	0,162
RIMAD.	718	350	205,24%	180	0,251	0,514
ACOPLE	4474	3500	127,82%	110	0,025	0,031
				PROMEDIO P.U.	0,111	0,179

VOLCAN					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	5.849	3.500	167,12%	250	0,043	0,071
BARRA	2.925	3.000	97,49%	355	0,121	0,118
BROCA	643	600	107,13%	97	0,151	0,162
RIMAD.	540	350	154,22%	180	0,333	0,514
ACOPLE	4.178	3.500	119,37%	110	0,026	0,031
				PROMEDIO P.U.	0,135	0,179

Cuadro 14.- Rendimiento de aceros por equipos de Compañía – Elaboración propia.

IESA					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	11.018	3.500	314,80%	250	0,023	0,071
BARRA	5.509	3.000	183,63%	355	0,064	0,118
BROCA	918	600	153,03%	97	0,106	0,162
RIMAD.	1.429	350	408,15%	180	0,126	0,514
ACOPLE	5509	3.500	157,40%	110	0,020	0,031
				PROMEDIO P.U.	0,068	0,179

Cuadro 15.- Rendimiento de aceros por equipos de IESA – Elaboración propia.

METROS

GENERAL					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	3.139	2.200	142,68%	250	0,080	0,114
BARRA	1.932	2.200	87,81%	355	0,184	0,161
BROCA	399	350	113,89%	97	0,243	0,277
				PROMEDIO P.U.	0,169	0,184

Cuadro 16.- Rendimiento de Acero por todo los equipos en general – Elaboración propia.

VOLCAN					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	2.842	2.200	129,19%	250	0,088	0,114
BARRA	1.895	2.200	86,13%	355	0,187	0,161
BROCA	363	350	103,67%	97	0,267	0,277
				PROMEDIO P.U.	0,181	0,184

Cuadro 17.- Rendimiento de aceros por equipos de Compañía – Elaboración propia.

IESA					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACCERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	4.030	2.200	183,16%	250	0,062	0,114
BARRA	2.015	2.200	91,58%	355	0,176	0,161
BROCA	504	350	143,91%	97	0,193	0,277
ACOPLE	2100	2000	105,00%	110	0,052	0,055
				PROMEDIO P.U.	0,121	0,152

Cuadro 18.- Rendimiento de aceros por equipos de IESA – Elaboración propia.

METROS MENSUAL-TALADROS LARGOS						
GENERAL					RENDIMIENTO	OBJETIVO
ACERORIO	RENDIMIENTO (MP)	OBJETIVO	%	P.U. ACEROS (\$/.)	COSTO (\$/MP)	COSTO (\$/MP)
SHANK	1.859	3.800	48,91%	250	0,135	0,066
BARRA		3.000	181,33%	355	0,065	0,118
BROCA		400	214,46%	97	0,113	0,243
				PROMEDIO P.U.	0,104	0,142

Fuente: Elaboración propia.

4.2 EVALUACION DE MARTILLO DE PERFORADOR DE EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.

4.2.1. EVALUACION DE COLUMNAS DE PERFORACION DE EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.

La columna de perforación está conformado por los aceros: **Shank, Cupling, Barra y Broca**. La evaluación consiste en hacer el control efectivo por guardia a cada uno de los aceros de la columna, y por cada equipo para saber el rendimiento de cada equipo atlas copco y sandvik.

Se debe de saber el tipo de shank para cada equipo tanto atlas copco y sandvik, por lo mismo el cupling con la rosca que dependiente del shank. Del mismo la barra y la broca.

El ciclo de operación en la minería, inicia con la perforación; y la prioridad es el control del buen trabajo de la columna de los equipos de perforación. Para ello se requiere la evaluación de calidad de los aceros de perforación para la

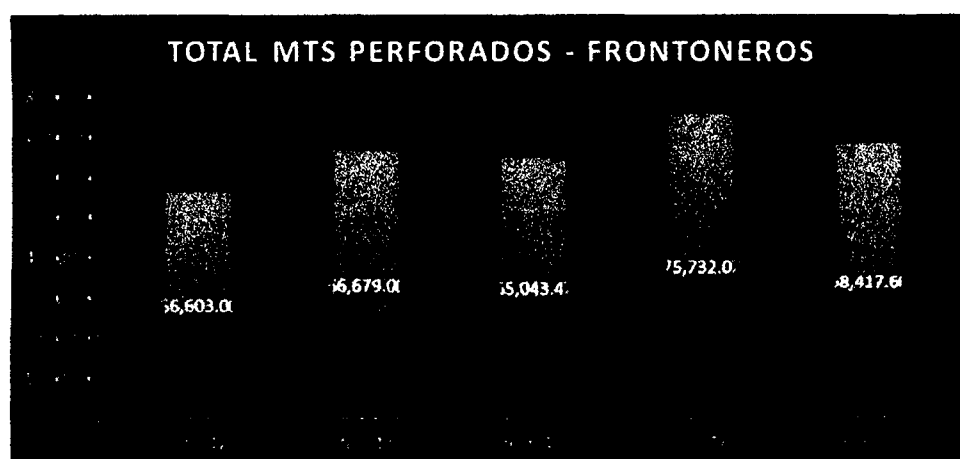
columna completa ya que el mal uso de los aceros por parte de los operadores, tiende a que los aceros no lleguen a su objetivo establecido por el proveedor. La finalidad de la evaluación de columna de equipo de perforación es por el Costo Metro Perforado.

Las brocas siempre hay que tener muy bien afiladas, para el máximo rendimiento de estas. El no afilar las brocas puede hacer que solo rindan un 60% de su vida útil real.

4.2.1.1. Descripción de la productividad de U.P. ANDAYCHAGUA.

CUADRO 19 – Metros perforados acumulados anual, por equipos atlas Copco & Sandvik

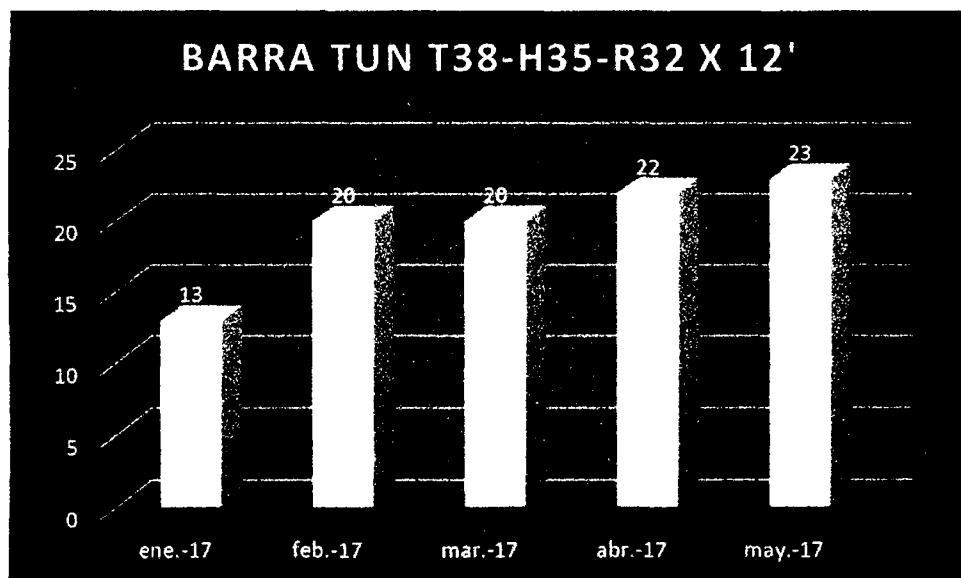
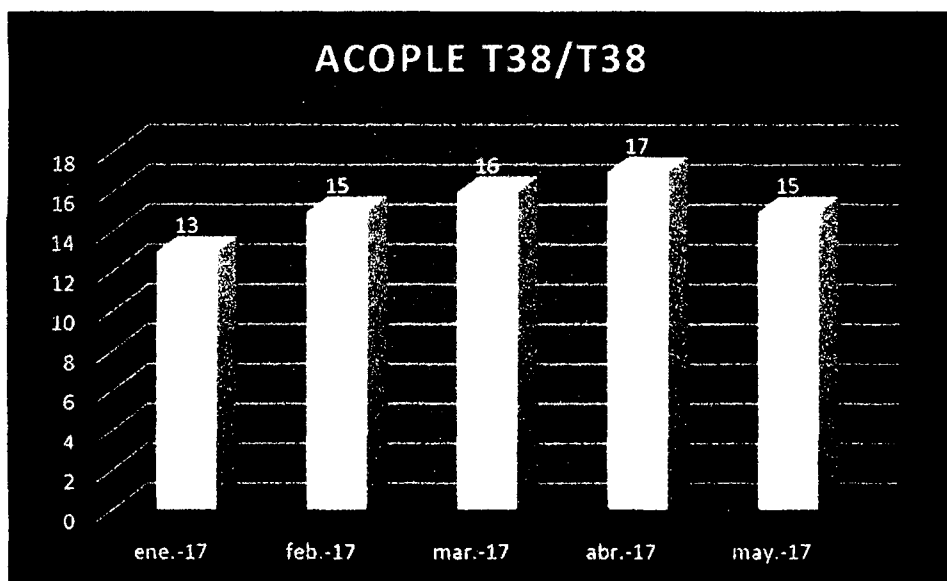
EQUIPOS VOLCAN	METROS PERFORADOS ACUMULADOS - 2017							
	EQUIPO	ene.-17	feb.-17	mar.-17	abr.-17	may.-17	TOTAL	PROMEDIO
	DD 311 - J130	9,589.00	13,078.00	11,705.78	13,678.14	14,638.81	62,689.74	12,537.95
	DD 311 - J135	10,886.00	14,313.00	13,154.19	13,380.96	10,224.46	61,958.61	12,391.72
	DD 311 - J137	11,887.00	12,160.00	11,287.72	15,079.92	14,994.33	65,408.97	13,081.79
	DD 311 - J140	9,747.00	12,907.00	11,656.41	14,658.56	11,626.78	60,595.75	12,119.15
	S1D - J145	1,442.00	1,597.00	4,769.88	6,744.80	4,694.16	19,247.84	3,849.57
	S1D - J134	13,052.00	12,624.00	12,469.49	12,189.68	12,239.06	62,574.23	12,514.85
	TOTAL MTS PERFORADOS	56,603.00	66,679.00	65,043.47	75,732.07	68,417.60	332,475.14	66,495.03
	TOTAL METROS RIMADOS	4,197.00	5,063.00	5,017.00	5,694.88	5,415.08	25,386.96	5,077.39

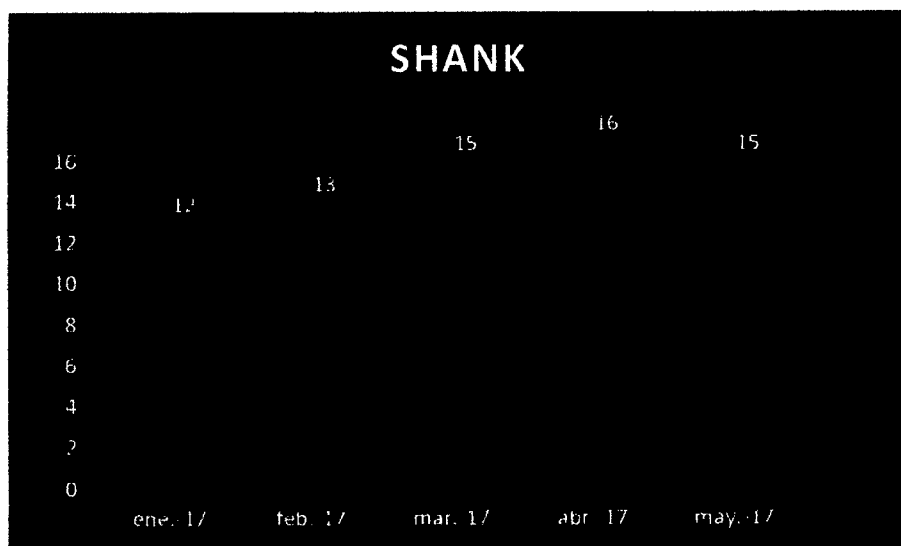
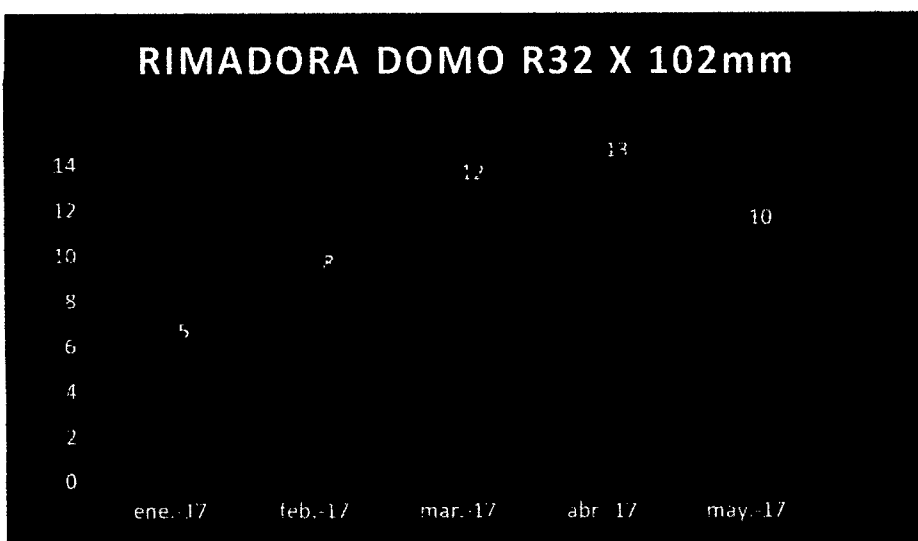
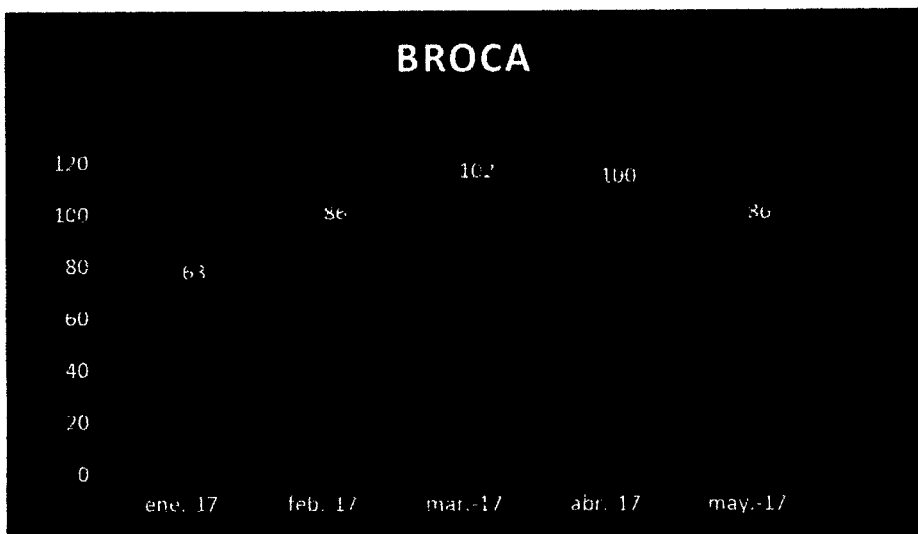


Fuente: Elaboración Propia.

CUADRO 20 – Consumo acumulado de aceros anual

CONSUMO DE ACEROS ACUMULADOS 2017							
DESCRIPCION	ene.-17	feb.-17	mar.-17	abr.-17	may.-17	TOTAL	PROMEDIO
ACOPLE T38/T38	13	15	16	17	15	76	15
BARRA TUN T38-H35-R32 X 12'	13	20	20	22	23	98	20
BROCA	63	86	102	100	86	437	87
RIMADORA DOMO R32 X 102mm	5	8	12	13	10	48	10
SHANK	12	13	15	16	15	71	14





Fuente: Elaboración Propia.

4.2.1.2. CONTROL SEMANAL (TABLAS, GRAFICOS, PLANOS)

CONTROL DE INDICADORES									
Semana:	9								
Fecha:	05/06/2017			KPI'S OPERATIVOS MINA ANDAYCHAGUA					
TABLERO DE CONTROL - VOLCAN									
Metros Perforados Jumbos	Mts	SUBE	14,500	15,040.0	15,537.00	14,636.00		15,000.0	96%
Metros Perforados Ensamadores	Mts	SUBE	4,500	4,237.0	4,826.00	5,322.00		5,000.0	106%
Metros Perforados Simba	Mts	SUBE	1,100	1,109.0	1,160.00	839.00		1,250.0	67%
Metros Perforados de rimado	Mts	SUBE	1,000	1,192.0	1,149.00	1,123.00		1,000.0	112%
Rendimiento Shank	Mts	SUBE	3,500	4,248.0	5,132.00	3,659.00		3,500.0	105%
Rendimiento acople	Mts	SUBE	3,500	3,921.0	4,447.00	4,879.00		3,500.0	139%
Rendimiento Barra 12 pies	Mts	SUBE	3,000	3,398.0	3,336.00	4,879.00		3,000.0	163%
Rendimiento Broca 51 mm	Mts	SUBE	600	728.0	776.00	813.00		600.0	136%
Rendimiento Broca Rimadora	Mts	SUBE	300	555.0	633.00	561.00		300.0	187%
Rendimiento Shank Sostenimiento	Mts	SUBE	2,000	2,428.0	2,728.00	1,774.00		2,000.0	88%
Rendimiento Barra 8 pies	Mts	SUBE	1,500	2,125.0	2,425.00	2,631.00		2,200.0	129%
Rendimiento Broca 38 mm	Mts	SUBE	350	378.0	412.00	444.00		350.0	127%
Rendimiento Shank	Mts	SUBE	1,250	2,071.0	2,714.00	839.00		2,500.0	34%
Rendimiento Barra 5 pies	Mts	SUBE	1,788	2,301.0	2,940.00	461.00		4,000.0	12%
Rendimiento Broca 64 mm	Mts	SUBE	350	690.0	678.00	839.00		400.0	212%
Consumo Shank	Und	BAJA	0.0	5.0	1.00	4.00			
Consumo acople	Und	BAJA	0.0	4.0	2.00	3.00			
Consumo Barra	Und	SUBE	0.0	4.0	5.00	3.00			
Consumo Broca	Und	SUBE	0.0	21.0	16.00	18.00			
Consumo Broca Rimadora	Und	SUBE	0.0	1.0	1.00	2.00			
Consumo Shank	Und	BAJA	0.0	1.0	1.00	3.00			
Consumo Barra	Und	SUBE	0.0	1.0	1.00	2.00			
Consumo Broca	Und	SE MANTIENE	0.0	15.0	8.00	12.00			
Consumo Shank	Und	SE MANTIENE	0.0	1.0	0.00	1.00			
Consumo Barra	Und	SUBE	0.0	5.0	3.00	10.00			
Consumo Broca	Und	SE MANTIENE	0.0	4.0	2.00	1.00			
Consumo Rimadora 127mm	Und	BAJA	0.0	0.0	0.00	1.00			
IESA									
Metros Perforados Jumbos-IESA	Mts	SUBE	7,000	10,099.0	11,314.0	10,310.0		7,500.0	147%
Metros Perforados Ensamadores	Mts	SUBE	2,000	3,168.0	3,463.00	4,101.00		2,500.0	164%
Metros Perforados de rimado	Mts	SUBE	500	709.0	816.00	764.00		500.0	153%
Rendimiento Shank	Mts	SUBE	3,500	3,870.0	4,614.00	5,155.00		3,500.0	147%
Rendimiento acople	Mts	SUBE	3,500	3,483.0	3,845.00	3,437.00		3,500.0	98%
Rendimiento Barra 12 pies	Mts	SUBE	3,000	3,169.0	3,296.00	3,437.00		3,000.0	115%
Rendimiento Broca 45 mm	Mts	SUBE	600	792.0	887.00	937.00		600.0	156%
Rendimiento Broca Rimadora	Mts	SUBE	300	356.0	368.00	382.00		300.0	127%
Rendimiento Shank Sostenimiento	Mts	SUBE	2,000	3,684.0	3,632.00	4,101.00		2,000.0	205%
Rendimiento Barra 8 pies	Mts	SUBE	2,000	2,763.0	2,076.00	2,050.00		2,200.0	93%
Rendimiento Broca 38 mm	Mts	SUBE	300	368.0	363.00	315.00		350.0	89%
Consumo Shank	Und	BAJA	0.0	3.0	1.00	2.0			
Consumo acople	Und	BAJA	0.0	2.0	2.00	3.0			
Consumo Barra	Und	BAJA	0.0	3.0	3.00	3.0			
Consumo Broca	Und	BAJA	0.0	12.0	8.00	11.0			
Consumo Broca Rimadora	Und	BAJA	0.0	4.0	2.00	2.0			
Consumo Shank	Und	SUBE	0.0	1.0	1.00	0.0			
Consumo Barra	Und	BAJA	0.0	2.0	3.00	2.0			
Consumo Broca	Und	BAJA	0.0	10.0	10.00	13.0			

Cuadro 21 – Control de Indicadores Operacionales KPI.

Fuente: Área De Perforación y Voladura Mina Andaychagua

4.2.2. EVALUACION DE RPM DE EQUIPOS DE PERFORACION.

4.2.2.1. REGISTRO ESTADISTICO DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN

BROCAS ESFERICA 50MM			BROCAS ESFERICAS 51MM		
ITEMS	MINUTOS	SEGUNDOS	ITEMS	MINUTOS	SEGUNDOS
01	1	27	01	1	42
02	1	35	02	1	38
03	1	23	03	1	31
04	1	33	04	2	12
05	1	14	05	1	50
06	1	45	06	1	36
07	1	16	07	1	45
08	1	29	08	1	32
09	1	32	09	1	24
			10	1	29

Fuente: Elaboración Propia

4.2.2.2. REGISTRO DE DESCARTE DE LAS BROCAS

4.2.2.3.

PRUEBA N° 01 - BROCA DE 50MM

FECHA	GUARDIA	EQUIPO	OPERADOR	NIVEL	LABOR	GSI	RMR	TAL.	LONG. (PIES)	PIES PERF.	MTS. PERF.	OBS.	DIAMETRO DE LA	MATERIAL
22/02/2017	DIA	J_130	CHUCOS	1150	RP_662	IF/R-P	21-30	20	10,80	216,00	65,84	SE	50MM	DESMONTE
25/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1225	TJ_242	IF/R	31-35	19	10,80	205,20	62,54	DESCATA	49.2MM	MINERAL
27/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1200	TJ_331A	MF/R	25-30	20	10,80	216,00	65,84	LA BRO	48.40MM	MINERAL
28/02/2017	DIA	J_140	ARIAS	800	RP_8	MF/R	25-30	15	10,80	162,00	49,38	CA POR	47.0MM	DESMONTE
28/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1225	TJ_242	MF/R	45-55	15	10,80	162,00	49,38	DIAMETR	46.8MM	MINERAL
01/03/2017	NOCHE	J_137	PAREDES	1200	TJ_331A	MF/R	45-55	20	10,80	216,00	65,84	O	46.2MM	MINERAL
									TOTAL	1.177,20	358,81			

PRUEBA N° 02 - BROCA DE 50MM

FECHA	GUARDIA	EQUIPO	OPERADOR	NIVEL	LABOR	GSI	RMR	TAL.	LONG. (PIES)	PIES PERF.	MTS. PERF.	OBS.	DIAMETRO DE LA	MATERIAL
22/02/2017	DIA	J_130	CHUCOS	1150	RP_661	IF/R-P	21-30	19	10,80	205,20	62,54	SE	50MM	DESMONTE
25/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1225	TJ_243	IF/R	31-35	20	10,80	216,00	65,84	DESCATA	49.2MM	MINERAL
27/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1200	TJ_131A	MF/R	25-30	20	10,80	216,00	65,84	LA BRO	47.6MM	MINERAL
28/02/2017	DIA	J_140	ARIAS	800	AC_023	MF/R	25-30	20	10,80	216,00	65,84	CA POR	47.1MM	DESMONTE
28/02/2017	NOCHE	J-135	CUADROS	1225	TJ_242	MF/R	45-55	14	10,80	151,20	46,09	DIAMETR	46.6MM	MINERAL
01/03/2017	NOCHE	J_137	PARDES	1200	TJ_131A	MF/R	45-55	22	10,80	237,60	72,42	O	45.8MM	
									TOTAL	1.242,00	378,56			

Fuente: Elaboración Propia

I. BROCA DE 48 MM-PRUEBA N° 02

Fecha	Turno	Operario	Material	Cantidad	Equipo	Condición	Avance	Pre. Agua	Rpm	Broca	Descarte	Material	
09/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1170	CM 4	IF/R-P	21-30	21	10,80	226,80	69,13	48	DESMONTE
09/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1150	RP 661	IF/R	31-35	24	10,80	259,20	79,00	47,9	MINERAL
10/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	CA 131	MF/R	25-30	26	10,80	280,80	85,59	46,9	MINERAL
10/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 143	MF/R	25-30	24	10,80	259,20	79,00	46,9	DESMONTE
11/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 235	MF/R	45-55	20	10,80	216,00	65,84	44,9	MINERAL
11/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 131	MF/R	45-55	26	10,80	280,80	85,59	44,9	MINERAL
12/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 131	MF/R	45-55	28	10,80	302,40	92,17	44,1	DESMONTE
12/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1170	CM 6	IF/R-P	21-30	17	10,80	183,60	55,96	44,1	DESMONTE
13/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 135	MF/R	25-30	35	10,80	378,00	115,21	43,7	DESMONTE
13/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1225	AC 123	IF/R-P	21-30	20	10,80	216,00	65,84	43,7	DESMONTE
14/03/2017	NOCHE	J-135	SALOME	1150	AC 151B	IF/R	31-35	30	10,80	324,00	98,76	42,1	DESMONTE
26/03/2017	DIA	J-135	SALOME	1170	CM 6	IF/R-P	21-30	19	10,80	205,20	62,54	41,7	DESMONTE
TOTAL										3.132,00	934,63		

Fuente: Elaboración Propia

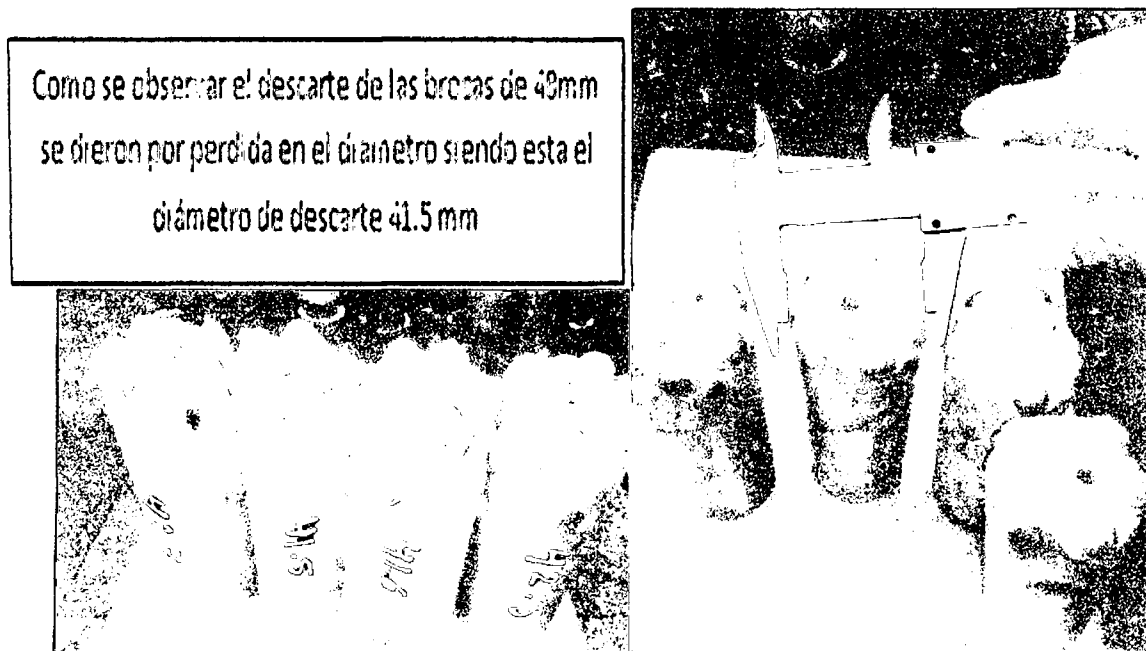


Imagen 12.- Medición de los diámetros de las brocas descartadas

4.2.2.4. REGISTRO DE EVALUACION DE RPM

Equipo	Marca	Martillo	Rota ción	Percu sión	Avan ce	Pre. Agua	Rpm	Broca
J-137	Sand vik	HLX5	45-50	170	80	12	180	45-51 mm

Fuente: Elaboración Propia

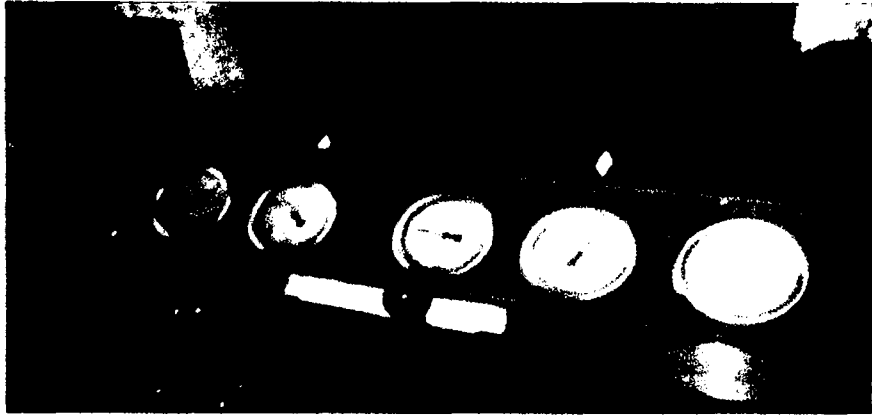
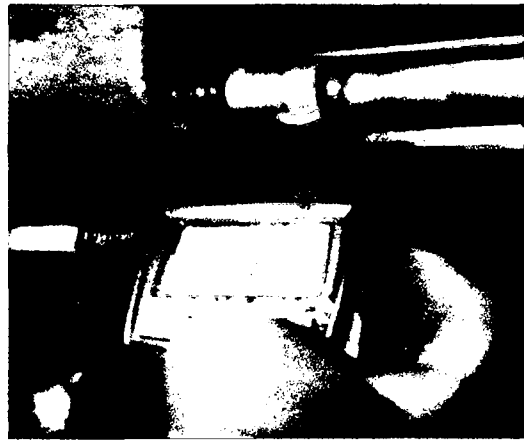


Imagen 13.- Evaluación de los parámetros en el equipo

Equipo J-129 con centralizador desgastado



Equipo J-41 rpm elevados



Equipo J-129 y J-41 generaron roturas prematuras, debido a que sus rpm estaban fuera del rango y que los centralizadores se encontraban desgastados.

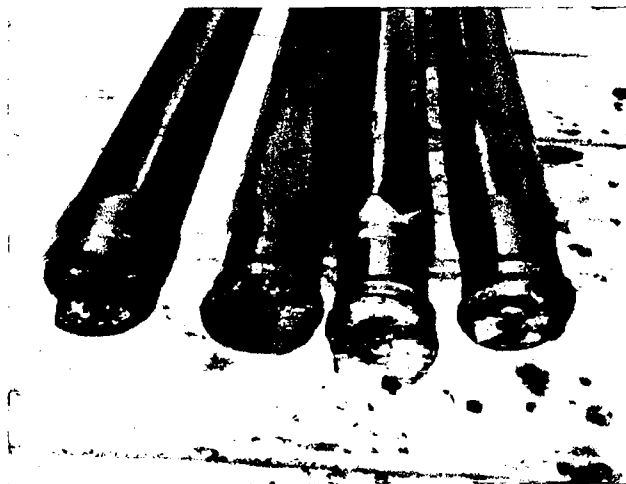


Imagen 14.- Muestra de Rotura de las Barras

Equipo J-134, tuvo problemas operativos en dos oportunidades plantando barra perjudicando el rendimiento.

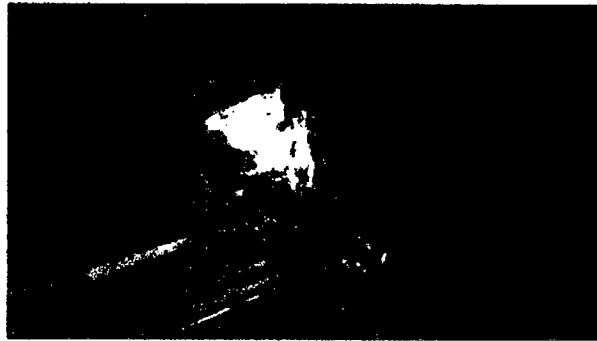


Imagen 15.- Muestra de Plantado de Barra en la perforación.

CONSUMOS DURANTE LA SEMANA 14. FRONTONEROS

Suma de CANTIDAD	Etiquetas de columna							Total general	
Etiquetas de fila	DD311 - J 130	DD311 - J 135	DD311 - J 137	DD311 - J 140	S10 - J 145	IESA J-036	S10 - J 134	IESA J-043	Total general
ACOPLE T32/T23	-1	-1		-1	-1				-4
BARRA TUN T53-H35-R32 X 12'		-1	-1		-2	-1	0		-5
BROCA R32 X 45mm ESF		-5	-1	-1	-1	-5			-13
BROCA R32 X 51mm ESF	-1		-2		-2		-1	-2	-8
RIMADORA DOMD R32 X 102mm						-1			-1
SHANK COP1633 T33 483MM					-1		-1		-2
SHANK HX5 T33 500mm	-1	-1		-1					-3
Total general	-3	-8	-4	-3	-7	-7	-2	-2	-36

CONSUMOS DURANTE LA SEMANA 14. SOSTENIMIENTO

Suma de CANTIDAD	Etiquetas de columna						Total general
Etiquetas de fila	ROBOLT - J 129	ROBOLT - J 13	ROBOLT - J 13	ROBOLT - J 13	IESA J-044	IESA J-041	Total general
BARRA R32 HEX28 R28 8' (2400mm)						-1	-1
BARRA R32 HEX28 R28 8' (2475mm)	-1	-1	0		-1		-3
BROCA R28 X 37mm			-2	-2	-1	-3	-8
BROCA R28 X 38mm		-1	-4	-2	-2	-2	-11
SHANK HIDRASTAR H200 R32 FEMALE	-1	-1					-2
SHANK MONTABERT HC40/50, R32 HEMBRA					-1	-1	-2
Total general	-2	-3	-6	-4	-5	-7	-27

4.2.3. CUADRO COMPARATIVO DE PARAMETRO Y FACTORES.

METROS

GENERAL			
ACCELERIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%
SHANK	6.711	3500	191,74%
BARRA	3.355	3000	111,85%
BROCA 51	700	600	116,71%
RIMAD.	718	350	205,24%
ACOPLE	4474	3500	127,82%

VOLCAN				IESA			
ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%	ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%
SHANK	5.849	3.500	167,12%	SHANK	11.018	3.500	314,80%
BARRA	2.925	3.000	97,49%	BARRA	5.509	3.000	183,63%
BROCA	643	600	107,13%	BROCA	918	600	153,03%
RIMAD.	540	350	154,22%	RIMAD.	1.429	350	408,15%
ACOPLE	4.178	3.500	119,37%	ACOPLE	5509	3.500	157,40%

METROS PERFORADOS EN EL CAMPO

GENERAL			
ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%
SHANK	3.139	2.200	142,68%
BARRA	1.932	2.200	87,81%
BROCA	399	350	113,89%

VOLCAN				IESA			
ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%	ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%
SHANK	2.842	2.200	129,19%	SHANK	4.030	2.200	183,16%
BARRA	1.895	2.200	86,13%	BARRA	2.015	2.200	91,58%
BROCA	363	350	103,67%	BROCA	504	350	143,91%
				ACOPLE	2700	2000	135,00%

METROS PERFORADOS EN LA EMPRESA

GENERAL			
ACCERORIO	RENDIMIENTO	OBJETIVO	%
SHANK	1.859	3.800	48,91%
BARRA	5.440	3.000	181,33%
BROCA	858	400	214,46%

Cuadro 27.- Comparativos de Metros perforados en el campo y el objetivo trazado por la empresa

Fuente: elaboración propia

4.2.4. RESUMEN DE LOS COSTOS DE PRODUCCION USANDO EQUIPOS ATLAS COPCO Y SANDVIK.

Costos Generados en perforación de Frentes teniendo equipos Atlas Copco y Sandvik

EQUIPOS VOLCAN	EQUIPO	METROS PERFORADOS ACUMULADOS - 2017													
		ene.-17	CMP	feb.-17	CMP	mar.-17	CMP	abr.-17	CMP	may.-17	CMP	TOTAL	P.U	PROMEDIO	CMP
EQUIPOS SANDVIK	DD 311 - J 130	9,589.00	3,308.21	13,078.00	4,511.91	11,705.78	4,038.50	13,678.14	4,718.96	14,638.81	5,050.39	79,267.31	0.345	8,807.48	\$ 27,347.22
	DD 311 - J 135	10,886.00	3,755.67	14,313.00	4,937.99	13,154.19	4,538.20	13,380.96	4,616.43	10,224.46	3,527.44	79,806.90	0.345	8,867.43	\$ 27,533.38
	DD 311 - J 137	11,887.00	4,101.02	12,160.00	4,195.20	11,287.72	3,894.26	15,079.92	5,202.57	14,994.33	5,173.04	82,802.02	0.345	9,200.22	\$ 28,566.70
	DD 311 - J 140	9,747.00	3,362.72	12,907.00	4,452.92	11,656.41	4,021.46	14,658.56	5,057.20	11,626.78	4,011.24	77,490.04	0.345	8,610.00	\$ 26,734.06
ATLAS	S1D - J 145	1,442.00	421.06	1,597.00	466.32	4,769.88	1,392.80	6,744.80	1,969.48	4,694.16	1,370.70	23,497.51	0.292	2,610.83	\$ 6,861.27
COPCO	S1D - J 134	13,052.00	3,811.18	12,624.00	3,686.21	12,469.49	3,641.09	12,189.68	3,559.39	12,239.06	3,573.81	77,272.11	0.292	8,585.79	\$ 22,563.45
TOTAL MTS PERFORADOS		56,603.00	\$18,759.85	66,679.00	\$ 22,250.54	65,043.47	\$21,526.31	75,732.07	\$25,124.04	68,417.60	\$22,706.61	420,135.88	ACUMULADO HASTA LA FECHA		\$ 139,606.09
TOTAL METROS RIMADOS		4,197.00		5,063.00		5,017.00		5,694.88		5,415.08		25,386.96			

Costos Generados en perforación de Frentes teniendo equipos Atlas Copco

EQUIPOS VOLCAN	EQUIPO	METROS PERFORADOS ACUMULADOS - 2017													
		ene.-17	CMP	feb.-17	CMP	mar.-17	CMP	abr.-17	CMP	may.-17	CMP	TOTAL	P.U	PROMEDIO	CMF
ATLAS COPCO	S1D - J 001	9,589.00	2,799.99	13,078.00	3,818.78	11,705.78	3,418.09	13,678.14	3,994.02	14,638.81	4,274.53	76,720.61	0.292	8,524.51	\$ 22,402.42
	S1D - J 002	10,886.00	3,178.71	14,313.00	4,179.40	13,154.19	3,841.02	13,380.96	3,907.24	10,224.46	2,985.54	77,064.99	0.292	8,562.78	\$ 22,502.98
	S1D - J 003	11,887.00	3,471.00	12,160.00	3,550.72	11,287.72	3,296.01	15,079.92	4,403.34	14,994.33	4,378.34	80,130.04	0.292	8,903.34	\$ 23,397.97
	S1D - J 004	9,747.00	2,846.12	12,907.00	3,768.84	11,656.41	3,403.67	14,658.56	4,280.30	11,626.78	3,395.02	74,894.69	0.292	8,321.63	\$ 21,869.25
	S1D - J 145	1,442.00	421.06	1,597.00	466.32	4,769.88	1,392.80	6,744.80	1,969.48	4,694.16	1,370.70	23,497.51	0.292	2,610.83	\$ 6,861.27
	S1D - J 134	13,052.00	3,811.18	12,624.00	3,686.21	12,469.49	3,641.09	12,189.68	3,559.39	12,239.06	3,573.81	77,272.11	0.292	8,585.79	\$ 22,563.45
TOTAL MTS PERFORADOS		56,603.00	\$16,528.08	66,679.00	\$ 19,470.27	65,043.47	\$18,992.69	75,732.07	\$22,113.76	68,417.60	\$19,977.94	409,579.94	ACUMULADO HASTA LA FECHA		\$ 119,597.34
TOTAL METROS RIMADOS		4,197.00		5,063.00		5,017.00		5,694.88		5,415.08		25,386.96			

COSTO AHORRADO MENSUAL	\$2,231.78	\$2,780.27	\$2,533.62	\$3,010.27	\$2,728.67
COSTO AHORRADO ACUMULADO	\$ 20,008.75				

Equipos frontoneros
Cuadro 28 – Analisis de las valorizaciones acumuladas 2017 –

Fuente: Área De Perforación y Voladura Mina Andaychagua

Costos Generados en perforacion de Sotenimiento teniendo equipos Atlas Copco y Sandvik

EQUIPOS VOLCAN	METROS PERFORADOS ACUMULADOS - 2017 SOSTENIMIENTO											
	EQUIPO	ene.-17	CMP	feb.-17	CMP	mar.-17	CMP	abr.-17	CMP	TOTAL	P.U	CMP
EQUIPOS SANDVIK	ROBOLT - J 129	3,655.00	\$ 1,991.98	5,628.00	\$ 1,085.63	5,261.76	\$ 2,867.66	6,649.82	\$ 3,624.15	27,139.85	0.55	\$ 14,791.22
	ROBOLT - J 131	4,756.00	\$ 2,592.02	5,450.00	\$ 1,412.65	5,596.43	\$ 3,050.06	5,071.57	\$ 2,764.00	27,928.73	0.55	\$ 15,221.16
	ROBOLT - J 138	4,866.00	\$ 2,651.97	5,735.00	\$ 1,445.32	4,876.19	\$ 2,657.52	5,221.22	\$ 2,845.57	27,453.23	0.55	\$ 14,962.01
	ROBOLT - J 139	4,919.00	\$ 2,680.86	4,979.00	\$ 1,461.07	4,464.10	\$ 2,432.93	5,272.43	\$ 2,873.47	26,209.39	0.55	\$ 14,284.12
ATLAS COPCO	IESA J-041	5,925.00	\$ 2,215.95	6,520.00	\$ 828.77	6,249.01	\$ 2,337.13	7,798.61	\$ 2,916.68	31,874.47	0.374	\$ 11,921.05
TOTAL MTS PERFORADOS		24,121.00	\$ 12,132.77	28,312.00	\$ 6,233.43	26,447.50	\$ 13,345.30	30,013.66	\$ 15,023.88	140,605.66	TOTAL	\$ 71,179.55

Costos Generados en perforacion de Sotenimiento teniendo equipos Atlas Copco

EQUIPOS VOLCAN	METROS PERFORADOS ACUMULADOS - 2017 SOSTENIMIENTO											
	EQUIPO	ene.-17	CMP	feb.-17	CMP	mar.-17	CMP	abr.-17	CMP	TOTAL	P.U	CMP
ATLAS COPCO	AT - 001	3,655.00	\$ 1,366.97	5,628.00	\$ 511.25	5,261.76	\$ 1,967.90	6,649.82	\$ 2,487.03	25,040.70	0.374	\$ 9,365.22
	AT - 002	4,756.00	\$ 1,778.74	5,450.00	\$ 665.25	5,596.43	\$ 2,093.07	5,071.57	\$ 1,896.77	25,411.06	0.374	\$ 9,503.74
	AT - 003	4,866.00	\$ 1,819.88	5,735.00	\$ 680.64	4,876.19	\$ 1,823.70	5,221.22	\$ 1,952.74	25,022.63	0.374	\$ 9,358.46
	AT - 004	4,919.00	\$ 1,839.71	4,979.00	\$ 688.05	4,464.10	\$ 1,669.57	5,272.43	\$ 1,971.89	23,831.86	0.374	\$ 8,913.12
	IESA J-041	5,925.00	\$ 2,215.95	6,520.00	\$ 828.77	6,249.01	\$ 2,337.13	7,798.61	\$ 2,916.68	31,874.47	0.374	\$ 11,921.05
TOTAL MTS PERFORADOS		24,121.00	\$ 9,021.25	28,312.00	\$ 3,373.95	26,447.50	\$ 9,891.36	30,013.66	\$ 11,225.11	131,180.72	TOTAL	\$ 49,061.59

COSTO AHORADO MENSUAL	\$3,111.52	\$2,859.48	\$3,453.94	\$3,798.77
COSTO AHORADO ACUMULADO	\$ 22,117.96			

Cuadro 29 – Analisis de las valorizaciones acumuladas 2017 –
equipos de Sotenimiento.

Fuente: Area De Perforación y Voladura Mina Andaychagua.

CUADRO 30: AHORRO EN COSTO DE PERFORACIÓN USANDO EQUIPOS ATLAS COPCO

CMP FRONTONEROZ - AHORRADO	20008.75
CMP SOSTENIMIENTO - AHORRADO	22117.96
AHORRO TOTAL	\$ 42,126.71

Se observa que al realizar la comparación de valorización mensual en la producción, entre las columnas de perforación entre ambos equipos, se observa que se tiene un ahorro de 42 126. 71 US\$.

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. RESULTADOS

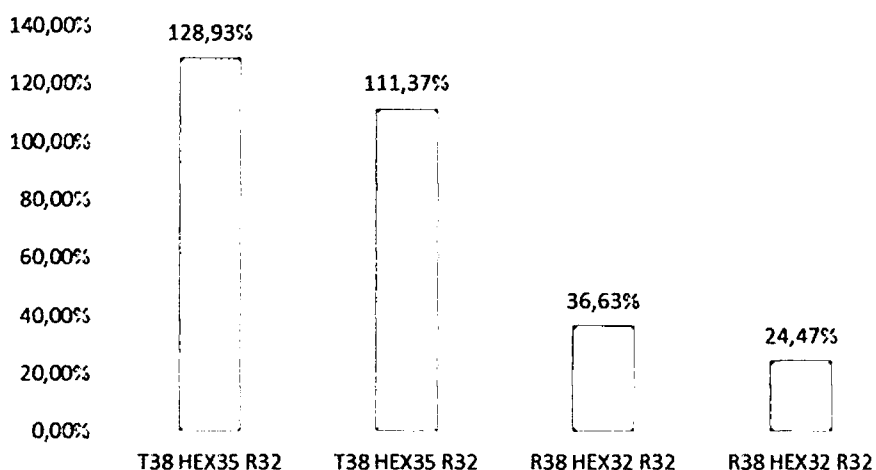
En los siguientes cuadros se muestra el rendimiento y consumo de estos aceros en todos los equipos de Volcan a los que se entregó esta barra BOARD

5.1.1. EQUIPOS SANDVIK

1. Equipo J-135

ITEMS	FECHA DE ENTREGA	FECHA DE ROTURA	EQUIPO	BARRA	RENDIMIENTO	OBJETIVO NORMAL	EFICIENCIA	OBSERVACIONES
1	04/08/2016	14/08/2016	J-135	T38 HEX35 R32	3868	3000	128.93%	
2	14/08/2016	21/08/2016	J-135	T38 HEX35 R32	3341	3000	111.37%	
3	21/08/2016	23/08/2016	J-135	R38 HEX32 R32	1099	3000	36.63%	ROTURA CERCA A LA ROSCA R32
4	23/08/2016	25/08/2016	J-135	R38 HEX32 R32	734	3000	24.47%	DOBLADO DE BARRA

EFICIENCIA DE BARRAS J-135

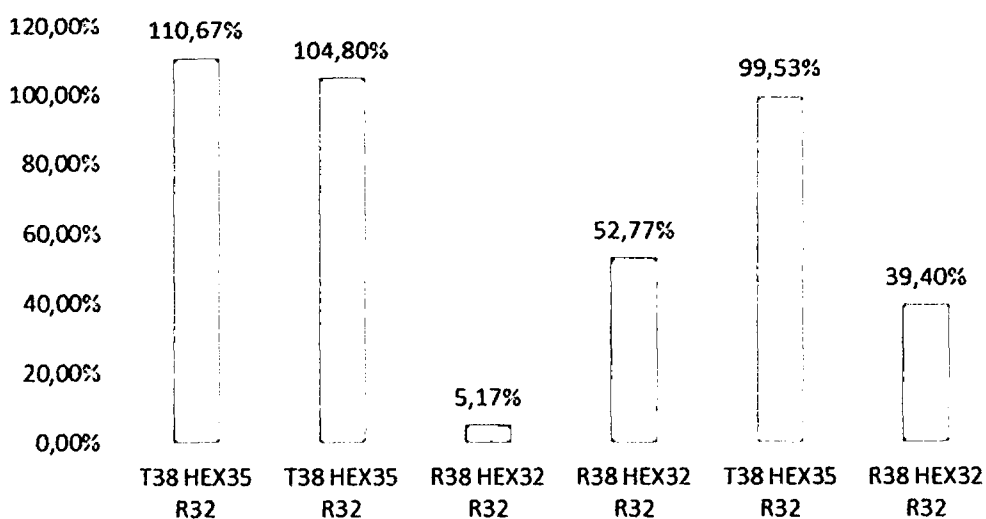


Cuadro 30.- Eficiencia de Barra en Equipo J-135

2. Equipo J-137

ITEMS	FECHA DE ENTREGA	FECHA DE ROTURA	EQUIPO	BARRA	RENDIMIENTO	OBJETIVO NORMAL	EFICIENCIA	OBSERVACIONES
1	02/08/2016	11/08/2016	J-137	T38 HEX35 R32	3320	3000	110.67%	
2	11/08/2016	18/08/2016	J-137	T38 HEX35 R32	3144	3000	104.80%	
3	18/08/2016	18/08/2016	J-137	R38 HEX32 R32	155	3000	5.17%	DOBLADO DE BARRA
4	18/08/2016	23/08/2016	J-137	R38 HEX32 R32	1583	3000	52.77%	DOBLADO DE BARRA
5	23/08/2016	29/08/2016	J-137	T38 HEX35 R32	2986	3000	99.53%	
6	29/08/2016	01/08/2016	J-137	R38 HEX32 R32	1182	3000	39.40%	DOBLADO DE BARRA

EFICIENCIA DE BARRAS J-137



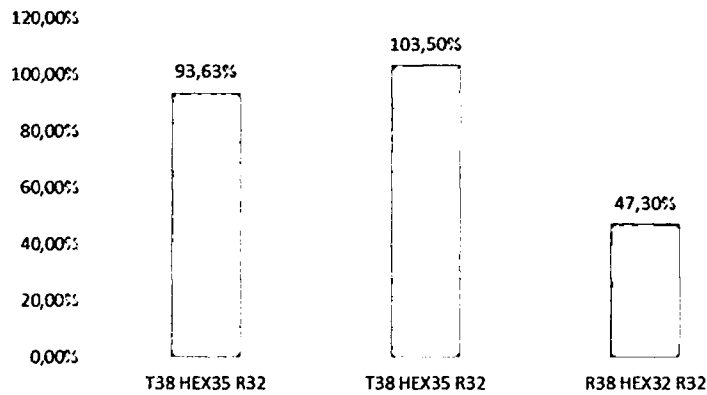
Cuadro 31.- Eficiencia de Barra en Equipo J-137

5.1.2. EQUIPOS ATLAS COPCO

1. Equipo J-145

ITEMS	FECHA DE ENTREGA	FECHA DE ROTURA	EQUIPO	BARRA	RENDIMIENTO	OBJETIVO NORMAL	EFICIENCIA	OBSERVACIONES
1	31/07/2016	15/08/2016	J-145	T38 HEX35 R32	2809	3000	93.63%	
2	15/08/2016	28/08/2016	J-145	T38 HEX35 R32	3105	3000	103.50%	
3	28/08/2016	04/09/2016	J-145	R38 HEX32 R32	1419	3000	47.30%	DOBLADO DE BARRA

EFICIENCIA DE BARRAS J-145

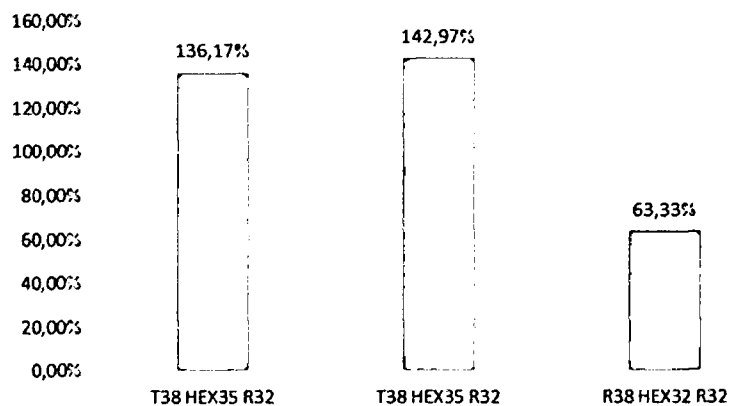


Cuadro 31.- Eficiencia de Barra en Equipo J-145

2. Equipo J-134

ITEMS	FECHA DE ENTREGA	FECHA DE ROTURA	EQUIPO	BARRA	RENDIMIENTO	OBJETIVO NORMAL	EFICIENCIA	OBSERVACIONES
1	31/07/2016	12/08/2016	J-134	T38 HEX35 R32	4085	3000	136.17%	
2	12/08/2016	26/08/2016	J-134	T38 HEX35 R32	4289	3000	142.97%	
3	26/08/2016	01/09/2016	J-134	R38 HEX32 R32	1900	3000	63.33%	DOBLADO DE BARRA

EFICIENCIA DE BARRAS J-134

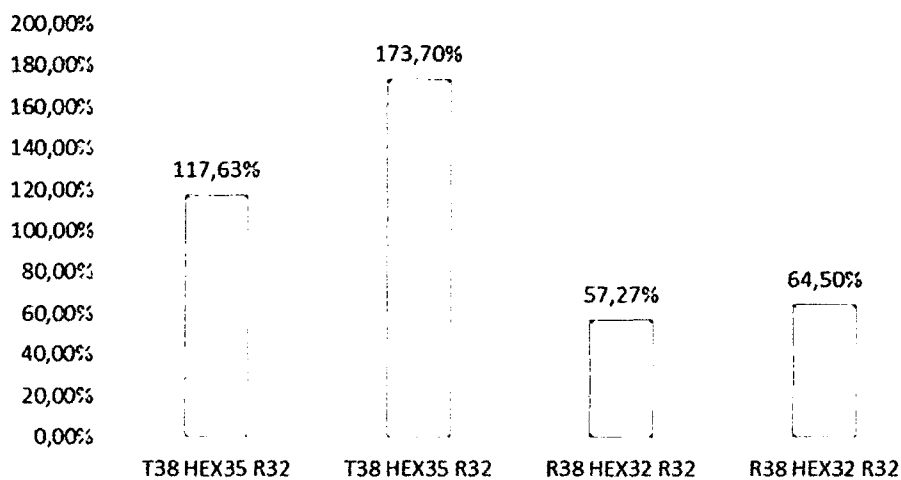


Cuadro 32.- Eficiencia de Barra en Equipo J-134

3. Equipo J-043

ITEMS	FECHA DE ENTREGA	FECHA DE ROTURA	EQUIPO	BARRA	RENDIMIENTO	OBJETIVO NORMAL	EFICIENCIA	OBSERVACIONES
1	07/08/2016	14/08/2016	J-043	T38 HEX35 R32	3529	3000	117.63%	
2	14/08/2016	25/08/2016	J-043	T38 HEX35 R32	5211	3000	173.70%	
3	25/08/2016	29/08/2016	J-043	R38 HEX32 R32	1718	3000	57.27%	DOBLADO DE BARRA
4	29/08/2016	03/09/2016	J-043	R38 HEX32 R32	1935	3000	64.50%	DOBLADO DE BARRA

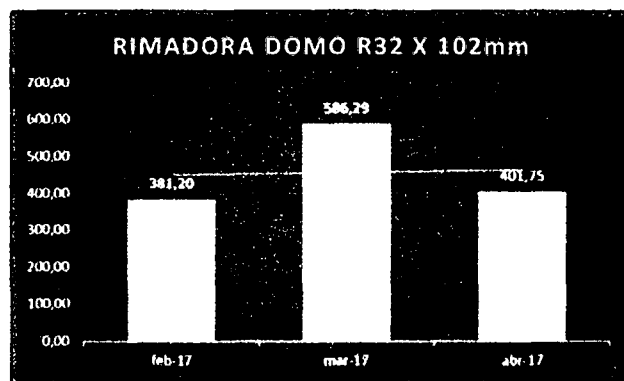
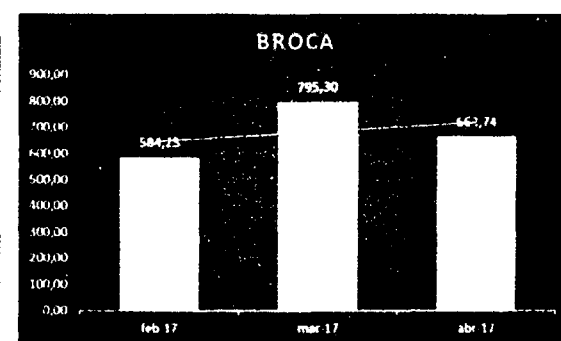
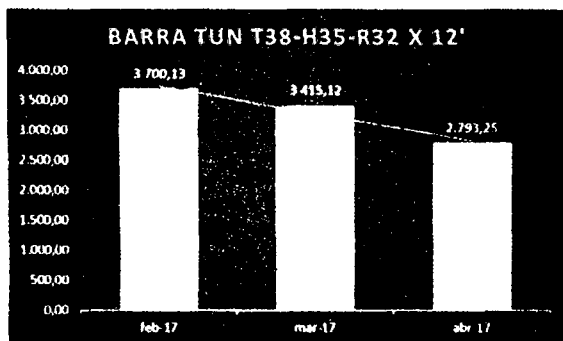
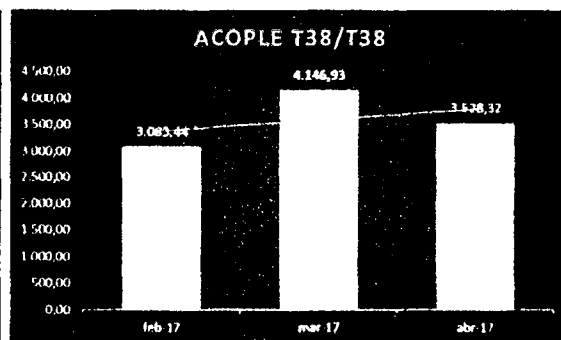
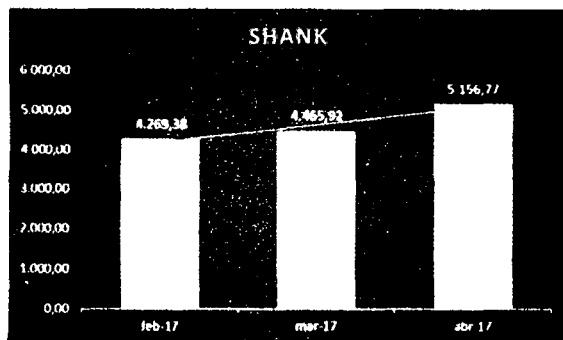
EFICIENCIA DE BARRAS J-043



Cuadro 33.- Eficiencia de Barra en Equipo J-043

Tal como se muestra en los cuadros arriba mencionados se muestra de color rojo la fila con un rendimiento bajo siendo este una barra de marca BOARD R38 HEX32 R32 con doblado y rotura cerca a la rosca R32.

2017						
DESCRIPCION	feb-17	mar-17	abr-17	PROMEDIO	OBJETIVO	EFICIENCIA
ACOPLE T38/T38	3.083,44	4.146,93	3.528,32	3.586,23	3.500,00	102,46%
BARRA TUN T38-H35-R32 X 12'	3.700,13	3.415,12	2.793,25	3.302,83	3.000,00	110,09%
BROCA	584,23	795,30	663,74	681,09	600,00	113,52%
RIMADORA DOMO R32 X 102mm	381,20	586,29	401,75	456,41	300,00	152,14%
SHANK	4.269,38	4.465,92	5.156,77	4.630,69	3.500,00	132,31%

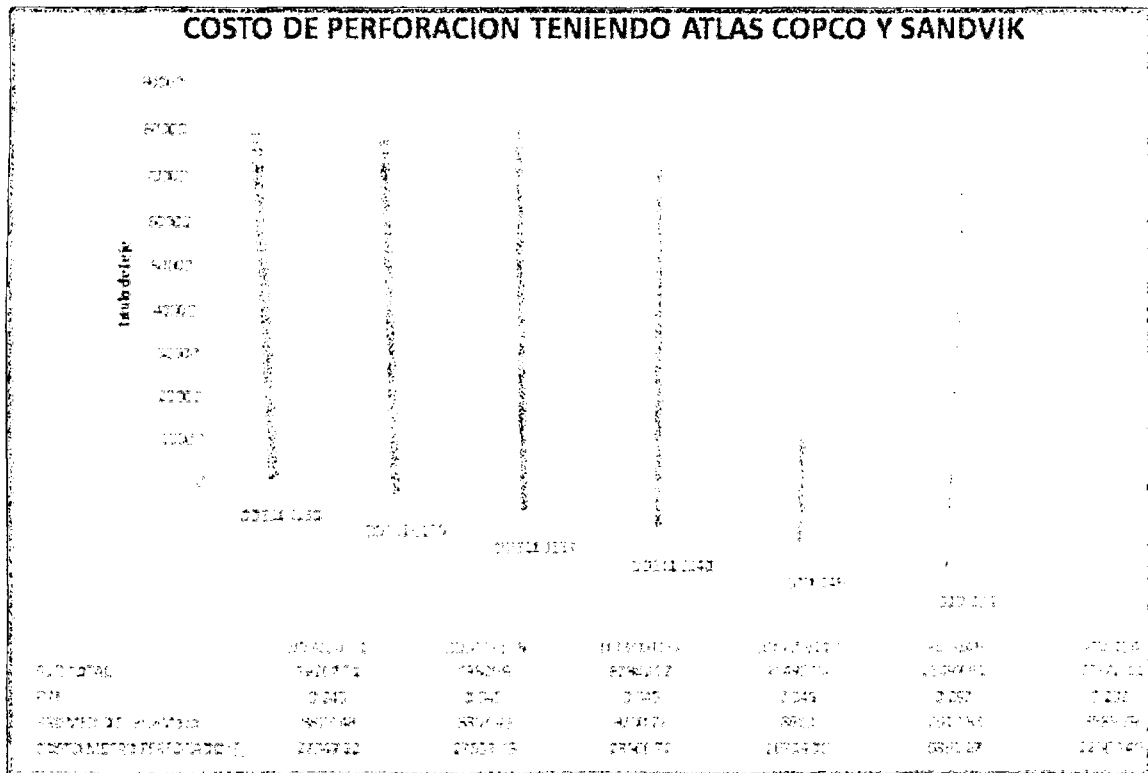


EVALUACION DE COSTOS DE LA COLUMNA DE PERFORACION DE EQUIPO SANDVIK Y ATLAS COPCO

FRONTONERO - AVANCE

FALTA COSTO PERFORACION TENIENDO SOLO SANDVIK

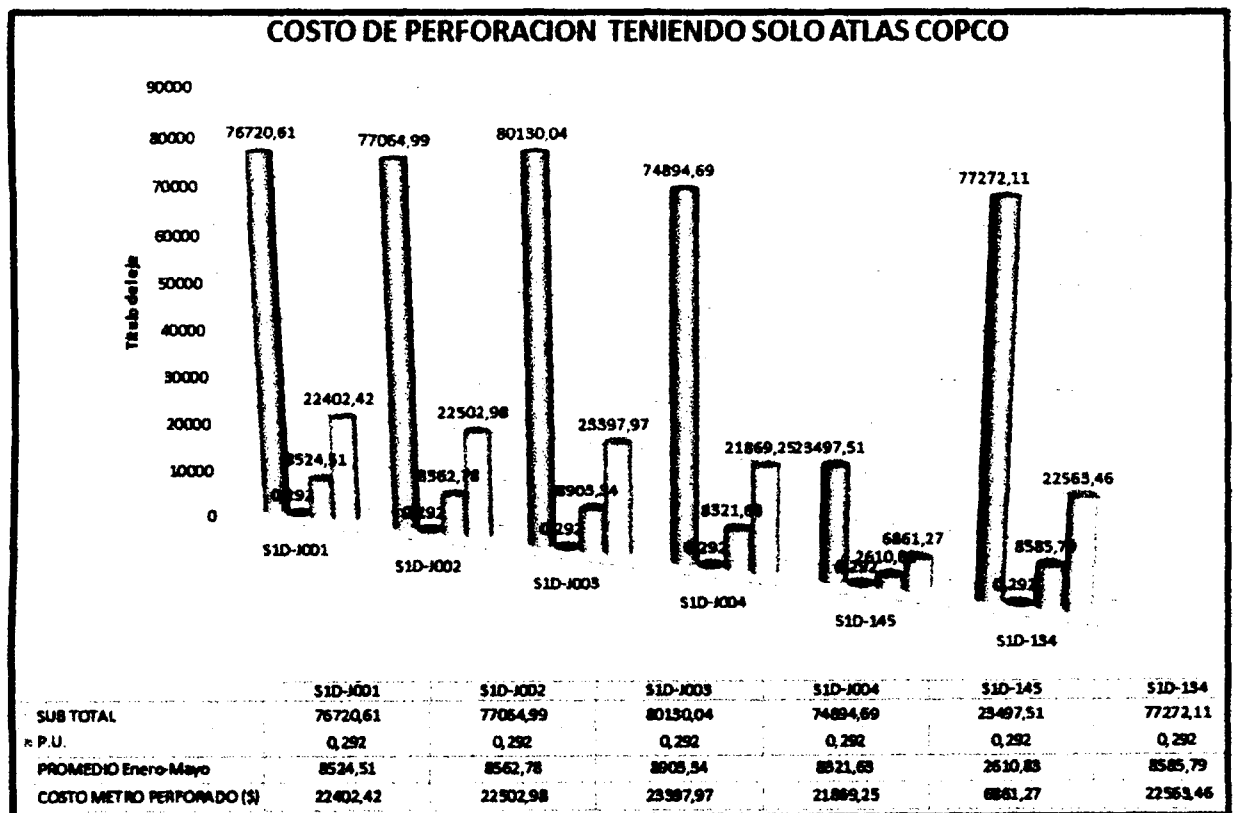
COSTO DE PERFORACION TENIENDO ATLAS COPCO Y SANDVIK					
EQUIPOS VOLCAN	EQUIPOS	SUB TOTAL	P.U.	PROMEDIO Enero-Mayo	COSTO METRO PERFORADO (\$)
SANDVIK	DD311-J130	79267,31	0,345	8807,48	27347,22
	DD311-J135	79806,9	0,345	8867,43	27533,38
	DD311-J137	82802,02	0,345	9200,22	28566,70
	DD311-J140	77490,04	0,345	8610	26734,06
ATLAS COPCO	S1D-145	23497,51	0,292	2610,83	6861,27
	S1D-134	77272,11	0,292	8585,79	22563,46
TOTAL METROS PERFORADOS		420135,89			139606,09
TOTAL METROS RIMADOS		25386,96			



Cuadro 34.- Variación de costo en el equipos de perforación Frontonero (Equipo Sandvik + Atlas Copco)

Fuente: elaboración Propia.

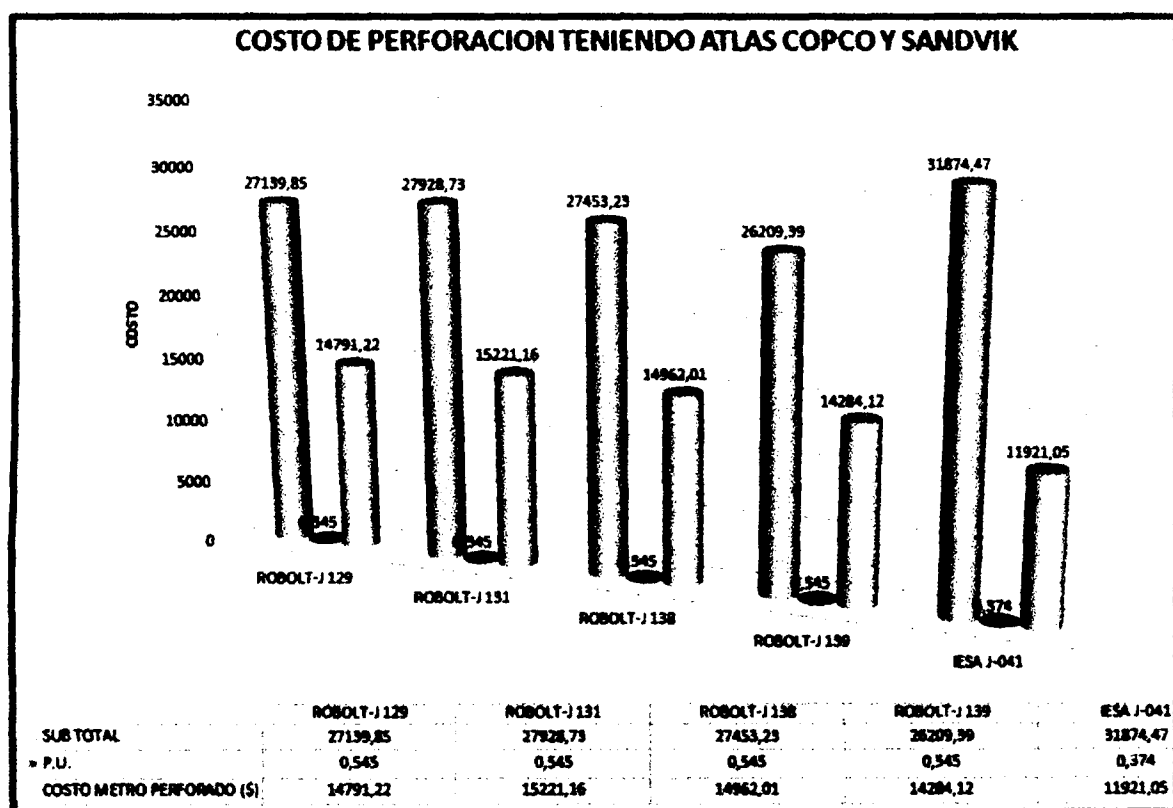
COSTO DE PERFORACION TENIENDO SOLO ATLAS COPCO					
EQUIPOS VOLCAN	EQUIPOS	SUB TOTAL	P.U.	PROMEDIO Enero-Mayo	COSTO METRO PERFORADO (\$)
ATLAS COPCO	S1D-J001	76720,61	0,292	8524,51	22402,42
	S1D-J002	77064,99	0,292	8562,78	22502,98
	S1D-J003	80130,04	0,292	8903,34	23397,97
	S1D-J004	74894,69	0,292	8321,63	21869,25
	S1D-145	23497,51	0,292	2610,83	6861,27
	S1D-134	77272,11	0,292	8585,79	22563,46
TOTAL METROS PERFORADOS		409579,95			119597,35



Cuadro 35 .- Variación de costo en el equipos de perforación Frontonero (Equipo Atlas Copco)

Fuente: elaboración Propia.

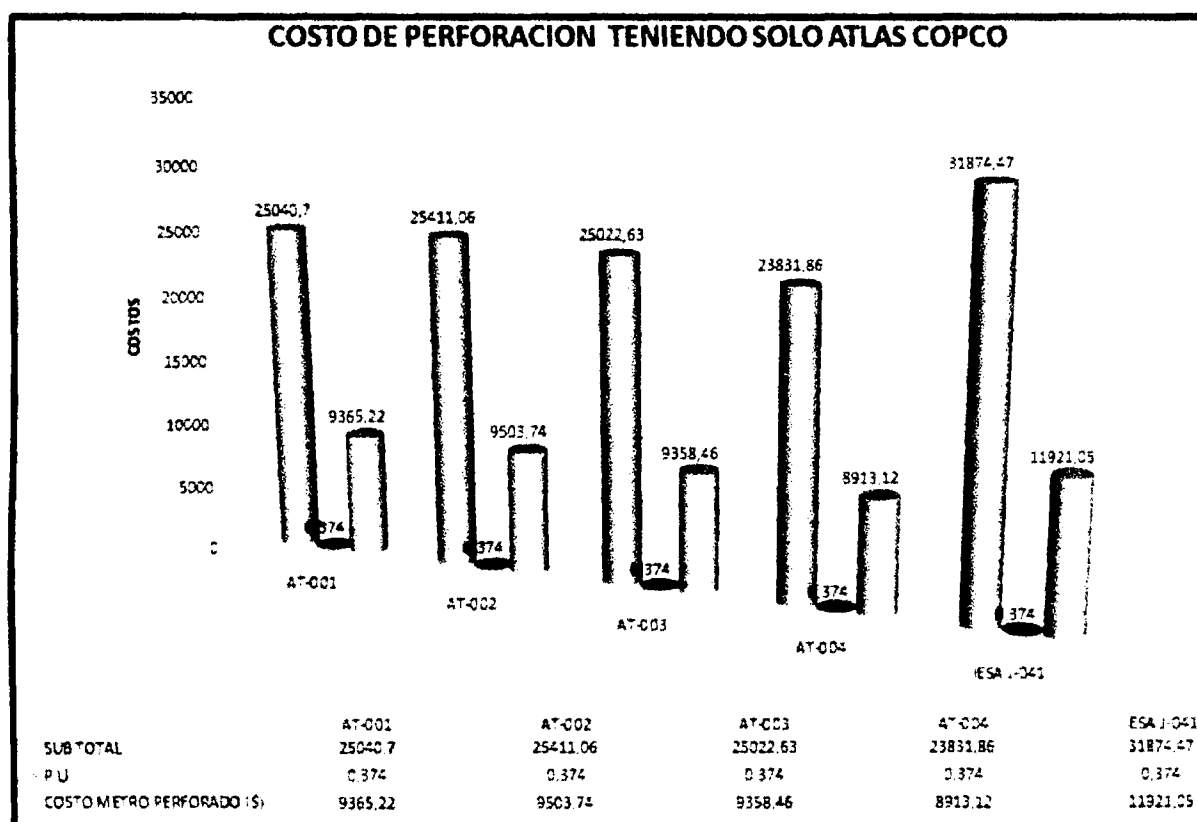
COSTO DE PERFORACION TENIENDO ATLAS COPCO Y SANDVIK				
EQUIPOS VOLCAN	EQUIPOS	SUB TOTAL	P. U.	COSTO METRO PERFORADO (\$)
SANDVIK	ROBOLT-J 129	27139,85	0,545	14791,22
	ROBOLT-J 131	27928,73	0,545	15221,16
	ROBOLT-J 138	27453,23	0,545	14962,01
	ROBOLT-J 139	26209,39	0,545	14284,12
ATLAS COPCO	IESA J-041	31874,47	0,374	11921,05
TOTAL METROS PERFORADOS		140605,67		71179,56



Cuadro 36.- Variación de costo en el equipos de perforación Sostenimiento (Equipo Sandvik + Atlas Copco)

Fuente: elaboración Propia.

COSTO DE PERFORACION TENIENDO SOLO ATLAS COPCO				
EQUIPOS VOLCAN	EQUIPOS	SUB TOTAL	P.U.	COSTO METRO PERFORADO (\$)
ATLAS COPCO	AT-001	25040,7	0,374	9365,22
	AT-002	25411,06	0,374	9503,74
	AT-003	25022,63	0,374	9358,46
	AT-004	23831,86	0,374	8913,12
	IESA J-041	31874,47	0,374	11921,05
TOTAL METROS PERFORADOS				49061,59



Cuadro 37.- Variación de costo en el equipos de perforación Sostenimiento (Equipo Atlas Copco)

Fuente: elaboración Propia.

5.2. DISCUSIONES DE LOS RESULTADOS

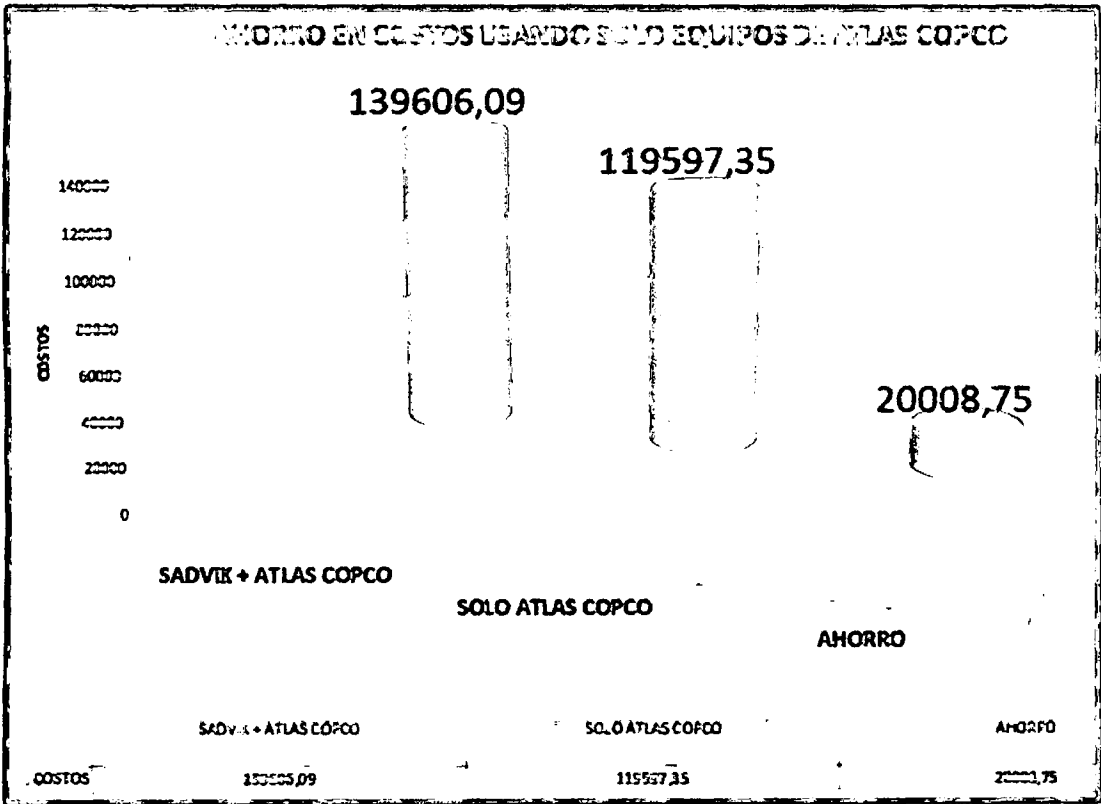
Como se muestra en el cuadro 6.2, se observa que al realizar el análisis de costos unitarios entre los equipos de perforación Atlas Copco y Sandick, se puede observar que se tiene un ahorro de 20 008.75 y 22 117. 96 USS mensuales sumando en 42 126. 71 dólares acumulados, proyectándose en un ahorro de 100 000. 00 dólares ahorrados anualmente.

Que serán volcados a la ejecución práctica, para la comprensión clara y explícita, generales de expresar los aspectos fundamentales y alcances del proyecto y así encontrar su rentabilidad y decidir su contribución teniendo en cuenta el criterio técnico sobre los resultados que se pretende alcanzar.

La evaluación de los resultados que se obtienen en la voladura donde la evaluación de los P.U. entre ambos equipos de perforación, se puede obtener un ahorro de 0.053 y 0.171 USS por cada metro perforado, es muy importante, realizar el análisis técnico – económico. De acuerdo a la más moderna tecnología en voladura de rocas, dando un resultado en la reducción de costos y mejorando la FRAGMENTACION de roca, ya que esta influirá directamente en la producción y productividad de las operaciones mineras.

FRONTONERO - AVANCE

AHORRO EN COSTOS	
EQUIPOS	COSTOS
SADVIK + ATLAS COPCO	139606,09
SOLO ATLAS COPCO	119597,35
AHORRO	20008,75

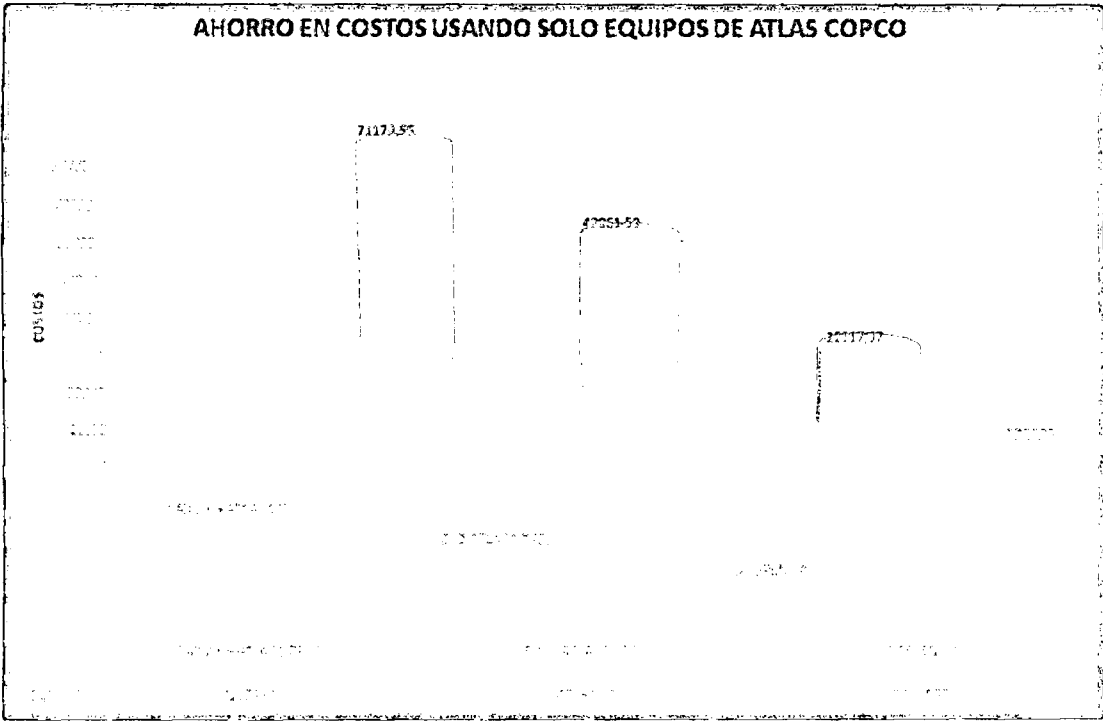


Cuadro 38.- Ahorro en costo del equipos de perforación FRONTONERO

Fuente: elaboración Propia.

SOSTENIMIENTO

AHORRO EN COSTOS	
EQUIPOS	COSTOS
SADVIK + ATLAS COPCO	71179,56
SOLO ATLAS COPCO	49061,59
AHORRO	22117,97



Cuadro 39.- Ahorro en costo del equipos de perforación SOSTENIMIENTO

Fuente: elaboración Propia.

CMP FRONTONEROZ - AHORRADO	20008.75
CMP SOSTENIMIENTO - AHORRADO	22117.96
AHORRO TOTAL	\$ 42,126.71

Cuadro 40 – Ahorro total

Fuente: elaboración Propia.

CONCLUSIONES

1. Como se muestra en el cuadro 6.2, se observa que al realizar el análisis de costos unitarios entre los equipos de perforación donde se puede observar usando solo equipo Atlas copco, se tiene un ahorro de 42 126. 71 USS acumulados, proyectándose a un ahorro de 100 000 .00 de dólares ahorrado por metro perforado.
2. Al realizar evaluación de los P.U. entre las columnas de perforación de ambos equipos se puede obtener un ahorro de 0.053 y 0.171 USS por cada metro perforado de producción de mineral o desmonte.
3. Una buena evaluación de aceros de perforación da como resultado buena fragmentación, un buen avance, y menor consumo de energía por los equipos, mayor performance de carguío a los camiones y por ende baja los costos.
4. La buena elección de equipo de perforación da como resultado una buena eficiencia en la perforación, rendimiento de aceros y un ahorro en costos de perforación.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda cambiar los equipos Sandvik por equipos atlas Copco, ya que demuestra mayor rendimiento y mayor ahorro en costos de producción hasta realizar estudio de otras Columnas de Perforación que demuestren ser mejor rendimiento y mayor ahorro.
2. Se recomienda realizar la evaluación constante de los parámetros de perforación en los equipos, en las etapas de minado con el la cual se logrará bajar el tiempo de perforación y alargar la vida útil de la columna de perforación y un ahorro en el trabajo con aceros de perforación.
3. Se recomienda a la empresa Rock Tools Perú S.A.C. implantarse en las labores a fin realizar el control de los equipos y de la columna completa para disminuir los costos en el ciclo minado de perforación.
4. Dar a conocer a la empresa, sobre el rendimiento de los equipos y su ahorro, para su respectiva toma de decisiones; del mismo modo capacitar a los operadores en temas de uso correcto de aceros de perforación.

REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA

1. Agreda Carlos (1993). Curso de modelización matemática de la voladura de rocas - Sociedad Peruana de Perforación y Voladura de Rocas.
2. EXSA EXPLOSIVOS S.A.C – Catalogo Lima 2002 - “Manual Técnico de Voladura EXSA.
3. FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C – Catalogo Lima 2002 - “Manual Técnico de Voladura Famesa.
4. GEOCATMIN BOLETIN Nº 24, lima (1993) - Sistema Minera Catastral – INGEMET - Geología de Cuadrangulos.
5. MINERA VOLCAN – UNIDAD ANDAYCHAGUA (2015) - “Área de planeamiento y Geomecanica” Andaychagua.
6. MINERA BARRICK - UNIDAD MISQUICHILCA S.A (2002) - “Manual de Procedimientos Estándar Tarea” .

ANEXOS

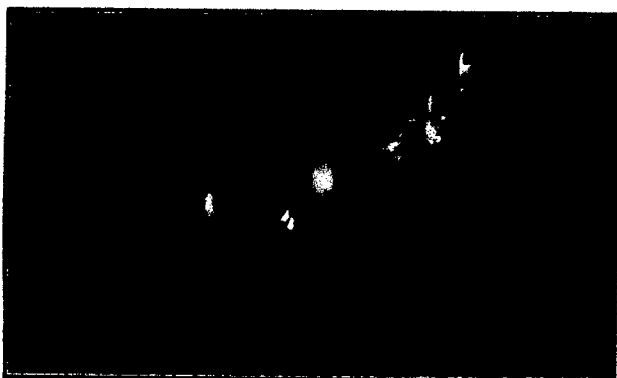


Imagen 01. Evaluación de labor

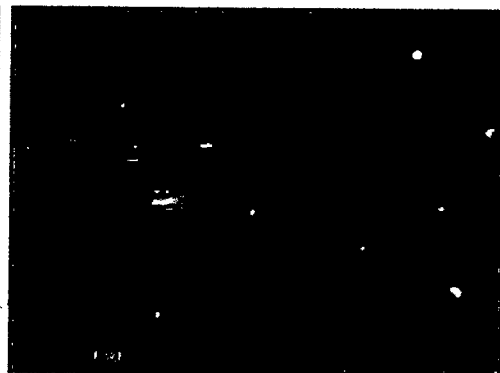


Imagen 02. Perforación en avance



Imagen 03. Inicio del pintado de malla

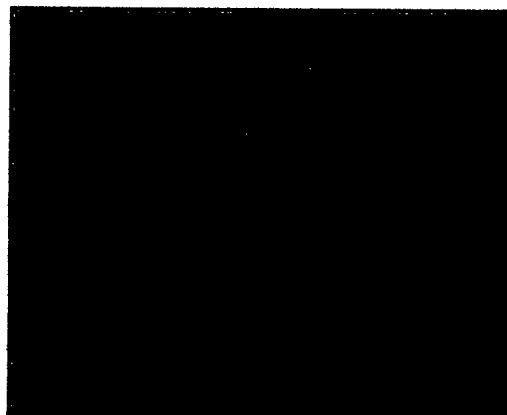


Imagen 04. Distancia efectiva de perforación



Imagen 05. Evaluación de RPM



Imagen 06. Evaluación de RPM de Shank



Imagen 07. Capacitación al operador



Imagen 08. Evaluación de Brocas en taller de superficie



Imagen 09. Capacitación al operador



Imagen 10. Evaluación de columna del equipo de perforación.

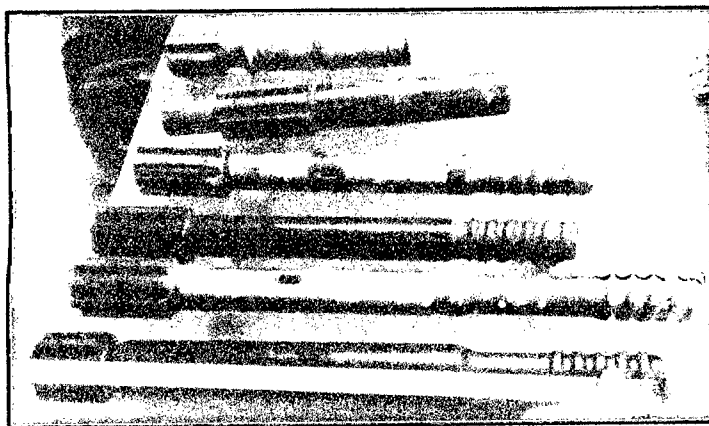


Imagen 11. Medición del dimension-Shank

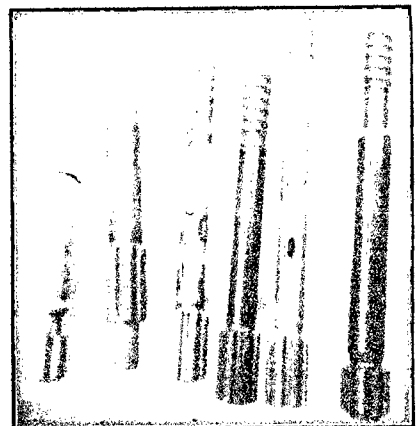


Imagen 12 Variedad de Shank

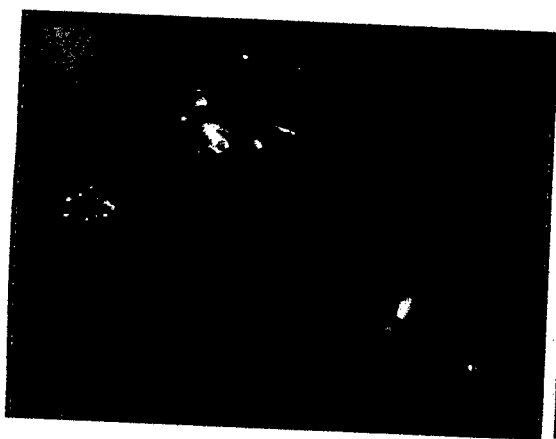


Imagen 13. Variedad de Brocas

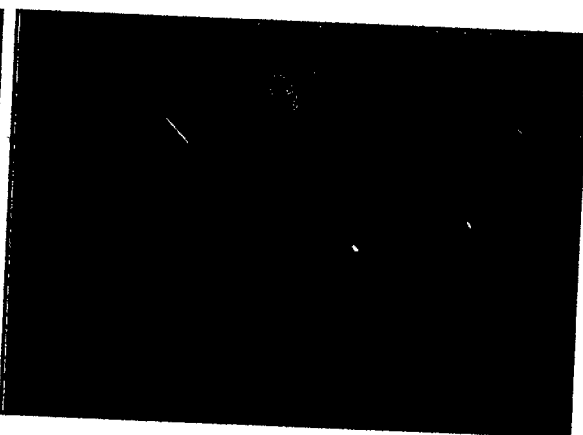


Imagen 14. Forma de transporte de brocas



Imagen 15 y 16. Evaluación de Columna del equipo de perforación