

UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y
METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“REDUCCION DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA APLICANDO LA
TECNICA DE CAMARAS DE AIRE EN MINA SHOUGANG, NAZCA-ICA”**

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

BACH. MENDIVIL PAUCAR JAYRO AXELMIR

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO - PERÚ

2020

DEDICATORIA

Agradezco a DIOS por guiarme, ayudarme durante toda esta etapa de preparación, por darme fuerzas y fortaleza para salir adelante.

A mi Madre: Rosa Paucar Checya inspiración y formación de vida, por apoyarme en todo momento, estando en los buenos y malos momento y darme esos ánimos de superación.

A mi mamita: Hilaria Checya Hanco por criarme y enseñarme sabidurías de la vida, inspiración y motivo de realizar objetivos en mi vida.

A mi hermana por darme los ánimos y confiar en mi y aconsejándome en cada etapa de mi vida.

A mi novia por estar junto a mi lado durante esta etapa y apoyo integral.

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradecer a Dios por guiarme y darme salud. Por brindarme fuerzas para seguir adelante durante toda mi etapa de formación académica

Agradezco a mi alma mater, Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, en especial a mis docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas por darme las enseñanzas en esta etapa de desarrollo profesional.

Agradecer mucho por el apoyo al Ingeniero Jonathan Colana que me ayudo en esta etapa de recolección de datos, dándome recomendaciones y observaciones.

Agradezco incondicionalmente a mis docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, en especial a los Ingenieros Odilón Contreras Arana, Francisco Soto, Raimundo Molina, Juan Francisco Meléndez Nina por sus sabias enseñanzas y su apoyo incondicional.

A la empresa contratista San Martin, por permitirme recolectar datos para mi investigación

INTRODUCCION

En la contrata San Martin de la compañía minera Shougang Hierro Perú en el momento existen varias alternativas para la reducción de costos como es el caso de la técnica de cámaras de aire utilizando el Cartuflex. La sobreperforación en la malla de perforación de producción en minería superficial puede reducirse o eliminarse mediante el uso de cámaras de aire en el fondo de los taladros de producción. La reducción de la sobreperforación incrementará la rentabilidad de las operaciones mineras superficiales debido a: menor costo de perforación y voladura, disminución de las vibraciones dentro y fuera del tajo, mayor estabilidad en bermas y taludes, incremento de la productividad de los equipos de perforación, carguío, acarreo, y chancado por mejora en la fragmentación del mineral de mina. Así mismos en la voladura habrá un menor costo de explosivo y mejoramiento en la fragmentación de la roca por consiguiente menor bolonería, para tal efecto la tesis se ha dividido en cinco capítulos que son los siguientes.

En el Primer Capítulo – Formulación del problema de investigación, en este capítulo se tiene la problemática de la investigación de la compañía minera Shougang Hierro Perú. Como el planteamiento del problema, formulación del problema, objetivos de la investigación, “generales y específicos”, justificación y alcances, hipótesis de la investigación “generales y específicas”, y la descripción del proyecto.

En el Segundo Capítulo – Se hace mención al marco teórico que se tiene los antecedentes de la investigación, bases teóricas, concepto de cámaras de aire y su clasificación

En el Tercer Capítulo – Se hace mención a los aspectos generales de la mina Shougang como la ubicación, accesibilidad, reseña historia, fisiografía, geología local, geología regional, geología económica, geomecánica y operación mina.

En el Cuarto Capítulo – Se hace mención a los costos de perforación y voladura aplicando la técnica de cámaras de aire, costos en perforación y voladura sin cámara de aire, costos de perforación y voladura con cámara de aire, rendimiento, explosivos y accesorios utilizados, diseño de malla, carguío de taladros, factor de voladura.

En el Quinto Capítulo – Se hace el detallado de análisis y resultados donde se hace un cuadro comparativo, evaluación técnica y económica.

Concluyendo con los cinco capítulos llegamos a los puntos de conclusión y recomendaciones.

RESUMEN

El siguiente trabajo está basado en una investigación experimental que conlleva a los aspectos técnicos y económicos. La gran cantidad de variables que interactúan en perforación y voladura hace necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta evaluación de este proceso, el tema central es el mejoramiento de los procesos de perforación y voladura. Enfocado en los costos de perforación y voladura donde se propone disminuir la sobreperforación en los taladros y hacer uso de la cámara de aire en el fondo del taladro.

La Energía disponible en una columna explosiva que no se da siempre el caso que se distribuya en forma eficiente a lo largo de un taladro. Las cámaras de aire en sus diferentes configuraciones ayudan a distribuir mejor la carga explosiva.

La presente investigación se hizo en el proyecto 658-12 en mineral de alta ley con una malla de perforación triangular de 4mx4.6m, se hizo la perforación con 2 máquinas DML EP-35 y EP-33 de 9" de diámetro ambas maquinarias, cada máquina hizo una perforación 38 y 39 taladros respectivamente con una altura de banco promedio de 13 m, el tiempo culminado del proyecto fue de 90 horas aproximadamente, cada taladro se perfora aproximadamente en 50 a 60 minutos. Se concluyó en 10 días el proyecto.

Finalmente se expone los beneficios que se lograría mediante una simulación de costos totales de perforación y voladura, los beneficios reflejados en una reducción de costos unitarios en la operación binomial, mejora en el índice de perforación, reducción de producción horaria, menor eficiencia operativa, menor consumo de combustible, alargamiento de aceros, reducción de MEC, menor factor de voladura, a grandes rasgos la reducción por proyecto será en costos de perforación de 19.58 US\$/m a 18.48 US\$/m generando el ahorro por proyecto en 711.57 US\$, para el caso de costos de voladura hay una variación de 19679.37 US\$ a 18927.79 US\$ generaría un ahorro de 751.58 US\$ por proyecto.

INDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	II
Agradecimiento.....	III
Introducción.....	IV
Resumen.....	V

CAPITULO I

FORMULACION DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1.-PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	6
1.2.-FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	9
1.2.1.-PROBLEMA GENERAL	9
1.2.2.-PROBLEMAS ESPECÍFICOS	9
1.3.-OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION	9
1.3.1.-OBJETIVO PRINCIPAL.....	9
1.3.2.-OBJETIVOS ESPECÍFICOS	9
1.4.-JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION	10
1.5.- ALCANCES DE LA INVESTIGACION	10
1.6.-HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION	10
1.6.1.-HIPOTESIS GENERAL.....	10
1.6.2.-HIPOTESIS ESPECIFICAS.....	11
1.7.- VARIABLES E INDICADORES.....	11
1.8.- METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....	12
1.8.1.-TIPO DE INVESTIGACION	12
1.8.2.-NIVEL DE INVESTIGACION	12
1.9.- POBLACION Y MUESTRA	12

1.9.1.- POBLACION	12
1.9.2.- MUESTRA	12

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.- ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	13
2.1.1.- ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	13
2.1.2.- ANTECEDENTES NACIONALES	14
2.1.3.- ANTECEDENTES REGIONALES.....	15
2.2.- BASES TEÓRICAS	15
2.2.1.- MINERIA A TAJO ABIERTO.....	15
2.2.2.- OPERACIONES UNITARIAS.....	16
2.2.3.- DEFINICION DE TERMINOS BASICOS.....	18
2.2.4.- CÁMARA DE AIRE	28
2.2.4.1.- ACCION DE CAMARAS DE AIRE	29
2.2.4.2.- ETAPAS DEL PROCESO DE CAMARAS DE AIRE EN VOLADURA.....	30
2.2.4.3.- BENEFICIOS DEL USO DE CAMARA DE AIRE	34
2.2.4.4.- CLASIFICACION DE CAMARAS DE AIRE.....	38

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA SHOUGANG

3.1.- UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	44
3.1.1.- UBICACIÓN	44
3.1.2.- ACCESIBILIDAD	45
3.2.- RESEÑA HISTORICA	45
3.3.- FISIOGRAFIA	49
3.3.1.- CLIMA	49
3.3.2.- PRESION ATMOSFERICA.....	50
3.3.3.- NUBOSIDAD.....	50
3.3.4.- PRECIPITACION.....	50
3.3.5.- HUMEDAD RELATIVA	50

3.3.6.- VIENTOS	50
3.4.-GEOLOGIA REGIONAL	51
3.4.1.-ESTRATIGRAFIA	52
3.4.2.- ORIGEN Y TIPO DE YACIMIENTO	54
3.4.3.-MINERALIZACION.....	54
3.4.4.- ALTERACIONES.....	55
3.5.-GEOLOGIA LOCAL.....	55
3.5.1.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL	56
3.6.- GEOLOGICA ECONOMICA	56
3.6.1.- RESERVAS	56
3.6.1.1.-RESERVAS GEOLOGICAS.....	56
3.6.1.2.- RESERVAS MINABLES	57
3.6.2.- LEY CUT-OFF	58
3.7.- GEOMECANICA.....	59
3.7.1.-CARACTERISTICAS DE LA ROCA	65
3.8.-OPERACION MINA.....	66
3.8.1.- PARAMETROS DE DISEÑO Y PRODUCCION	66
3.8.2.- EQUIPOS MINA.....	67
3.8.3.- DESCRIPCION DEL CICLO DE MINA.....	68
3.8.3.1.- PERFORACION	69
3.8.3.1.1.-MALLAS DE PERFORACION.....	70
3.8.3.2.- VOLADURA	71
3.8.3.3.- CARGUIO	73
3.8.3.4.- ACARREO.....	75
3.8.3.5.- EQUIPOS AUXILIARES	76
3.8.4.- CHANCADO (MINA)	79
3.8.5.- ENVIO DE CRUDOS	79
3.8.6.- CHANCADO.....	80
3.8.7.- CONCENTRACION.....	81
3.8.8.- FILTRADO.....	82
3.8.9.- PELETIZACION	82

3.8.10.- TRANSFERENCIA.....	83
3.8.11.- EMBARQUE	84
3.8.12.- CONTROL DE CALIDAD	84

CAPITULO IV

COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA APLICANDO LA TECNICA DE CAMARAS DE AIRE

4.1.- DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SIN CÁMARA DE AIRE.....	86
4.1.1.-SOBREPERFORACIÓN	86
4.1.2.-RENDIMIERENTO DE PERFORACIÓN	89
4.1.3.-EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS UTILIZADOS PARA VOLADURA	91
4.1.4.-MALLA DE PERFORACION Y CONFIGURACION DE TALADROS	92
4.1.5.-CARGUIO DE TALADROS.....	94
4.1.6.- FACTOR DE POTENCIA.....	97
4.2.-USO DE CARTUFLEX EN VOLADURA.....	98
4.2.1.-CARTUFLEX.....	98
4.2.2.-PROPIEDADES DEL CARTUFLEX	98
4.2.3.-COLOCADO DEL CARTUFLEX EN EL FONDO DEL TALADRO	99
4.2.4.-EFECTOS DEL CARTUFLEX EN EL TALADRO	99
4.3.- DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON CAMARA DE AIRE.....	100
4.3.1.- DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA TRADICIONAL Y CON CAMARA DE AIRE	100
4.3.2.- RENDIMIENTO DE PERFORACION	100
4.3.3.- CARGUIO DE TALADROS.....	101
4.3.4.- FACTOR DE POTENCIA.....	102
4.4.-COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA SIN CAMARA DE AIRE	102
4.4.1.-COSTO DE PERFORACION SIN CAMARA DE AIRE	102
4.4.2.- COSTO DE VOLADURA SIN CAMARA DE AIRE	106
4.4.3.- CUADRO RESUMEN	109
4.5.-COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA CON CAMARA DE AIRE	109

4.5.1.-COSTO DE PERFORACION CON CAMARA DE AIRE	109
4.5.2.- COSTO DE VOLADURA CON CAMARA DE AIRE	112
4.5.3.- CUADRO RESUMEN	113

CAPITULO V

ANALISIS Y RESULTADO

6.1.-CUADROS COMPARATIVOS.....	114
6.1.1.- ANALISIS COMPARATIVO DE PERFORACION.....	114
6.1.1.1- COMPARACION DE INDICE DE PERFORACION	115
6.1.1.2.- COMPARACIÓN DE PRODUCCIÓN HORARIA DE PERFORACIÓN	116
6.1.1.3.- COMPARACIÓN DE LA EFICIENCIA OPERATIVA.....	117
6.1.1.4.- COMPARACION DE CONSUMO DE COMBUSTIBLE DIESEL.....	118
6.1.1.5.- COMPARACION DE ACEROS DE PERFORACION	119
6.1.1.6.- COMPARACIÓN DE COSTO UNITARIO DE PERFORACION	120
6.1.2.- ANALISIS COMPARATIVO DE VOLADURA.....	121
6.1.2.1.- COMPARACION DE CONSUMO DE EXPLOSIVO	121
6.1.2.2.- COMPARACION DE FACTOR DE POTENCIA	122
6.1.2.3.- COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA	123
6.2.-EVALUACION DE RESULTADOS.....	124
6.2.1.-EVALUACION TECNICA	124
6.2.2.-EVALUACION ECONOMICA	125

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.-Boloneria y pisos desnivelados después de la voladura.....	7
Figura 2.- La Cadena de Valor de la Industria Minero-Metalúrgica	8
Figura 3.- Taladro Cargado con Carga Explosiva	17
Figura 4.- Explosivos Industriales	18
Figura 5.-Emulsión Gasificada	21
Figura 6.-Tipo de Tacos y su Diseño	26
Figura 7.- Ubicación de Cámaras de Aire en la Columna Explosiva.....	28
Figura 8.-Cámara de aire vs Carga continua.....	29
Figura 9.- Taladro Tradicional vs Taladro con Cámara de Aire	30
Figura 10.-Primera Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire	31
Figura 11.-Segunda Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire	32
Figura 12.-Tercera Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire.....	33
Figura 13.-Cuarta Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire	33
Figura 14.- Desplazamiento vs Tiempo	35
Figura 15.- Aumento de Presión con Cámara de Aire	35
Figura 16.- Energía Cinética en el Fondo del Taladro con Cámara de Aire	36
Figura 17.- Vibración Medida Cámara de Aire	37
Figura 18.- Resultados de Fragmentación Con Cámara de Aire.....	37
Figura 19.- Cámara de Aire Taponex.....	38
Figura 20.- Cámara de Aire Cartuflex	39
Figura 21.- Cámara de Aire Explodeck	40
Figura 22.- Cámara de Aire Aquadeck.....	42
Figura 23.- Mapa del Distrito Minero de Marcona	45
Figura 24.- Geología de Mina Shougang	52
Figura 25.- Columna Geológica	53
Figura 26.- Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.....	59
Figura 27.- Expresión Matemática para Calcular RQD	60
Figura 28.- Expresión Matemática para Calcular Índice Q	63

Figura 29.- Plantilla de Cálculo del Índice GSI para los Macizos Rocosos Fracturados.....	64
Figura 30.- Alturas de Banco en Mina 5	65
Figura 31.- Vista del Tajo de la Contrata San Martin.....	66
Figura 32.- Dinámica de Operación en Mina 5.....	68
Figura 33.-Dinámica de operación en Mina 10	68
Figura 34.- Equipos de Perforación de Diámetro 9”	69
Figura 35.- Equipo de Perforación de Diámetro 11” y 12”	70
Figura 36.- Camión Fabrica	72
Figura 37.- Trabajador Wincheando el Taladro.....	72
Figura 38.- Cargador Frontal CAT 994F	73
Figura 39.- Cargador Frontal Komatsu WA1200	74
Figura 40.- Pala Caterpillar 640FS	74
Figura 41.- Pala Caterpillar 6050FS	75
Figura 42.-Camión Minero FC-87	76
Figura 43.- Motoniveladora Caterpillar	77
Figura 44.- Excavadora Caterpillar	77
Figura 45.- Tractor Caterpillar D8T.....	78
Figura 46.- Perforadora Sandvik DX700	78
Figura 47.- Zona de Chancado Planta 2, Shougang	79
Figura 48.- Envío de Crudos, Shougang.....	80
Figura 49.- Zona de Concentración, Shougang	81
Figura 50.- Zona de Filtrado, Shougang	82
Figura 51.- Zona de Paletización	83
Figura 52.- Zona de Transferencia	83
Figura 53.- Zona de Embarque	84
Figura 54.- Flujograma del Proceso de Producción Shougang	85
Figura 55.- Consecuencia de la Sobreperforación	88
Figura 56.- Consecuencias de la Sobreperforación	88
Figura 57.- Malla de Perforación EP-33 y EP-35.....	93

Figura 58.- Configuración de Taladros	94
Figura 59.- Carguío de Taladros Tradicional.....	94
Figura 60.-Carguío de los Cebos en los Taladros.....	95
Figura 61.-Taladro Cargado con Fanel Dual 600-17	96
Figura 62.-Carguío de Taladro con HA-55	96
Figura 63.-Amarre de Taladros	97
Figura 64.- Cartuflex antes y Después de su Activación.....	99
Figura 65.- Diseño de Taladro Tradicional y Taladro con Cámara de Aire.....	100
Figura 66.-Comparación de Índice de Perforación.....	115
Figura 67.- Comparación de Rendimiento del Equipo	116
Figura 68.-Comparación de Eficiencia Operativa	117
Figura 69.- Comparación de Consumo de Combustible Diesel	118
Figura 70.-Comparación de Costo de Aceros.....	119
Figura 71.-Comparación de Costo Unitario de Perforación	120
Figura 72.- Comparación de Consumo de Explosivo por Proyecto	122
Figura 73.-Comparación de Factor de Potencia.....	123
Figura 74.-Comparación de Costo Unitario de Voladura	124

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.- Variables e Indicadores	11
Tabla 2.- Altura del Banco Recomendada	22
Tabla 3.-Estimación de Reserva de Mineral en Toneladas Métricas.....	57
Tabla 4.- Estimado de Reservas Minables en Toneladas Metricas.....	58
Tabla 5.-Calidad de Roca por RQD	60
Tabla 6.-Clasificación RMR	62
Tabla 7.- Características de la Roca Mina 5.....	66
Tabla 8.- Equipos Mina.....	67
Tabla 9.- Mallas de Perforación	71
Tabla 10.-Cálculo de índice de perforación.....	90
Tabla 11.- Densidades de Materiales	91
Tabla 12.-Densidades de Mezcla.....	92
Tabla 13.-Calculo de Kilogramos por metro.....	95
Tabla 14.- Factor de Voladura sin Cámara de Aire	97
Tabla 15.-Características Técnicas	98
Tabla 16.-Cálculo de Índice de Perforación con Cámara de Aire	101
Tabla 17.-Calculo de Kilogramos por Metro con Cámara de Aire	101
Tabla 18.-Factor de Voladura con Cámara de Aire	102
Tabla 19.-Parámetros de Perforación en Mina 5	102
Tabla 20.-Datos de Acero y Costo Unitario sin Cámara de Aire	103
Tabla 21.-Consumo y Cantidad de Taladros de Equipo sin Cámara de Aire.....	104
Tabla 22.-Costo horario de Equipo sin Cámara de Aire	105
Tabla 23.- Costo total de Aceros de Perforación sin Cámara de Aire.....	105
Tabla 24.-Costo Total de Perforación sin Cámara de Aire.....	105
Tabla 25.-Costo por metro de Perforación sin Cámara de Aire	106
Tabla 26.-Precios de Voladura	106
Tabla 27.- Cantidad de Explosivo por Metro sin Cámara de Aire.....	107
Tabla 28.- Cantidades Consumidas de Explosivo y Accesorios.....	108

Tabla 29.-Costo total de Voladura sin Cámara de Aire	108
Tabla 30.- Costo Perforación y Voladura sin Cámara de Aire.....	109
Tabla 31.- Parámetros de Perforación de Maquinas EP-33 y EP-35 con Cámara de Aire ...	109
Tabla 32.- Consumo y Cantidad de Taladros por Maquina	110
Tabla 33.- Costo Horario de Equipo con Cámara de Aire.....	110
Tabla 34.- Costo Total de Acero con Cámara de Aire.....	110
Tabla 35.-Costo Total de Perforación con Cámara de Aire	111
Tabla 36.-Costo Total por Metro con Cámara de Aire	111
Tabla 37.- Precios de Voladura con Cámara de Aire	112
Tabla 38.- Cantidad de Explosivo y Accesorios con Cámara de Aire	112
Tabla 39.-Costo Total de Voladura con Cámara de Aire	113
Tabla 40.- Costo de Perforación y Voladura con Cámara de Aire	113
Tabla 41.-Comparación Costos de Perforación con Cámara de Aire y Sin Cámara de Aire	114
Tabla 42.- Comparación de Índice de Perforación	115
Tabla 43.- Comparación de Rendimiento del Equipo.....	116
Tabla 44.- Comparación de Eficiencia Operativa	117
Tabla 45.- Comparación de Consumo de Combustible Diesel	118
Tabla 46.- Comparación de Aceros de perforación.....	119
Tabla 47.- Comparación de Costo Unitario de Perforación.....	120
Tabla 48.-Comparación de Costo de Voladura con Cámara de Aire y Sin Cámara de Aire	121
Tabla 49.- Comparación de Consumo de MEC por Proyecto	121
Tabla 50.- Comparación de Factor de Potencia	122
Tabla 51.- Comparación de Costo Unitario de Voladura.....	123
Tabla 52.- Costo de Perforación Totales	125
Tabla 53.-Costo de Voladura Totales	125

CAPITULO I

FORMULACION DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1.-PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

SAN MARTIN es una empresa contratista que presta servicios de explotación y extracción a empresas del rubro minero en el Perú. La cadena de valor de la industria minero-metalúrgica comienza con las operaciones unitarias binomiales de perforación y voladura, terminando con la obtención de los metales y/o concentrados.

Por este lado, muchos investigadores a nivel mundial han demostrado que la fragmentación obtenida como resultado de las operaciones mineras unitarias del proceso de perforación y voladura tiene un impacto hasta del 70% del costo total (US\$/Tm) en las operaciones minero-metalúrgicas.

La sobreperforación en los taladros de producción en minería superficial puede reducirse o eliminarse mediante el uso de la técnica de cámaras de aire en el fondo de los taladros. Si se reduce la sobre perforación incidirá en la reducción de los costos de perforación y voladura y se incrementará la rentabilidad de las operaciones mineras,

disminución de las vibraciones dentro y fuera del tajo, mayor estabilidad en bermas y taludes, incremento de la productividad de los equipos de perforación, carguío, acarreo, y chancado.

Al tener una mala voladura y no tener el correcto fluido de los equipos mineros tenemos en consecuencia del bajo rendimiento de los equipos de carguío y acarreo, equipos de perforación y servicios auxiliares.

A falta de importancia de la perforación y voladura se tiene por consecuencia malas deflagraciones de energía y por ende deficiencia en el carguío por mal estado de los pisos o niveles, altos de bolonería y el sobre esfuerzo de los equipos.

No se cuenta con un cuidado de pisos y accesos para realizar la perforación y voladura, en la actualidad son críticos la perforación y voladura ya que los pisos de los frentes no se encuentran nivelados, alto nivel de boloneria. Esto conlleva que los accesos tengan tendencias a siempre estar con material dispersado por la vía, produciendo daño a las llantas de los camiones.

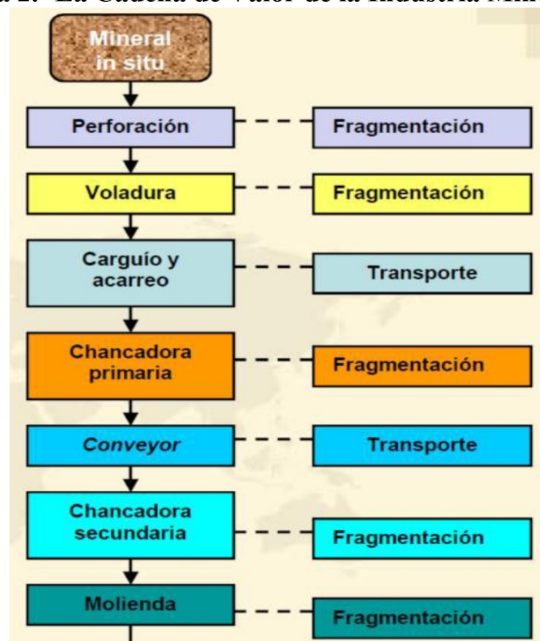
Figura 1.-Boloneria y pisos desnivelados después de la voladura





Fuente: Elaboración propia

Figura 2.- La Cadena de Valor de la Industria Minero-Metalúrgica



Fuente: San Martín

1.2.-FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1.-PROBLEMA GENERAL

¿Qué ventajas técnicas, operativas y económicas se puede alcanzar con la aplicación de la técnica cámaras de aire para la reducción de costos en perforación y voladura en la mina Shoungang?

1.2.2.-PROBLEMAS ESPECÍFICOS

¿Cómo será el procedimiento para aplicar la técnica de cámaras de aires en las actividades de perforación y voladura?

¿Cuál será la reducción de costos de perforación y voladura aplicando la técnica de cámaras de aire?

¿Qué beneficios técnicos y/o económicos proporcionará el uso de la técnica de cámaras de aire en las actividades perforación y voladura?

1.3.-OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1.-OBJETIVO PRINCIPAL

Desarrollar un análisis del estado actual de las actividades de perforación y voladura para identificar los parámetros de mejora y a su vez minimizar el costo de las actividades de perforación y voladura con la aplicación de la técnica cámaras de aire.

1.3.2.-OBJETIVOS ESPECÍFICOS

i. Analizar y describir los parámetros de perforación y voladura para la aplicación de la técnica de cámaras de aire.

ii. Calcular el índice de perforación y factor de voladura incidiendo en la reducción de costos.

iii. Determinar los costos totales de perforación y voladura con cámara de aire y sin cámara de aire.

1.4.-JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION

Los nuevos enfoques de la ingeniería se orientan directamente a la seguridad y la conservación del medio ambiente, pero también se da énfasis a la optimización de procesos en trabajos de perforación y voladura en minería, ya que estas operaciones unitarias afectan directamente a las siguientes operaciones, lo cual habrá una reducción de costos directos considerables, no solo en perforación y voladura, sino en la mejora de procesos en las demás actividades, obteniéndose mayor seguridad y rentabilidad.

Tampoco dejar de considerarse las pérdidas en chancadora por mayor KWH, por atoros, por mala voladura y selección en el minado, afectando tanto al cliente como a la misma empresa especializada.

Por su gran impacto para las demás operaciones unitarias, tradicionalmente la voladura ha sido denominada como un arte y ciencia; no obstante, actualmente resulta bastante lo más apropiado abordarla desde el punto de vista de la Ingeniería de variables controlables y no controlables, dados los aportes que la ciencia ha hecho a su desarrollo, ya sea mediante la investigación aplicada o bien gracias al desarrollo de distintas tecnologías.

1.5.- ALCANCES DE LA INVESTIGACION

El alcance es significativo si se hace el buen uso de la técnica de cámaras de aire o se estandariza en los proyectos, una buena forma de ahorrar dinero es manteniendo la productividad o incrementando sus índices de producción es haciendo uso de estos accesorios en la voladura, por consecuencia del buen aprovechamiento habrá una buena voladura esto conlleva que afecta directamente en los costos de perforación y voladura, también de los siguientes procesos como transporte, chancado, molienda. Siendo en esta última donde tiene más incidencia en costos.

1.6.-HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION

1.6.1.-HIPOTESIS GENERAL

Con la aplicación de la técnica cámara de aire se obtendrá una reducción significativamente en los costos de perforación y voladura.

1.6.2.-HIPOTESIS ESPECIFICAS

H1: El procedimiento de la técnica de cámaras de aire será utilizado en voladura para la reducción de costos en perforación y voladura.

H2: Se reducirá el factor de carga, disminución de la sobreperforación, reducción de metros perforados.

1.7.- VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1.- Variables e Indicadores

Variables	Indicadores
Variables dependientes: - Reducción de Costo	Indicadores dependientes: -\$/metro -\$/disparo -\$/TM
Variables independientes: -Geomecánica -Diseño de Perforación -Explosivos y Accesorios -Factor de Voladura	Indicadores independientes: -RQD,RMR,Q. -Burden(m),espaciamiento(m), Øtaladro(pul), altura de banco(m) -kg/taladro -Kg/Tm

Fuente: elaboración propia

1.8.- METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

1.8.1.-TIPO DE INVESTIGACION

El tipo de investigación es experimental, ya que se hace una modificación a la variable independiente, puesto se hará una simulación reducción de costos de perforación y voladura aplicando la técnica de cámaras de aire.

1.8.2.-NIVEL DE INVESTIGACION

El nivel es aplicativo explicativo, ya que se muestra el comportamiento de una variable y se hace una mejora donde se hará evaluaciones de costos de perforación y voladura sin cámara de aire (tradicional) y costos de perforación y voladura con cámara de aire.

1.9.- POBLACION Y MUESTRA

1.9.1.- POBLACION

La población está representada por el tajo que se denomina mina 5.

1.9.2.-MUESTRA

La muestra está constituida por el proyecto 658-12, donde se trabajó con dos equipos de perforación que son EP-33 y EP-35.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.- ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1.- ANTECEDENTES INTERNACIONALES

(Mina Carbón en Kentucky, EEUU) Durante la segunda mitad de la década 1990, el bajo precio del carbón y alto costo de explotación, comienza a inquietar a las compañías mineras de carbón de EEUU.

Uno de los problemas que complica la operación es la alta dilución generado por la detonación de los hoyos de voladura en el contacto estéril – carbón.

En la minera Kentucky tenía un esquema de explotación con perforación en gran diámetro, hasta una profundidad de 2 a 3 metros sobre el manto de carbón, la capa estéril que cubría el remanente de mineral era extraída con perforación y voladura en pequeño diámetro, faena lenta y de alto costo.

En esta faena se realizan las primeras pruebas con cámara de aire inferior, la perforación primaria de producción comienza a disminuir la distancia al manto de carbón, hasta llegar a eliminar dicha capa, con buenos resultados de piso y eliminando el daño al manto de carbón.

Los resultados obtenidos se explicaban dado la alta estratificación del cuerpo mineralizado, entonces se decide probar el sistema en una faena sin estratificación, es decir, un cuerpo masivo o pórfido cuprífero.

Se busca además realizar un estudio más acabado para entender lo que estaba pasado al fondo del taladro con la cámara de aire. Este estudio se le solicita a la empresa BAI.

2.1.2.- ANTECEDENTES NACIONALES

Mina Cuajone - Moquegua (2016) Se aplico voladura controlada con bolsas de aire, en taladros de producción Ø 12 ¼ con una altura de banco de 16 metros. el efecto de las cámaras de aire en taladros de producción, para mejorar la fragmentación del material y reducir el nivel de vibraciones por voladura en minería. Se realizaron cinco experimentos utilizando un diseño de voladura computarizado (JK SimBlast 2.0) y se definió la secuencia de salida para la voladura con cámara de aire de cada proyecto.

Previo a los experimentos de voladura, se realizó la instalación de equipos de medición de vibraciones (Sismógrafo Instantel) para tomar datos durante los experimentos, y posterior a las experiencias, se realizó la distribución granulométrica (Software Wipfrag 2.3).

Los experimentos demostraron que el uso de cámaras de aire en la columna explosiva presenta efectos positivos en la distribución granulométrica p80 y reduce las vibraciones hasta un 58.30 % frente a la voladura convencional que no utiliza cámaras de aire. Adicionalmente el uso de cámaras de aire presenta otros beneficios como la reducción de los fly rock, incremento de la eficiencia en las etapas posteriores, etc.

2.1.3.- ANTECEDENTES REGIONALES

Mina Constancia - Cusco (2015) La investigación fue de tipo aplicada – no experimental. En el cual se aplicó las cámaras de aire para reducir principalmente la sobre perforación de 1.50 m a 0.50 m. Esta consecuente reducción de la sobreperforación dio la oportunidad a la operación de perforación reducir sus metros perforados y sus costos; asimismo en voladura, al usar 1 metro de aire con el uso de taponex (cámara de aire) se redujo las vibraciones, los fly rocks y daños colaterales a las crestas y taludes de banco y el factor de potencia, a la par de ello, se aumentó el índice de perforación y el VOD del explosivo. En conjunto permitió obtener una mejora en la fragmentación y una reducción de costos de voladura. Lo que no se hizo en esta investigación es medir la fragmentación del mineral, pues los proyectos fueron medidos sobre desmonte, consecuentemente no se mide el impacto de costos sobre chancado.

2.2.-BASES TEÓRICAS

2.2.1.-MINERIA A TAJO ABIERTO

En el Perú la minería a tajo abierto o rajo abierto se encuentra enmarcada dentro de la minería superficial o a cielo abierto; y realiza sus operaciones ya sea cuando los yacimientos son de gran tamaño, presentan una forma regular y están ubicados en la superficie o cerca de ésta. Se le atribuye que tiene una forma cóncava o convexa respecto al nivel de la superficie y la extracción de los minerales donde se realiza en bancos (escalones) cuyo acceso a ellos se realiza mediante rampas (declives).

La minería superficial comprende dos etapas: la primera etapa que es el pre minado o desbroce que consiste en descubrir el yacimiento hasta dejarlo en condiciones de poder entrar en producción al ritmo previsto en el proyecto, la segunda etapa consiste en el minado o producción de la mina que se caracteriza por la implementación de toda la infraestructura para poder producir el mineral en distintas cantidades y calidades exigidas.

Para el cumplimiento de la producción se debe realizar la construcción del proyecto que entre otros aspectos debe considerar: el desbroce dichamente, la construcción de canchas de almacenamiento de mineral, estéril, material orgánico, relaves, la construcción de plantas:

de tratamiento, de mantenimiento, de agua; la construcción de infraestructura física para oficinas, talleres, laboratorios, campamentos; etc.

En la etapa de producción debe realizar con las operaciones unitarias como son: la perforación, la voladura, el carguío de material, el acarreo, las operaciones auxiliares; en todas estas operaciones unitarias se realiza con equipos de gran tamaño y de tecnología bastante avanzada, así como también explosivos de alta eficiencia.

2.2.2.-OPERACIONES UNITARIAS

A) PERFORACIÓN

Es la primera operación unitaria en el ciclo de minado. Su propósito es de abrir en la roca huecos cilíndricos con estos para poder alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o pozos.

Se enfoca en los principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del taladro utilizado.

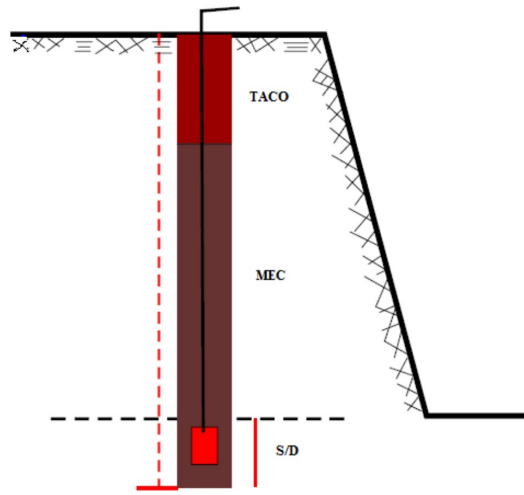
El rendimiento en la perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación tienen gran impacto en la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por tanto en el diámetro final de los taladros cuando ésta se adelgaza.

B) VOLADURA:

La operación unitaria o proceso productivo de Voladura, tiene como principal objetivo el arrancar el material involucrado desde su lugar original, de modo que este material triturado puede ser cargado y retirado por los equipos respectivos (y procesado según se requiera), por lo que este material tendrá que cumplir con una granulometría requerida o adecuada y una disposición espacial para poder optar los posteriores procesos asociados.

El primer procedimiento de conminución que se aplica a la roca es la voladura, por lo que su éxito es totalmente crítico que esto permitirá realizar un buen manejo de este material por parte de los procesos posteriores (chancado, por ejemplo).

Figura 3.- Taladro Cargado con Carga Explosiva



Fuente: Perforación y Voladura (Camiper)

C) CARGUÍO Y ACARREO:

Dentro de las operaciones unitarias de mayor costo se encuentra el carguío y transporte de material, debido a que es el proceso con mayor cantidad de equipos involucrados (flota), alto grado de mecanización, menor rendimiento productivo por equipo y constituye un proceso de operación prácticamente continuo y lento.

Son estos procesos productivos que son los más influyentes en los costos de operación (45% al 65% del costo mina), por lo que es de gran importancia garantizar un clima de operación apto para lograr los mejores rendimientos de los equipos involucrados, tanto en la parte física (material, equipos, mantención, disponibilidad, insumos, etc.), como en la parte humana (operadores, mantenedores, jefes de turno, etc.).

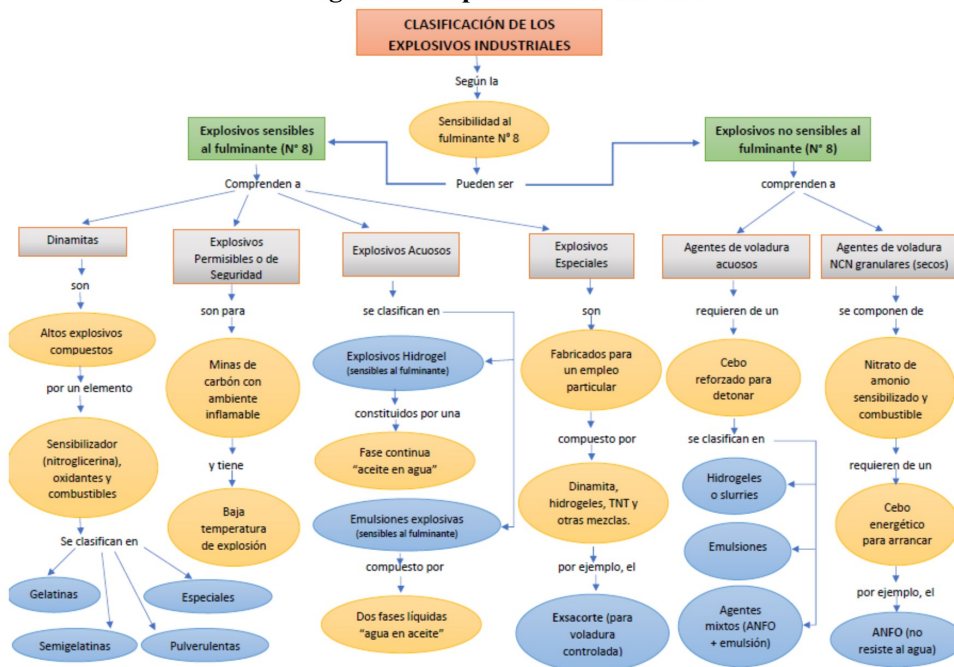
Para estas operaciones unitarias como el carguío se utilizan, palas eléctricas y cargadores frontales, mientras que para el acarreo convencionalmente se utiliza los camiones mineros; estos equipos son de gran capacidad y alto rendimiento. Pero existen sistemas mixtos para el acarreo que utilizan camiones, ferrocarriles y cintas transportadoras, requiriendo para el cambio de sistema algunos elementos de transferencia como tolvas, chancadoras, etc.

2.2.3.- DEFINICION DE TERMINOS BASICOS

A) EXPLOSIVOS

El termino explosivo tiene muchos conceptos el más preciso seria que son sustancias o mezclas químicas, con la propiedad de cambiar a un estado más estable, mediante una reacción química exotérmica en un instante de tiempo, liberando toda la energía que contienen en forma de gases, sonido y calor de una manera violenta. Parte de esta energía liberada es utilizada en la fragmentación de roca, especialmente la producción de gases a gran presión y temperatura. En la industria minera, la voladura es el método más productivo para la excavación en roca dura; existe una variedad de clasificaciones para los explosivos en base a sus distintas características o aplicaciones. Para esta investigación se presenta en el siguiente diagrama una clasificación de los explosivos de uso industrial, los cuales son aplicados en minería.

Figura 4.- Explosivos Industriales



Fuente: es.scribd.com

B) AGENTES DE VOLADURA

Los agentes de voladura son aquellos explosivos que no son sensibles al fulminante N° 8, por lo consiguiente estos necesitan un cebo reforzado o primer booster para iniciar su detonación. Estos altos explosivos a diferencia de los primarios que tienen alta energía y sensibilidad, se caracterizan por desarrollar una mayor energía y mayor cantidad de gases, en el estricto sentido de arranque y fragmentación de roca. Es así que se tienen los siguientes agentes de voladura que se utilizan en minería de tajo abierto y subterráneo por su gran poder rompedor y bajo costo.

B.1) ANFO

El ANFO es una mezcla explosiva industrial cuya aplicación se ha extendido por todo el mundo, debido a su seguridad en la manipulación, bajo costo y alto rendimiento energético. ANFO por sus siglas en inglés hace referencia a Ammonium Nitrate/Fuel Oil, los componentes que al mezclarse forman el agente explosivo. Su composición más exacta donde tiene mayor rendimiento es de 94% nitrato de amonio y 6% combustible. El nitrato de amonio es una sal inorgánica, no explosiva, siendo de aplicación en minería aquella que se fabrica como partículas esféricas o prills porosos, por lo tanto, es crítica su capacidad de absorción y retención.

Teniendo un balance de oxígeno correcto, el ANFO es la fuente de mayor energía explosiva más barata del mercado. Sin embargo, la principal desventaja del ANFO es su baja resistencia al agua. Esto se debe a que el agua absorbe gran cantidad de energía para su vaporización y rebaja la potencia del explosivo. Además, el nitrato es soluble en agua, perdiendo todas sus propiedades al estar en contacto con esta. De igual manera, el nitrato es higroscópico, es decir absorbe la humedad del medio ambiente, por lo que su almacenamiento debe ser en lugares apropiado y conservados.

(López Jimeno, 2003) Las propiedades explosivas del ANFO están directamente ligadas a su densidad. A medida que ésta aumenta su densidad, también aumenta su velocidad de detonación. Sin embargo, este aumento de densidad dificulta su iniciación, volviéndose inerte a una densidad por encima de 1.20 gr/cc, no pudiendo detonar o solamente en el área

inmediata al iniciador Por este motivo es imperante tener un nitrato de amonio grado explosivo (poroso) para tener la densidad ideal. (pág. 143)

B.2) ANFO PESADO

Es una mezcla de Emulsión y ANFO, que reúne las principales propiedades de ambos explosivos sus componentes son: alta energía, buena generación de gases, alta densidad y, en algunos casos, resistencia al agua.

Son productos adecuados para voladuras de superficie, especialmente cuando es factible el uso de sistemas mecanizados de carga, en perforaciones secas o con agua, si ésta se extrae previamente.

Estos productos se suministran a granel, con equipos mezcladores móviles (camión fabrica) que son cargados a cantidades exactas.

Las densidades de los ANFOS Pesados pueden variar hasta en un 3% debido a las propiedades de los gránulos del nitrato de amonio y a la diferente compactación que sufren por efecto de la presión hidrostática de la columna de explosivo y del taco, al encontrarse cargados en la perforación.

B.3) EMULSIONES

Las emulsiones explosivas son agentes de voladura cuando no tiene un sensibilizante, en cambio sí existe un sensibilizante vendría a ser un alto explosivo, del tipo denominado “agua en aceite” en las que la fase acuosa está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado, comúnmente diésel 2.

El tamaño de los componentes de esta mezcla (oxidante y combustible) tiene influencia directa en la velocidad de detonación y en general en el performance del explosivo.

Según López Jimeno (2003), “el desarrollo de los explosivos ha llevado una reducción progresiva del tamaño de las partículas, pasando desde los sólidos a las soluciones salinas con sólidos y, por último, a las microgotas de una emulsión explosiva” (pág. 155).

Propiedades principales:

- Son altamente seguras a la fricción, impacto y fuego.
- Son muy resistentes al agua.
- Dependiendo de la consistencia pueden ser bombeadas

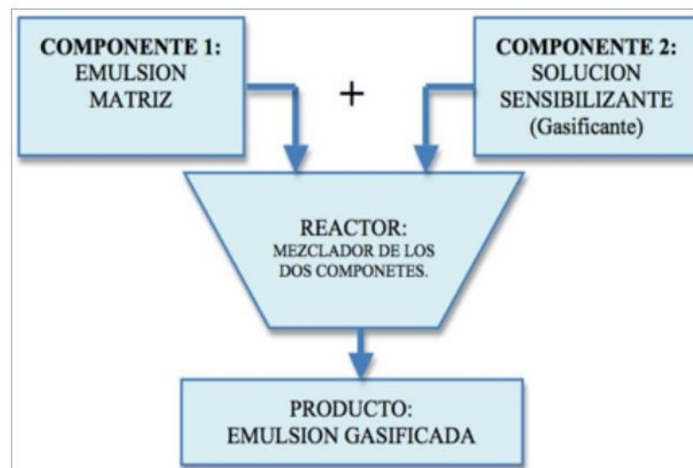
Usos principales:

Trabajos relacionados con excavaciones subterráneas y de superficie, en sectores que es necesario un explosivo de alta resistencia al agua.

B.4) EMULSIÓN GASIFICADA

Es un explosivo que se produce justo antes de ser bombeada y vaciada al taladro, mediante una reacción química entre la Emulsión Matriz y Emulsión gasificada y el sensibilizante denominado Solución. N-30 (nitrito de sodio).

Figura 5.-Emulsión Gasificada



Fuente: Famesa

C) ALTURA DE BANCO

Es la distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso), la altura está en función al equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, la resistencia de la roca, estabilidad de talud, mineralización y aspectos de seguridad.

La relación de Esbeltez S_r se define como:

$$S_r = \frac{h_b}{B}, \text{ Donde:}$$

$S_r > 2$ es **bueno**

H_b = Altura de Banco (m)

$S_r = 3$ es **optimo**

B= Burden (m)

$S_r < 2$ es **malo**

Tabla 2.- Altura del Banco Recomendada

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 – 10	65 – 90	Pala de ruedas
10 – 15	100 – 150	Excavadora hidráulica

Fuente: Manual López Jimeno 2003(pág. 220)

D) DIÁMETRO DE TALADRO (Ø)

Es la medida de la broca empleada con la máquina perforadora estas pueden ser de diferentes medidas, la medida más utilizada en el Perú es de 9 7/8". Para determinar el diámetro optimo en la práctica se considera 3 aspectos:

- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.
- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

El máximo diámetro a adoptar depende de la profundidad del taladro y, recíprocamente, la mínima profundidad a la que puede ser perforado un taladro depende del diámetro, lo que usualmente se expresa con la igualdad:

$$L = (2 \times \varnothing)$$

Donde:

L: la mínima longitud del taladro, (pie).

$\varnothing$: es el diámetro del taladro, (pulgadas)

E) BURDEN

Es la distancia medida perpendicular desde el centro de la gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro a la cara libre más cercana en la dirección en el cual probablemente se dé el desplazamiento.

El burden está en función a las características del explosivo, características geomecánicas de la roca y modelo matemático y parámetros más influyentes y críticos son:

- Si el burden es excesivo se formarán cráteres en la zona, mala fragmentación, problemas de perfil en el pie de banco y, al contrario
- Si el burden es demasiado pequeño se producirá flyrock, excesiva fragmentación, nivel de vibraciones alto, para su determinación se emplean los siguientes modelos matemáticos:

E.1) BURDEN MODELO MATEMATICO DE R.L ASH

En un intento de hacer intervenir parámetros físicos de la roca y el explosivo, Ash plantea un formula modificada para el cálculo del burden.

$$B = \frac{K_s(D_e)}{12} \left(\frac{\rho_{r1}}{\rho_{r2}} \right)^{1/3} \left(\frac{SG_2(Ve_2^2)}{SG_1(Ve_1^2)} \right)^{1/3}$$

Donde:

B: burden (pies)

KB: factor (pies)

De: diámetro de la carga explosiva (pulgadas)

pr1: densidad de la roca estándar ($x = 2.7 \text{ Tm/m}^3$)

pr2: densidad de la roca a ser disparada (Tm/m^3)

SG1: gravedad específica de la MEC (estándar)

SG2: gravedad específica de la MEC a ser usada

Ve1: velocidad de detonación de la MEC estándar (m/s)

Ve2: velocidad de detonación de la MEC a ser usada (m/s)

E.2) MODELO MATEMATICO DE PEARSE

En este modelo matemático, el burden está basado en la interacción de la energía proporcionada por la mezcla explosiva, representada por la presión de detonación, y la resistencia a la tensión dinámica de la roca.

Investigaciones posteriores según Bórquez, (1981) establecen que el factor de volabilidad de la roca depende de las estructuras geológicas, diaclasas, etc. que, de alguna manera, ya han sido cuantificadas.

Este modelo matemático fue formulado mediante la siguiente expresión matemática

$$R = B = 0.0254 * Kv * D * \sqrt{\frac{PD}{Ts}}$$

Donde:

R: radio crítico (metros)

B: burden (metros)

D: diámetro del taladro (pulgadas)

PD: presión de detonación de la carga explosiva (Mpa)

Ts: resistencia a la tensión dinámica de la roca (Mpa)

Kv: factor de volabilidad

F) ESPACIAMIENTO

Es la distancia entre los taladros de una misma fila, se obtiene en función al burden y el tiempo de salida, teniendo en cuenta que si los taladros salen al mismo tiempo los espaciamientos deben ser mayores que el burden para evitar malos resultados.

Si se tiene espaciamientos muy pequeños se produce un sobreexeso de fragmentación y bloques inestables en el talud.

Si el espaciamiento es de gran tamaño se produce mala fracturación, mal perfil en el pie de banco y una cara libre irregular, normalmente el espaciamiento se calcula de la siguiente forma:

$$E=1.3\cong 1.5*B$$

G) TACO

Es la parte superior del taladro o llamado también collar, que se puede llenar con material inerte o estéril (detritus), tiene la misión de retener los gases de la explosión.

Si se excede en la longitud del taco se generan bloques en la parte alta del banco (mala fragmentación)

Si el diámetro de la carga (mm) dividido por la longitud del taco (m) es mayor que 55 se puede producir flyrock.

$$T = K * \phi_{tal} \quad T = 0.7 \approx 1.6 * B$$

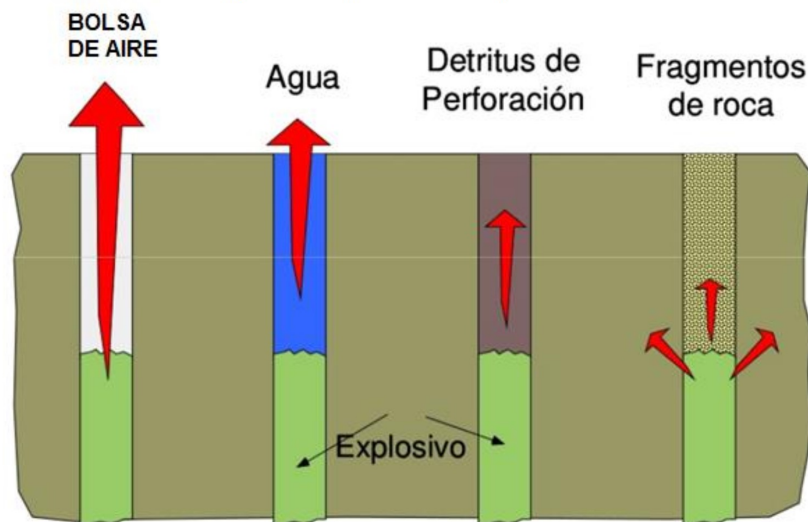
T: taco (metros)

B = burden (metros)

ϕ_{tal} = diámetro de taladro (metros)

K = 20 a 35 en función al tipo de material a usar

Figura 6.-Tipo de Tacos y su Diseño



Fuente: Carguío de explosivos (Universidad Tecnológica de Chile)

I) SOBUPERFORACION

Es la distancia adicional perforada con la finalidad de obtener el correcto nivel del piso y asegurar la fragmentación y desplazamiento adecuado del material.

Si la sobre perforación es relativamente pequeña no se conseguirá la correcta geometría del pie del banco por lo que se inducirá a una voladura secundaria con mayor gasto económico.

Si la sobre perforación es demasiada se producirá un aumento en el nivel de vibración obteniendo una fragmentación distinta a la deseada y sobre excavación.

$$Sp=K*\varnothing_{tal}$$

$$Sp=0.3*B \text{ (metros)}$$

$$Sp=\text{Sobre Perforación (metros)}$$

$$K \approx 8-12$$

$$\varnothing_{tal}=\text{diámetro del taladro (metros)}$$

$$B= \text{Burden (metros)}$$

J) ACOPLAMIENTO

Da referencia al grado de contacto que hay entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el pozo, se dice que la carga esta desacoplada, y la razón del desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. Algunos autores definen la razón de acoplamiento como la razón de diámetro de carga a la del pozo. (Enaex S.A, 2014 pág. 25)

K) BOOSTER (CEBO, PRIMA)

Se clasifica como accesorio que viene a ser explosivo de alta potencia y de gran seguridad por ser insensible a los golpes o roces. Es el más fuerte iniciador de agentes de voladura que se fabrican y es especialmente recomendable para diámetros y medianos y grandes.

L) FACTOR DE CARGA

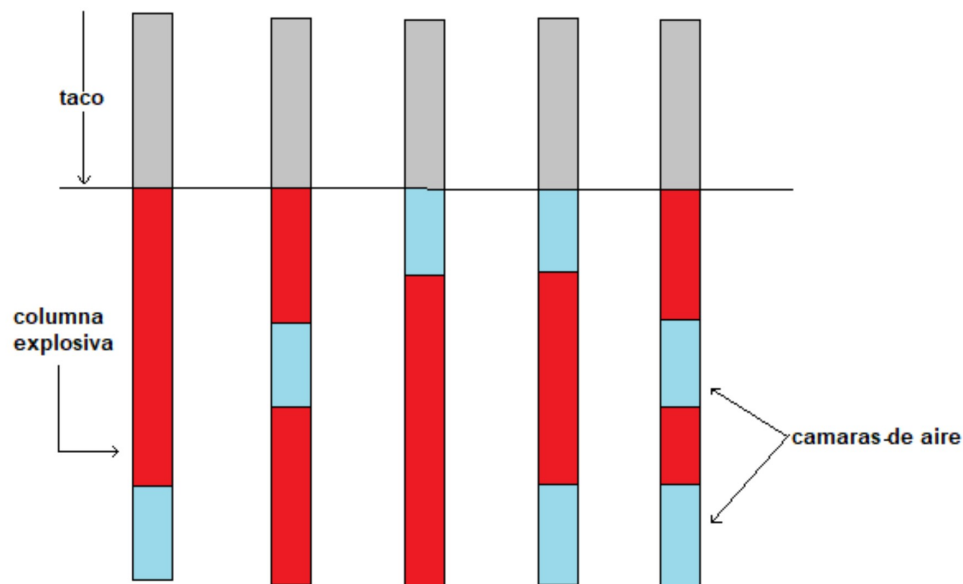
Es la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca en kg/m³. Otros usuarios prefieren usar un término inverso del factor de Voladura, para describir el peso de roca quebrado por unidad de peso de explosivo (Kg /Tm)

2.2.4.- CÁMARA DE AIRE

Viene a ser un accesorio de voladura que es un espacio de aire que se genera por medio del “taponamiento” del taladro, el cual se ubica en distintas partes dentro del taladro de la voladura.

Puede ser ubicada en la parte superior, media o inferior de la carga explosiva dependiendo del propósito. Puede ubicarse también 02 cámaras de aire en un solo taladro para el caso de taladros de pre-corte.

Figura 7.- Ubicación de Cámaras de Aire en la Columna Explosiva



Fuente: Elaboración propia

Puede tener un volumen de hasta un 40% del volumen total de la columna explosiva.

La energía disponible en una columna explosiva que no siempre se distribuye en forma eficiente a lo largo de un pozo de voladura de roca. Las cámaras de aire en sus diferentes configuraciones ayudan a distribuir mejor la carga explosiva.

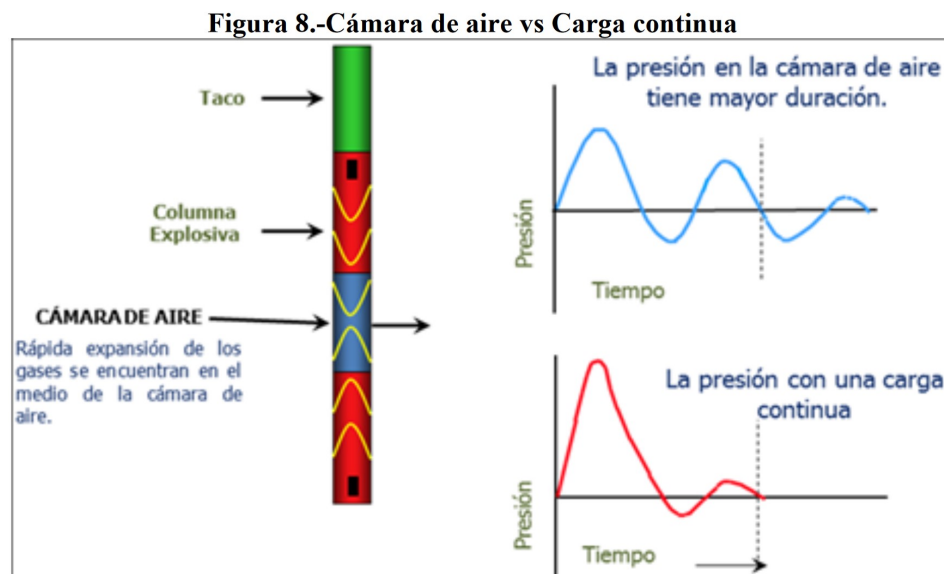
2.2.4.1.- ACCION DE CAMARAS DE AIRE

Según salas (2011) “Las cámaras de aire incrementan la duración de la acción de la onda de choque sobre el medio circundante, esto debido a una serie de pulsos causados por las reflexiones de las ondas de presión originadas inmediatamente después de la detonación de un taladro”.

Reduciendo la presión inicial aplicada por la carga explosiva, pero incrementando la duración del pulso de presión. Esto efectivamente reduce la energía utilizada para quebrantar la roca cercana al taladro, al mismo tiempo, incrementa la cantidad de energía transmitiéndola a mayor distancia dentro de la roca.

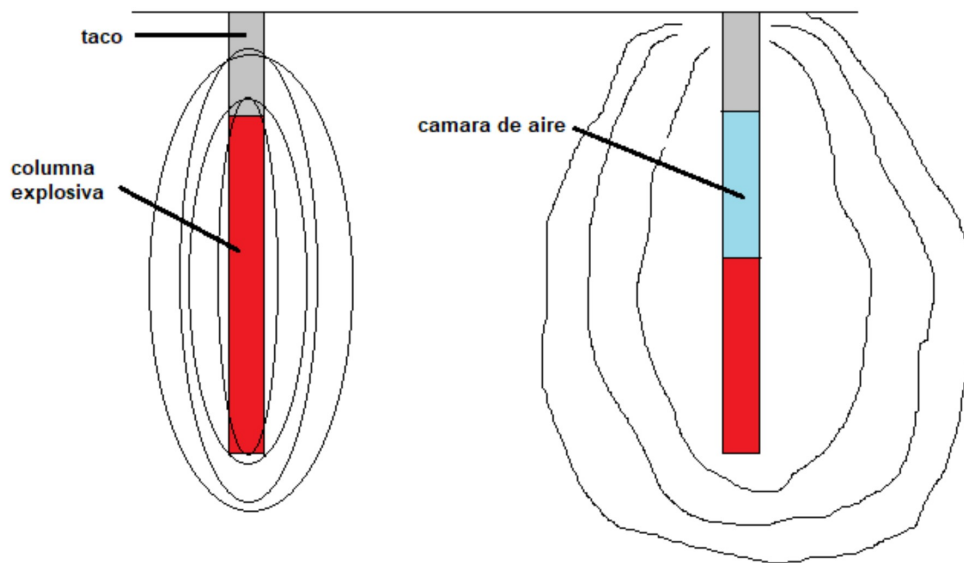
En presencia de agua, los resultados del uso de cámaras de aire son óptimo, por cuanto el agua es un excelente conductor de las ondas de choque.

Los test realizados se muestran en la figura 5 siguiente



Fuente: Cámaras de aire (Salas 2011)

Figura 9.- Taladro Tradicional vs Taladro con Cámara de Aire



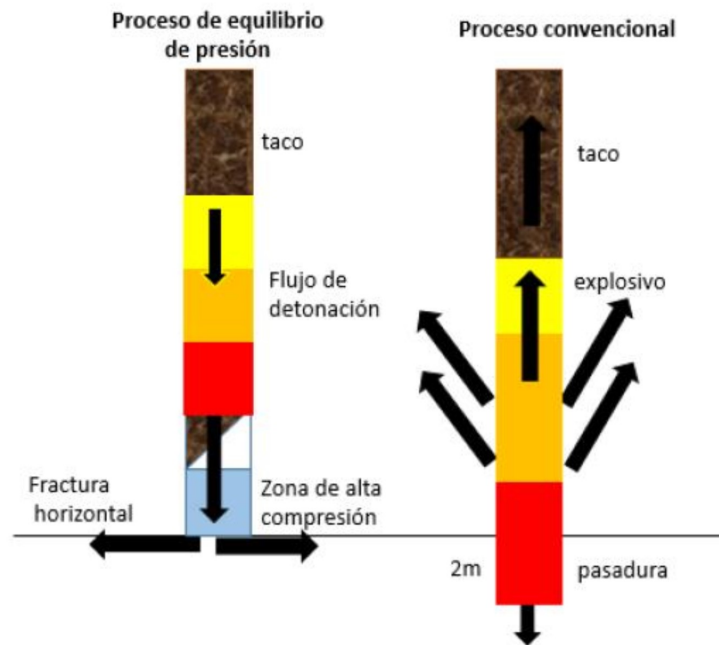
Fuente: Elaboración propia

2.2.4.2.- ETAPAS DEL PROCESO DE CAMARAS DE AIRE EN VOLADURA

A) PRIMERA ETAPA

Etapa de equilibrio. La cámara de aire hace que se equilibre la presión en los taladros; es decir que donde no existe explosivo la presión se incrementara rápidamente hasta equilibrarse con la presión que se está generando por el producto de la detonación, la detonación es hacia el fondo del taladro., creando una fractura que se expande en forma horizontal hacia los taladros vecinos.

Figura 10.-Primera Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire

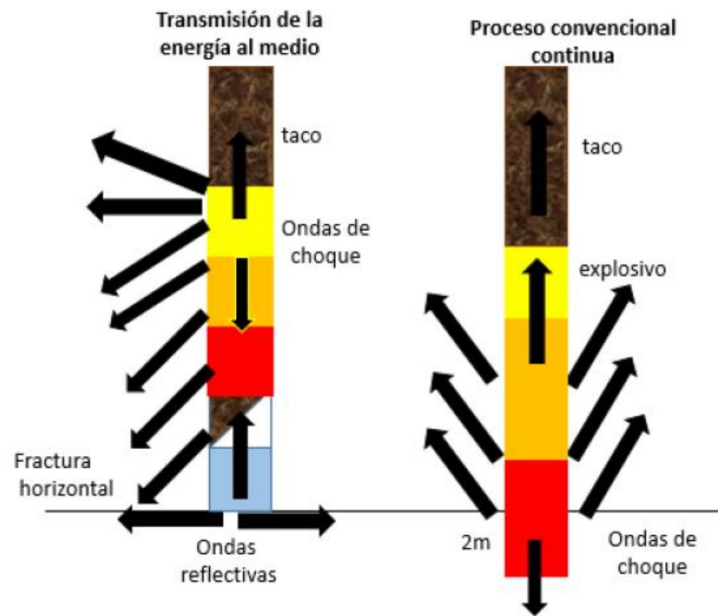


Fuente: Perca (2014)

B) SEGUNDA ETAPA

Transmisión de la energía en el taladro. Se generan multitud ondas reflectivas que chocan con las ondas de choque provenientes de la detonación. Al mismo tiempo ondas de choque por la fractura horizontal producida anteriormente, generando una especie de pre-corte en los taladros colindantes.

Figura 11.-Segunda Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire

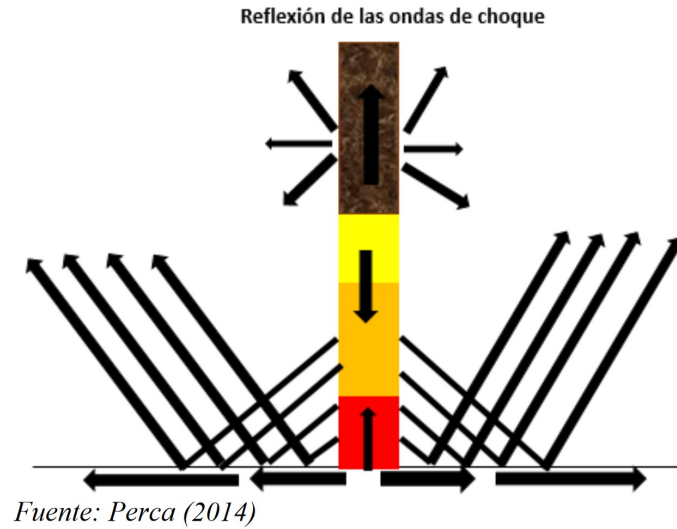


Fuente: Perca (2014)

C) TERCERA ETAPA

Reflexión de las ondas de choque. Las ondas de choque son reflejadas al entrar un cambio de medio formado por la fractura horizontal en el fondo de la voladura. Las ondas de choque se reflejan en forma de ondas de tensión. Las ondas de tensión ofrecen más cantidad de daño a la roca.

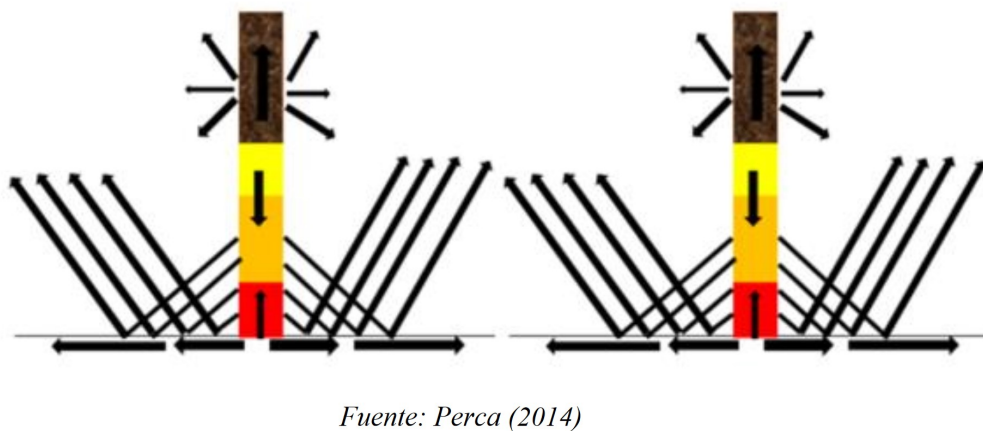
Figura 12.-Tercera Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire



D) CUARTA ETAPA

Interacción de taladros con cámara de aire al fondo. Las ondas de tensión son reflejadas con mayor intensidad volviendo a la formación. Así mismo, interaccionan con las ondas de tensión originadas por el proceso de los taladros vecinos.

Figura 13.-Cuarta Etapa del Funcionamiento de la Cámara de Aire



2.2.4.3.- BENEFICIOS DEL USO DE CAMARA DE AIRE

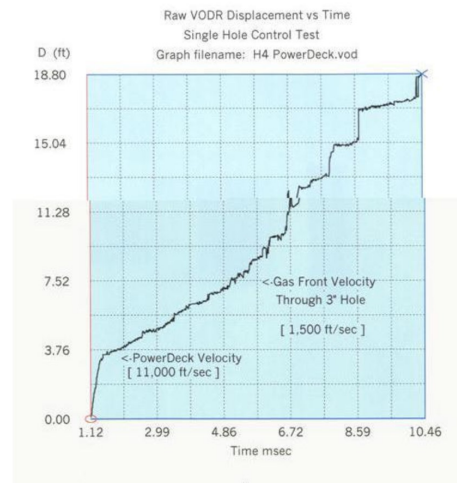
Se realizó muchos estudios sobre las cámaras de aire y que, si realmente tenían buenos beneficios en voladura, donde en otras unidades mineras se están estandarizando ya las cámaras de aire.

Entre los beneficios tenemos a los siguiente:

- Reducción de la columna explosiva y ahorro en el consumo de explosivos.
- Reducción de vibraciones por menor uso de carga explosiva.
- Eliminación o reducción de la sobre perforación.
- Reducción de la eyección de tacos (fly rock).
- Fragmentación más homogénea (reducción de gruesos en la zona del taco)
- Aumento de la presión de barreno en la zona de la cámara.
- Se transforma la energía potencial del aire en Energía cinética.
- Se disminuye la Onda aérea.
- Reducción de finos.
- En algunas aplicaciones evita la contaminación del taco con el explosivo.
- Mejora de pisos.
- Reducción del largo del taco.

En el siguiente gráfico se muestra el incremento de Velocidad de Detonación aplicando la técnica de cámaras de aire.

Figura 14.- Desplazamiento vs Tiempo



Fuente: Eduardo Araya Chávez, International Technologies, Chile

En la siguiente figura se muestra como la presión de barreno en la zona de la cámara se aumenta entre 2 a 7 veces.

Figura 15.- Aumento de Presión con Cámara de Aire
PRESION EN EL FONDO DEL TALADRO

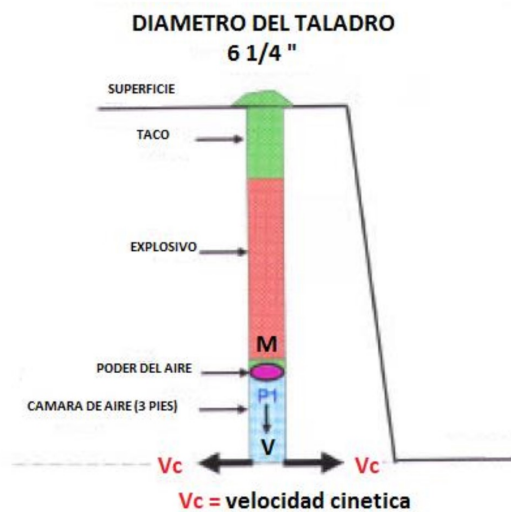


Fuente: Eduardo Araya Chávez, International Technologies, Chile

Cuando un explosivo detona en un taladro, la alta temperatura producida por la detonación siempre tomara el camino de menor resistencia. La cámara de aire en fondo será el primero en estar sujeto a una intensa onda de choque viajando a través de él. Cuando el frente de la onda de choque inicial golpee el fondo del taladro, la velocidad de onda de choque disminuirá, reflejándose desde el fondo del taladro e incrementando la presión en este punto.

En este instante, un impacto secundario separado proveniente de los productos de la explosión adicionando otro impulso al fondo del taladro el efecto combinado es que la presión resultante P_2 en el fondo del taladro puede ser incrementada de 2 a 7 veces respecto de la presión inicial, en esencia, la suma de la energía de la onda primaria más los productos de la explosión secundarios son mucho más eficientes que una carga cilíndrica continua y concentrada en el fondo del taladro, pero esto sucede solo cuando la longitud de la cámara de aire en el fondo del taladro y la masa del tapón son apropiadamente diseñadas para unas determinadas condiciones de campo y sistemas de explosivos.

Figura 16.- Energía Cinética en el Fondo del Taladro con Cámara de Aire

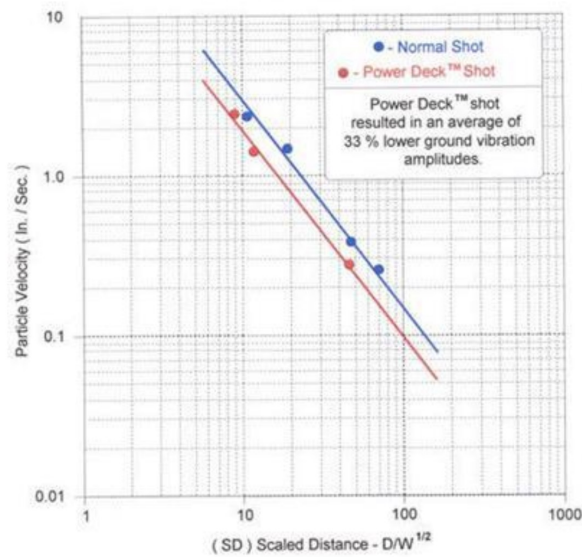


Fuente: Eduardo Araya Chávez, International Technologies, Chile

La amplitud de las vibraciones fue reducida para todas las ubicaciones, para distancias dadas y un peso máximo de explosivos por retardo para el disparo con cámaras de aire. Un

30% de reducción en las amplitudes es bastante significativo en vista de las características de atenuación debido a la distancia.

Figura 17.- Vibración Medida Cámara de Aire
Ground Vibration Results



Fuente: Eduardo Araya Chávez, International Technologies, Chile

La fragmentación resultante es más homogénea y de menor granulometría.

Figura 18.- Resultados de Fragmentación Con Cámara de Aire

	Normal	PowerDeck
Combined Images	23	37
Minimum Size	2.5 in	2.1 in
P20 Size	2.9	2.1
P50 Size	6.5	4.9
P80 Size	11.3	8.9
Top Size	25.1	24.9

Fuente: Eduardo Araya Chávez, International Technologies, Chile

2.2.4.4.- CLASIFICACION DE CAMARAS DE AIRE

A) TAPONEX

El Taponex es un accesorio de plástico con un diseño particular, que permite crear cámaras de aire en un pozo de voladura, su diseño único permite ser instalado sin necesidad de aire comprimido ni gases, su forma es auto soportante. Su diseño se basa a las numerosas pruebas de campo y su construcción en plástico de alta resistencia, aseguran que el Taponex quede en la posición correcta (Paola Yaquelin Machuca Cotrina ,2018).

Figura 19.- Cámara de Aire Taponex



Fuente: Paola Yaquelin Machuca Cotrina (2018)

Beneficios:

- Disminución de la sobre perforación.
- Reducción de la columna explosiva.
- Contracción de la eyección de tacos.
- Reducción de “Fly Rock”.
- Descenso de las vibraciones
- Disminución onda aérea.
- Fragmentación más homogénea.
- La granulometría es más fina a pesar de la disminución del factor de carga.

- No se detecta diferencia en pozos con agua y secos.
- El sistema se ha utilizado en rocas de 80 MPa hasta 230 MPa.
- Se mantiene la misma malla, secuencia de salida y tipos de explosivo.

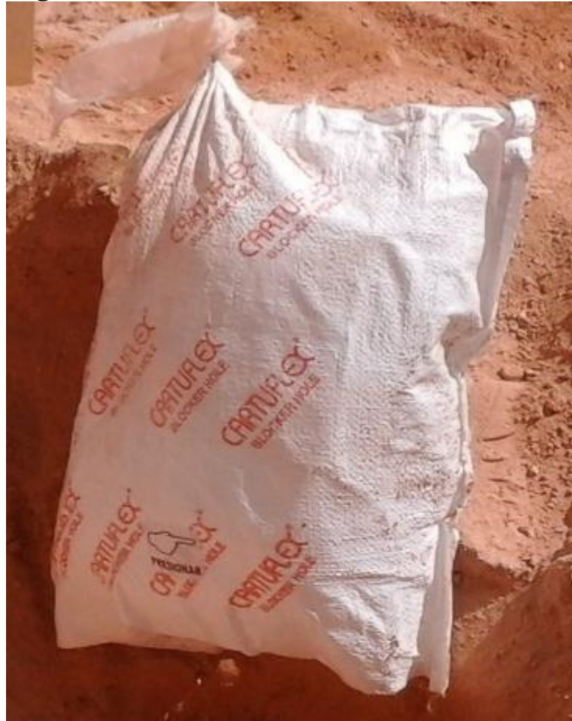
Modo de uso

Para el caso de colocarlo en el fondo de los taladros el Taponex consiste de un recipiente plástico, un vástago y una vara de madera de 1 metro de longitud en la mayoría de los casos, esta longitud dependerá de la longitud de la cámara de aire que se elija dejar en el fondo. Luego se llena con detritus al taponex y finalmente se hace caer en el fondo del taladro.

B) CARTUFLEX

Es una bolsa de aire, utilizada como cámara de aire en voladura, está compuesta de Bicarbonato de sodio en combinación con vinagre, los cuales no son tóxicos ni inflamables. En el (Anexo N° 1), la ficha técnica del dispositivo (Paola Yaquelin Machuca Cotrina ,2018).

Figura 20.- Cámara de Aire Cartuflex



Fuente: Paola Yaquelin Machuca Cotrina (2018)

Modo de uso:

- Revisar que el producto este 100% funcional.
- Ubicar la flecha de activación en la parte inferior del producto.
- Medir la cuerda a la altura deseada, y revisar que la cuerda se encuentre libre de cualquier estancamiento.
- Coloque su mano izquierda detrás del producto a la altura de la flecha de activación y sujetándolo realice un golpe fuerte para activar adecuadamente el producto, provocando la reacción de inflado de la bolsa.
- Introduzca la bolsa inmediatamente en el taladro a la altura deseada y con ayuda de la cuerda agitar de un lado a otro hasta que el producto se encuentre sujetado en las paredes del taladro.

C) EXPLODECK

Es nuevo propulsor de aerosoles está clasificado por la Notificación Nacional de Química Industrial del Gobierno de Australia y Evaluación Esquema (NICNAS) como un gas no inflamable y clasificado con el Código Australiano de mercancías peligrosas como Clase 2, la división 2.2 no inflamable y gas no tóxico.

Explodeck o más conocido como MTI, se utilizó en Yanacocha hasta el año 2015, su uso se suspendió debido al costo elevado que posee por ser un producto internacional, su precio unitario varía en \$11.00 aproximadamente (Paola Yaquelin Machuca Cotrina ,2018).

Figura 21.- Cámara de Aire Explodeck



Fuente: Paola Yaquelin Machuca Cotrina (2018)

Beneficios:

- Disminuir vibraciones
- Reducir el consumo de explosivos
- Mejora la fragmentación
- Disminuye o elimina la sobre perforación.
- Utilizado como cámara intermedia y de fondo.

Modo de uso:

- Revisar que el producto este 100% funcional.
- Ubicar la flecha de activación en la parte inferior del producto.
- Medir la cuerda a la altura deseada, y revisar que la cuerda se encuentre libre de cualquier estancamiento.
- Coloque su mano izquierda detrás del producto a la altura de la flecha de activación y sujetándolo realice un golpe fuerte para activar
- adecuadamente el producto, provocando la reacción de inflado de la bolsa.
- Introduzca la bolsa inmediatamente en el taladro a la altura deseada y con ayuda de la cuerda agitar de un lado a otro hasta que el producto se encuentre sujetado en las paredes del taladro.

D) AQUADECK

Aquadeck (2017), es un dispositivo de polietileno, con una alta resistencia a la tracción y con un diseño reforzado para trabajar en el fondo del taladro, que sirve para generar cámaras de agua en la parte superior del taladro. (Paola Yaquelin Machuca Cotrina ,2018).

Figura 22.- Cámara de Aire Aquadeck



Fuente: Paola Yaquelin Machuca Cotrina (2018)

Beneficios

- Ahorro considerable en explosivo.
- Evita voladuras en forma de proyectiles.
- Su instalación es muy fácil.
- Disminuye los ruidos de explosión.
- Disminuye la vibración.
- Funciona en casi cualquier condición de pozo: pozos secos de agua estática o dinámica, protección de la capa de minerales.
- Su diseño auto portante permite que sea colocado con gran precisión en cualquier tipo de roca y el estado del pozo.

Modo de uso

- Ubicar la longitud a la cual se amarrará la varilla de madera con la driza. Hacer un buen nudo para evitar deslizamientos.
- Extender toda la driza de manera que cuando caiga no hayan nudos preformados.
- Ubicar la varilla de madera a un lado de la boca del taladro. Es importante que quede bien sujeta la varilla de madera para que no caiga cuando se instale el Aquadeck.

- En taladros secos colocar 01 puñado de gravilla y/o detritus y colocarlo en el Aquadeck; mientras que en taladros con agua colocar 03 puñados de gravilla con piedras pequeñas, sin que supere la cuarta parte del Aquadeck.
- Coger con ambas manos (diametralmente opuestas) el Aquadeck y ubicarlo en la parte central del taladro, luego dejarlo caer hasta que se tense bien la driza. Para asegurar una buena expansión del producto, deje caer un poco más de material detritus al final del proceso.

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA SHOUGANG

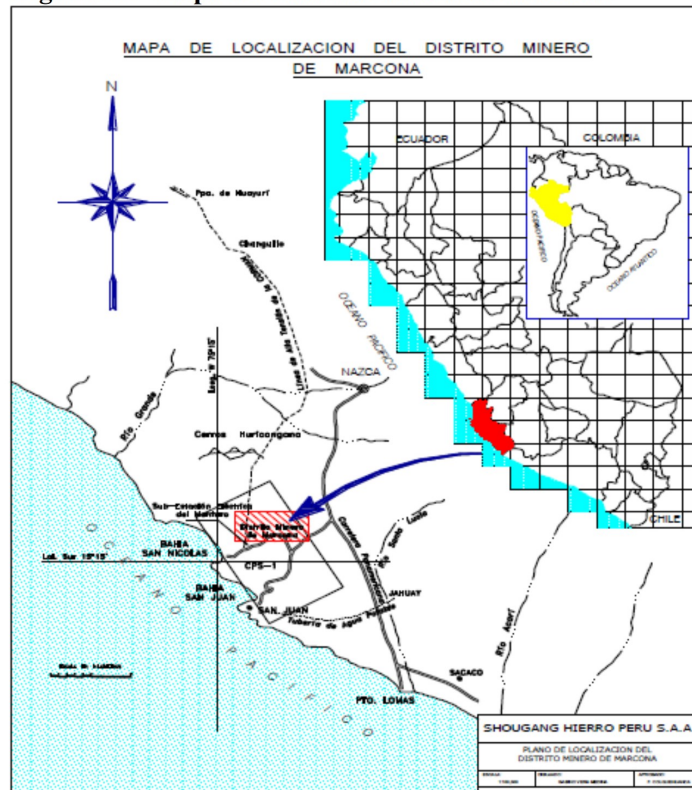
3.1.- UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

3.1.1.- UBICACIÓN

La minera Shougang Hierro Perú S.A.A se encuentra en el departamento de Ica, Provincia de Nazca en el distrito de Marcona a 840 km al sur de Lima a 800 m.s.n.m unido al puerto San Juan por una carretera de 27 km ya 13 km en línea recta del puerto San Nicolas.

San Juan de Marcona es una localidad minera y portuaria, primer y único productor de mineral de hierro en el Perú. Conocida también como la capital de Hierro y cuna del pingüino de Humboldt en la costa del Perú. Su población se dedica mayormente a la minería, el comercio y la pesca artesanal.

Figura 23.- Mapa del Distrito Minero de Marcona



Fuente: Cía. Minera Shougang

3.1.2.- ACCESIBILIDAD

La minera Shougang es accesible a media hora del distrito de San Juan de Marcona por pista asfaltada o también desde la ciudad de Nazca, 52 kilómetros en dirección a la antigua Panamericana Sur, y desde el Puerto de San Juan de Marcona, a 29,7 Km. Donde se encuentran sus diferentes tajos de la minera.

3.2.- RESEÑA HISTORICA

En 1870, el sabio italiano Antonio Raimondi hizo público la existencia de un depósito de hierro en las pampas de San Juan de Marcona. Años más tarde en 1915 se inician las primeras exploraciones en la zona, el lugareño Justo Pastor guio al grupo de ingenieros hacia unas pampas donde se tenía referencia de la existencia de hierro. En 1925 el gobierno del

presidente Augusto B. Leguía declara a Marcona Reserva Nacional, para su futura explotación.

En las primeras décadas del siglo XX varios pescadores de las zonas de Pisco y el Callao vienen atraídos por la abundancia de peces y mariscos hacia las bahías de San Nicolás y San Juan, dando inicio a la formación de pequeñas caletas pesqueras.

En el año 1943 el Estado peruano crea la Corporación Peruana del Santa, para la explotación de los recursos del carbón y hierro, el establecimiento de una siderúrgica en Chimbote. Posteriormente ya comprobadas las enormes reservas de hierro en San Juan de Marcona, un grupo de empresas estadounidenses (entre ellas Utah) forman la minera norteamericana Marcona Mining Company, dándose inicio a la formación del pequeño campamento minero alrededor del puerto de San Juan.

A los pocos años de formado, el pequeño campamento va adquiriendo importancia y el 2 de mayo de 1955 mediante ley N° 12314 resuelto por el Congreso de la República del Perú se crea el distrito de Marcona, desde esa fecha hasta la actualidad se ha hecho notorio el crecimiento urbano de la ciudad de San Juan de Marcona. Para 1961 San Juan de Marcona tenía una población urbana de 7,172 habitantes, en el año 1972 15,831 hab.; en 1981 18,321; en 1990 tenía una población aproximada de 23,000 habitantes; en 1993, 13,253 hab. (nótese claramente una disminución de casi a la mitad de la población); para el 2007 se estima que sobrepase los 15,000 habitantes.

Durante el Gobierno militar del general Juan Velasco Alvarado (1968-1975) se nacionaliza el yacimiento de San Juan de Marcona y se crea la estatal del hierro del Perú, HIERRO PERÚ encargándose por 17 años de la administración, producción y comercialización del mineral de hierro.

En el año de 1992 el Gobierno de Alberto Fujimori privatiza la empresa estatal, la cual es adjudicada a la Corporación Shougang de China, la que hasta la actualidad explota y comercializa el yacimiento y mineral de hierro.

San Juan es sede administrativa de la compañía minera China Shougang. Inicialmente fue administrada por la Cía. Minera Norteamericana The Marcona Mining Company, que fue

catalogada en su época como pionera de los campamentos mineros en Sudamérica. Fue nacionalizada por el gobierno militar de las fuerzas armadas, liderada por el General EP. Juan Velasco Alvarado, tras el golpe del 3 de octubre de 1968. Durante el gobierno constitucional del Arquitecto Fernando Belaunde Terry, se le denominó Hierro Perú.

La empresa Shougang Hierro Perú es la única productora de hierro a nivel nacional y realiza operaciones en el Distrito de San Juan de Marcona, Provincia de Nazca. De acuerdo a información del Ministerio de Energía y Minas, la empresa ha registrado un incremento sostenido en su capacidad de producción: así, de un nivel promedio de 3,1 millones de toneladas métricas en el período 2000-2003, pasó a un nivel de 5,1 millones en el 2007-2008. Sin embargo, por efectos de la crisis internacional que afectó la demanda mundial de acero y en consecuencia los pedidos de hierro, la producción declinó a 4,4 millones de toneladas métricas en el 2009. En este último año, las exportaciones de hierro de la empresa ascendieron a US\$ 298 millones, siendo los principales mercados de destino China (84 por ciento) y Japón (13 por ciento).³

La mina tiene reservas de mineral de hierro probadas y probables por más de 1,65 mil millones de toneladas.

Cuenta con un puerto propio (muelle de San Nicolás) que le permite recibir barcos de hasta 220 mil toneladas de capacidad.

Según el Ministerio de Energía y Minas, los estudios de impacto ambiental de la empresa referidos al relleno sanitario de San Juan, el incremento de la capacidad de embarque del muelle de San Nicolás, la nueva línea de transmisión y subestación eléctricas, y la ampliación de operaciones en minas, plantas de beneficio e instalaciones auxiliares, se encuentran en etapa de evaluación e implican una inversión conjunta del orden de US\$ 1 mil millones.

Por su parte, la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía destaca entre los proyectos de inversión y ampliación de operaciones iniciados entre 2007 y 2008 y culminados en su mayoría en el 2009 por Shougang Hierro Perú, la modernización del cargador de barcos, con una inversión estimada del orden de US\$ 18 millones; el nuevo sistema de transferencia de embarque, con una inversión de US\$ 37 millones; y los de

modernización del proceso productivo en el área de mina y de manejo de relaves de la planta concentradora, con una inversión cercana a US\$ 4 millones y US\$ 14 millones, respectivamente.

Últimamente se ha producido un incremento de la población surgiendo zonas urbano-marginales a las afueras de la ciudad causando conflictos entre estas poblaciones y la transnacional China Shougang.

Somos una empresa minera que explota, procesa y comercializa el mineral del hierro, desde sus yacimientos ubicados en la costa sur del Perú a aproximadamente 530 kilómetros de la ciudad de Lima, en el distrito de Marcona, provincia de Nasca en la Región Ica, de donde se obtienen concentrados de alta ley para la elaboración de nuestros productos. El complejo minero metalúrgico de Shougang Hierro Perú S.A.A. comprende 3 áreas:

A) MINA

Con aproximadamente 150 km² de extensión, es el lugar donde se realizan permanentemente trabajos de exploración y de explotación de minerales bajo el sistema de tajo abierto; realizando perforaciones y disparos, para que luego las rocas mineralizadas sean transportadas por palas y camiones volquetes con capacidad de hasta 150 toneladas hasta las chancadoras, de donde luego del proceso de chancado, el mineral es apilado y posteriormente transportado a San Nicolás, mediante una faja de aproximadamente 15,3 kilómetros de largo.

B) SAN NICOLÁS

Es el área de beneficio, donde los minerales pasan por una serie de etapas hasta convertirse en uno de los productos que la Empresa comercializa; por esta razón, en esta área se puede encontrar las siguientes instalaciones:

Planta Chancadora: Donde el mineral es reducido en aproximadamente un 95%.

Planta de Separación Magnética: Aquí el mineral continúa con su proceso de molienda y concentración a través de ciclones, separación magnética y flotación, separando el mineral estéril (no utilizado en el proceso productivo) del mineral del hierro, el cual luego es dividido en dos tipos de productos, uno denominado concentrado de Hierro de Alta Ley

para la sinterización y el otro que sirve para alimentar la Planta de Paletización, luego de pasar por un proceso de filtración.

Planta de Filtros: En esta etapa se realizan las operaciones de espesamiento, homogenización y filtrado de la pulpa recibida de Magnética, dejando el mineral en condiciones adecuadas para ser transformado en pélets.

Planta de Pélets: Donde el mineral es sometido a altas temperaturas para su transformación y luego ser almacenados y transferidos al Muelle de San Nicolás, desde donde es transportado a todo el mundo.

Muelle de San Nicolás: Con una extensión de aproximadamente 330 mt, con la capacidad de recibir barcos de gran tonelaje, debido a la profundidad de sus aguas, además de ser un puerto con más de 8 certificaciones internacionales, que le brindan el respaldo y seguridad a todos nuestros clientes.

C) SAN JUAN

Con una población de más de 16 mil habitantes, es donde se ubica nuestro campamento minero y oficinas administrativas, que se encargan de controlar y velar por el correcto progreso de las operaciones e interrelaciones con los trabajadores, la comunidad en general y sus zonas de influencia, haciendo que la presencia de Shougang Hierro Perú S.A.A.

Por otro lado, la Empresa cuenta con una sede descentralizada en la ciudad de Lima, donde se realizan los trámites administrativos con las entidades gubernamentales correspondientes, además de tener contacto con clientes y proveedores.

3.3.- FISIOGRAFIA

3.3.1.- CLIMA

El clima en la zona de San Juan de Marcona está dado básicamente, por su ubicación geográfica y por su proximidad al Océano Pacífico. La temperatura es a un clima semi-cálido, registrándose entre enero y marzo las temperaturas más elevadas, con una media mensual máxima de 28,9°C y la media mensual mínima de 14,0°C. En la zona de interés la

temperatura promedio anual es de 19,5°C, con variaciones del promedio mensual de alrededor de 16,5°C entre diciembre y abril y 12°C entre mayo y noviembre.

3.3.2.- PRESION ATMOSFERICA

La presión atmosférica próxima al litoral de San Juan de Marcona (0 msnm) alcanza 1 012,7 Mb con un mínimo (febrero) de 1 010,3 Mb en verano y 1 014,5 Mb en invierno (agosto); finalizando que la oscilación media anual es de 4.2 Mb es decir, hay una estabilidad climática en la zona.

3.3.3.- NUBOSIDAD

En el litoral costero de San Juan de Marcona la nubosidad promedio cambia de 4/8 a 6/8 hacia zonas más elevadas y tiende a bajar. Los meses más nublados corresponden a época invernal entre junio y septiembre con un promedio de 6/8.

La diferencia en el año varia de 3/8 a 1/8. Entre los meses de diciembre a mayo presentan los valores más altos entre 5/8 y 6/8, es decir un ciclo nuboso.

3.3.4.- PRECIPITACION

La precipitación pluvial comprende los valores traza hasta pocos milímetros (10 mm en primavera). La zona menos lluviosa se encuentra entre el litoral marino y la zona denominada Cuenca Seca, confirmando que no hay presencia de escorrentías superficiales en toda la zona y que su aporte a la zona del proyecto es nulo.

3.3.5.- HUMEDAD RELATIVA

La humedad relativa (HR) oscila entre 85% y 65%. En el cinturón costero de Nazca, o alejado del litoral, fluctúa entre 40% y 80% para los meses secos y húmedos respectivamente.

3.3.6.- VIENTOS

En el litoral de San Juan de Marcona, los vientos presentan velocidades promedio de 23,3 km/h, observándose incrementos sustanciales hasta 55,9 km/h (agosto) y disminuciones hasta 18 km/h (febrero).

Son vientos con difusión rápida que contribuyen a dispersar los olores en el ambiente y ya que las zonas pobladas se encuentran en dirección contraria al viento, no se esperan tener problemas de polvo ni malos olores hacia las zonas pobladas.

3.4.-GEOLOGIA REGIONAL

La región tiene una elevación de 800 m sobre el nivel del mar y es una extensa meseta esculpida formando una plataforma de erosión marina que está en el terreno de la cadena costanera muy erosionada, hacia el lado Oeste se encuentra como 27 terrazas litorales, producidas por movimientos costaneros en el Terciario Superior y durante el Cuaternario de sollevamientos intermitentes del continente y por posible fallamiento que son las que limitan la zona por el lado del mar; por haber sido región de sedimentación no ofrece mayores irregularidades topográficas, sino que es una penillanura ondulada con colinas de pocos metros de altura y cubierta casi en su totalidad por un encapado aluvial no consolidado de rodados, grava, arenas, restos fósiles recientes, fragmentos pulidos de minerales de hierro como consecuencia de las inundaciones marinas, por lo levantamientos intermitentes y también por la acción eólica, todo lo cual determina que no sea fácil tener los elementos geológicos para hacer el estudio de la región.

La zona pertenece a la llamada Cordillera de la Costa formada por el gran batolito de granodiorita de edad Cretácico Superior que intruyó principalmente a metamórficos precámbricos, meta-sedimentos marinos paleozoicos del período carbonífero inferior, meta-sedimentos terrestres y meta-volcánicos mesozoicos de edad Jurásica, todas las cuales están muy metamorfoseados.

Tufos con sedimentos del Cretácico Inferior y Superior, sedimentos terciarios muy pocos inclinados y no muy consolidados. Existen también numerosas rocas intrusivas ya sea como diques, capas o derrames tabulares que cruzan y cortan todas las formaciones, siendo la mayoría de esas rocas post-mineral, aunque también pre-mineral; factor que conjuntamente con el fallamiento producen estructuras a veces complejas, acentuándose esta complejidad por los movimientos orogénicos andinos del Cretácico Superior y Terciario Inferior.

3.4.1.-ESTRATIGRAFIA

Toda la secuencia de las formaciones que van desde el Pre-Cámbrico hasta el Cuaternario, no forma una continuidad geológica, sino que existen ausencias o hiatos que han determinado disconformidades y discordancias entre ellas. Como parte de la estratigrafía tenemos:

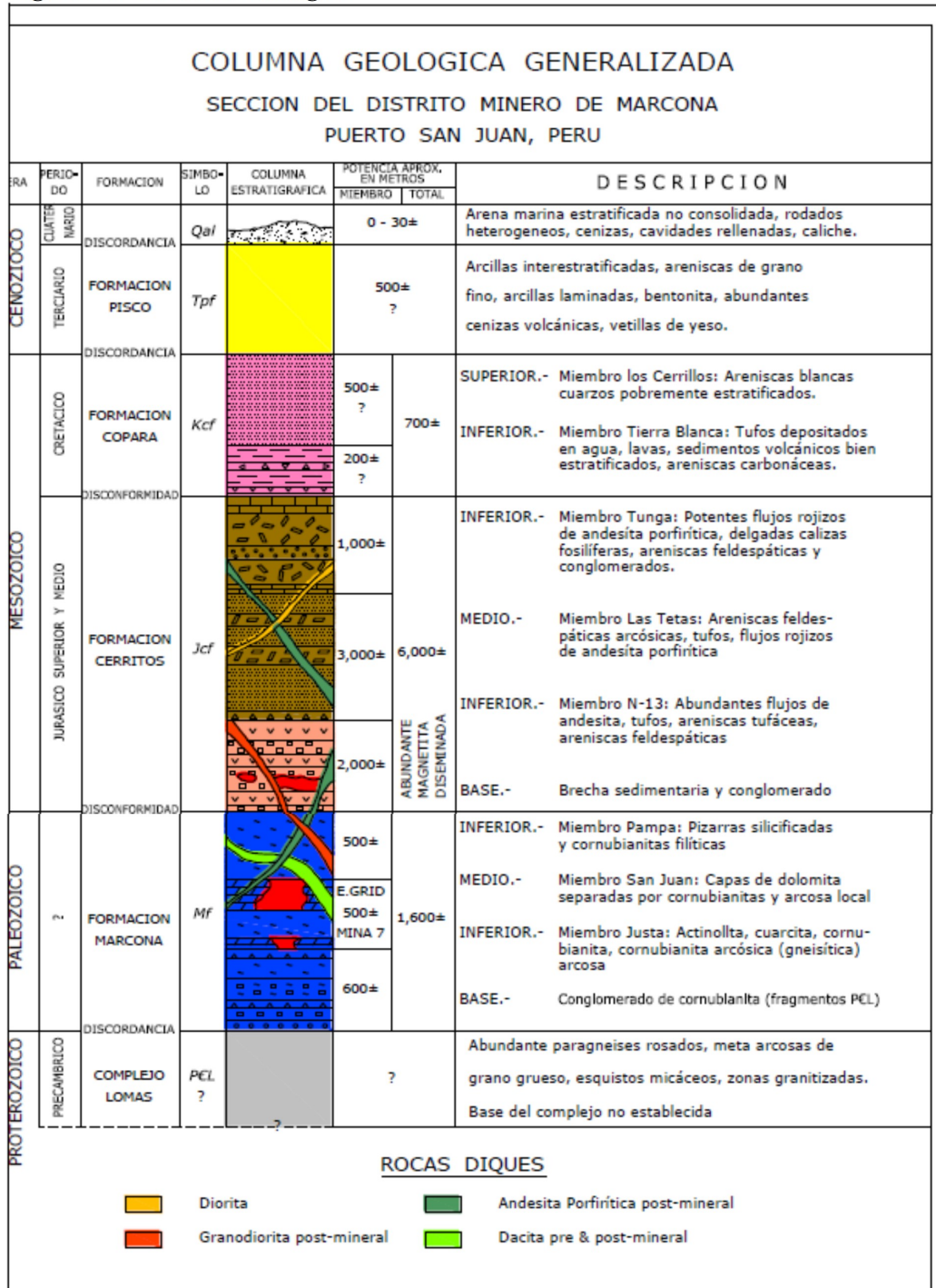
- Complejo Lomas
- Formación Marcona
- Formación Cerritos
- Formación Copara
- Formación Pisco
- Cuaternario Aluvial
- Rocas Intrusivas.

Figura 24.- Geología de Mina Shougang



Fuente : Shougang

Figura 25.- Columna Geológica



Fuente: Shougang

3.4.2.- ORIGEN Y TIPO DE YACIMIENTO

Los depósitos de minerales identificados hasta la fecha son 117 cuerpos que están distribuidos en un área de 150 Km². Que son de diferentes dimensiones, llegando en algunos casos a longitudes de 2700 m. y otros muy pequeños y de forma tabular.

Todos estos cuerpos son de origen Metasomático generados por soluciones residuales derivadas de magmas intrusivos que invadieron a través de las fisuras, las rocas de la formación Marcona y Cerritos, debido a procesos metasomáticos que se generaron cambios en las rocas existentes produciéndose una sustitución metasomática y dando lugar a minerales nuevos y al emplazamiento de la magnetita.

La presencia del batolito de San Nicolás, originó diversos diques y dio lugar a que estos diques de dacitas trajeran las soluciones mineralizadas, remplazando los horizontes dolomíticos de la formación Marcona y las partes calcáreas de las areniscas feldespáticas de la formación Cerritos. Por todas estas características este yacimiento ha sido definido genéticamente como “UN YACIMIENTO DE REEMPLAZAMIENTO METAZOMATICO”.

3.4.3.-MINERALIZACION

El mineral de mena fundamental o principal de estos yacimientos es la Magnetita (Fe_3O_4) criptocristalinas y masivas, con contenido de hierro entre 40 y 60 %. Con abundante pirita disseminada.

Se encuentra también presente mineral de cobre, como la calcopirita (CuFeS_2), Covelita (CuS) entre otros. Dando como promedio valores que varían de 0,07 a 0,4 % de cobre. Según la mina o cuerpo que se analice. Igualmente existe Pirrotita (FeS), esta da origen a una clasificación de los minerales en función a su porcentaje que está presente. También se encuentra como mineral de ganga cobalto asociado a la pirita, así como actinolita, epidota, calcita, biotita, brocantita, clorita y sericita.

3.4.4.- ALTERACIONES

A) FALLAMIENTO Y ESTRUCTURA

Se tiene tres sistemas principales de fallamientos que se han dado en periodos diferentes, estos son:

B) FALLAS PISTA

Se produjeron antes y continuamente después de la mineralización, son de tipos normales gravitacionales, su rumbo es N60°E y su buzamiento 60° NE. Estas fallas han dado lugar a plegamientos menores y fuertes fracturamientos en la formación Marcona.

C) FALLA REPETICIÓN

Son fallas tensionales-compresionales inversas de rumbos paralelos a la estratificación (N45°E) y posterior a la mineralización, estas se aprecian al sur de la mina 5 donde se pone en contacto a la formación Marcona y Cerritos. Su nombre se debe a que ha originado la repetición u omisión de estratos.

D) FALLA LA HUACA

También son pos-mineral y las más recientes son paralela a la cordillera de los Andes (N25°E), han dado origen a la repetición, omisión de estratos y a los cambios bruscos en los ángulos de rumbo y buzamiento.

E) DIACLASAMIENTO

Debido a las fuerzas regionales y locales se tiene una gran cantidad de diaclasamiento con un predominante sistema Norte – Sur y buzamiento N (70| -80°) E, así como otros sistemas horizontales, verticales y en ángulos variables.

3.5.-GEOLOGIA LOCAL

San Juan de Marcona pertenece a la llamada Cordillera de la Costa formada en su núcleo por el batolito de granodiorita de San Nicolás que intruyó principalmente a metamórficos precámbricos, meta-sedimentos marinos Paleozoicos del período Carbonífero

inferior, además encontramos meta-sedimentos terrestres y meta volcánicos mesozoicos de edad Jurásica y tufos con sedimentos del Cretácico inferior y superior, ocurren también sedimentos Terciarios poco consolidados.

3.5.1.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Las estructuras están vinculadas al desarrollo tectónico, de la cual se tiene escasas y limitadas evidencias directas, conformadas por aquellas estructuras que llegan a afectar a las rocas mesozoicas en forma directa o relacionada, no así a las más antiguas. Entre los acontecimientos más importantes que han afectado la región estudiada, puede mencionarse el Domo de Marcona, el Plegamiento del Macizo Andino y el Fallamiento.

3.6.- GEOLOGICA ECONOMICA

3.6.1.- RESERVAS

De los análisis que se hicieron a las minas y proyectos de las empresas, por medio de trabajos de exploración, desarrollos y explotación. Por medio de sondeos y percusión sea determinado las siguientes reservas.

Se debe aclarar que la metodología que se tiene para determinar las reservas minables es en base al diseño, por ello existen tres tipos de reservas:

- Reservas geológicas.
- Reservas minables al límite final probable.
- Reservas minables al talud actual.

3.6.1.1.-RESERVAS GEOLOGICAS

Son todos los recursos de mineral probado y reconocidos de los sondeos de exploración, en las minas actuales que se encuentran operativas y los nuevos proyectos.

Tabla 3.-Estimación de Reserva de Mineral en Toneladas Métricas

ESTIMACION DE RESERVAS GEOLOGICAS DE MINERAL (TM)			
Deposito	Probado	Probable	Total General
Mina 2	60,367,764	15,040,407	75,408,171
Mina 3	71,982,626	25,677,352	97,659,978
Mina 4	195,269,801	64,273,444	259,543,245
Mina 5	109,198,204	77,037,583	186,235,787
Mina 9	60,012,697	25,203,306	85,216,003
Mina 10	10,057,943	4,434,025	14,491,968
Mina 11	29,809,245	5,590,692	35,399,937
Mina 14	81,657,848	30,762,947	112,420,795
Mina 16	6,789,321	5,689,858	12,479,179
Mina 18	19,967,681	2,784,779	22,752,460
Mina 21	224,932,345	87,422,894	312,355,239
TOTAL GENERAL	870,045,475	343,917,287	1,213,962,762

Fuente: Shougang

3.6.1.2.- RESERVAS MINABLES

Cuando un cuerpo de mineral es considerado beneficioso y explotable se le hace un diseño de minado.

Todos los recursos de mineral que están dentro de este diseño de explotación (Tajo), son considerados reservas minables y se les denomina según el desarrollo que se le esté haciendo en la mina en:

- Reservas minables al límite final probable

Son todos los recursos que están dentro del diseño óptimo de minado.

- Reservas minables del talud actual

Son los recursos que están dentro de los actuales taludes que se están explotando en este momento sin considerar los futuros desarrollos.

Tabla 4.- Estimado de Reservas Minables en Toneladas Metricas

ESTIMACION DE RESERVAS MINABLES AL LIMITE FINAL PROBABLE (TM)				
Mina	Mineral	Desmote	Total General	Ratio
Mina 2	30,543,400	75,710,091	106,253,491	2.48
Mina 3	4,096,512	4,206,665	8,303,177	1.03
Mina 4	74,930,628	54,568,146	129,498,774	0.73
Mina 5	76,190,248	147,624,968	223,815,216	1.94
Mina 9/10	41,444,216	26,353,976	67,798,192	0.64
Mina 11	33,912,048	92,409,621	126,321,669	2.72
Mina 14	69,230,444	142,436,597	211,667,041	2.06
Mina 16	9,032,443	26,167,149	35,199,592	2.90
Mina 18	19,257,264	49,927,081	69,184,345	2.59
	358,637,203	619,404,294	978,041,497	1.73

Fuente: Shoungang

3.6.2.- LEY CUT-OFF

La ley de mineral que se explota en Shougang Hierro Perú está determinada por el contenido de Fe. Por ello la ley de cabeza que se extrae de las minas en operación es de <50 % de Fe. Pero durante el proceso de minado se genera material de dilución conocido como baja ley, la cual debe contener como mínimo 30 % de Fe. Este mineral pasa por un separador magnético conocido como planta Dry Cobbing que permite elevar la ley hasta un 50 % de Fe. Eliminando de esta forma el desmote y concentrando el mineral que será transportado a la planta de beneficio.

El Cut off está determinado por el precio de mineral y el costo de producción que se encuentra entre 27 US\$ dólares americanos por tonelada aproximadamente (2 US\$ costo total de minado, 23 US\$ costo total de beneficio y 2 US\$ costos adicionales), y teniendo en cuenta que el actual precio del hierro en el mercado internacional está en más de 60 US\$ dólares la tonelada, nos proporciona un Cut off de 40 % de contenido de fierro en mineral. Teniendo en cuenta que el yacimiento es de reemplazamiento metazomático nuestras leyes es de alrededor de 55 % de Fe en todo el depósito sin mucha variación.

3.7.- GEOMECHANICA

La geomecánica contribuye a bastantes disciplinas tales como Ingeniería de Minas, Civil, Geológica, Petrolera y de Gas Natural. Estas disciplinas se estudian para diseñar y construir algunos proyectos, tales como minas, túneles, cimentaciones, estabilidad de taludes, piques, perforaciones en la búsqueda de petróleo y gas, etc.

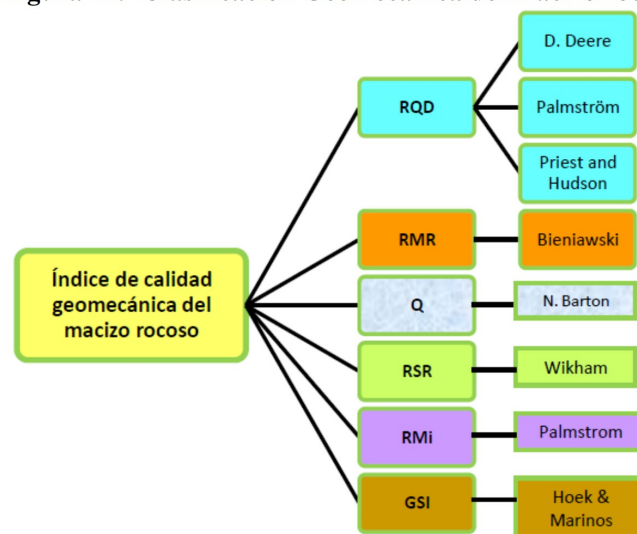
Los objetivos conocer las características geomecánicas de las rocas para minimizar y/o evitar el deslizamiento de los taludes. El macizo rocoso está compuesto de roca intacta y discontinuidades que son de mucha importancia en la determinación del burden y el espaciamiento en una malla de perforación.

Según Bieniawski, es la ciencia e ingeniería que estudia los suelos y los materiales rocosos, lo mismo que a los macizos rocosos. Este es un campo de práctica profesional e investigación que trata de lo anteriormente mencionado.

CLASIFICACION GEOMECHANICA

Los sistemas de clasificación geomecánica para identificar el macizo rocoso donde se mencionaran los más importantes : RQD (Deere, 1964), RMR (Bieniawski, 1989), Q (Barton, 1974), GSI (Hoek y Marino, 2000).

Figura 26.- Clasificación Geomecánica del macizo rocoso



Fuente: Camiper

A) ÍNDICE RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION)

El geólogo norteamericano D. Deere, que desarrollaba su trabajo profesional en el ámbito de la mecánica de rocas, postuló que la calidad estructural de un macizo rocoso puede ser estimada a partir de la información dada por la recuperación de testigos intactos. Sobre esta base propone el índice cuantitativo RQD (Rock Quality Designation).

El RQD se define como el porcentaje de testigos recuperables con una longitud mayor o igual a 10 cm.

Figura 27.- Expresión Matemática para Calcular RQD

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud total de testigos} \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud total}} \times 100$$

Fuente: Camiper

Basándose en los rangos de los valores del RQD, el macizo rocoso puede ser caracterizado según la valoración siguiente:

Tabla 5.-Calidad de Roca por RQD

RQD (%)	Calidad de la roca
100-90	Muy buena
90-75	Buena
75-50	Mediana
50-25	Mala
25-0	Muy mala

Fuente: Camiper

En caso que no se cuente con testigos adecuados, Palmström (1982) propone que el RQD puede ser calculado, definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión matemática:

$$RQD = (115 - 3.3) \times J_v(\%)$$

Donde:

J_v : número de contactos por m^3 $J_v: J_x + J_y + J_z$

Para $J_v < 5 \rightarrow RQD = 100$

B) INDICE RMR (ROCK MASS RATING)

Esta caracterización ingenieril de los macizos rocosos utiliza los siguientes seis parámetros, los cuales son medibles en el campo y también pueden ser obtenidos de la base de datos (laboratorios).

- Resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso (Sc).
- Designación de calidad de roca (RQD).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

Valores de los cinco parámetros que intervienen:

- Resistencia a la compresión de la roca alterada: Bieniawski emplea la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca que proponen Deere y Miller, como alternativa se podrá utilizar la “clasificación de carga de punta” para cualquier tipo de roca, excepto la muy frágil.
- RQD: índice de calidad de la roca según Deere y Miller.
- Espaciamiento de las discontinuidades: es decir, de las fallas, de los planos de estratificación y otros planos de debilidad.

- Condiciones físicas y geométricas de las discontinuidades: este parámetro toma en cuenta la separación o abertura de las fisuras, su continuidad, la rugosidad de su superficie, el estado de las paredes (duras o blandas) y la presencia de relleno en las discontinuidades.
- Presencia de agua subterránea: se intenta medir la influencia del flujo de las aguas subterráneas sobre la estabilidad de las excavaciones en función del caudal que existe en la excavación y, de la relación entre la presión del agua en las discontinuidades y el esfuerzo principal.

El valor del RMR se calcula de la siguiente manera:

- (1) Resistencia del material intacto valor máximo = 15
- (2) R.Q.D. valor máximo = 20
- (3) Distancia entre las discontinuidades valor máximo = 20
- (4) Condición de las discontinuidades valor máximo = 30
- (5) Agua subterránea valor máximo = 15

$$\text{RMR} = [1 + 2 + 3 + 4 + 5] \pm 6$$

Tabla 6.-Clasificación RMR

RMR	Clase N.º	Clasificación
100-81	I	Roca muy buena
81-60	II	Roca buena
60-41	III	Roca regular
40-21	IV	Roca pobre
< 20	V	Roca muy pobre

Fuente: Camiper

C) INDICE Q

Este sistema es uno de los más usados en nuestro medio, debido a la interrelación con el sistema de clasificación de Bieniawski (RMRs). Primero se calcula el RMRs y luego se determina el valor de Q.

Un sistema estructural de macizos rocosos, orientado también a servir en la construcción de túneles, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunden; investigadores del NGI (Norwegian Geotechnical Institute) que se basaron en extensivos estudios en macizos rocosos y en un gran número de casos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

Figura 28.- Expresión Matemática para Calcular Índice Q

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Fuente: Camiper

Donde:

RQD : parámetro definido por Deere (1964)

Jn: número de contactos

Jr : número de rugosidades

Ja : número de alteración

Jw : condición de agua subterránea

SRF : factor de reducción del esfuerzo (stress reduction factor)

D) ÍNDICE GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX)

Esta se basa en las estimaciones cualitativas al igual que el RMR, y esta toma en cuenta los siguiente:

La estructura del macizo rocoso considera el grado de fracturamiento o la cantidad de contactos por metro lineal.

- Roca masiva o levemente fracturada (LF).
- Roca moderadamente fracturada (F).
- Roca muy fracturada (MF).
- Roca intensamente fracturada (IF).
- Roca triturada o brechada (T).

La condición superficial del macizo rocoso, tal como la resistencia de la roca intacta y las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración.

- Roca muy buena (MB).
- Roca buena (B).
- Roca regular (R).
- Roca mala (M).
- Roca muy mala (MM).

Figura 29.- Plantilla de Cálculo del Índice GSI para los Macizos Rocosos Fracturados



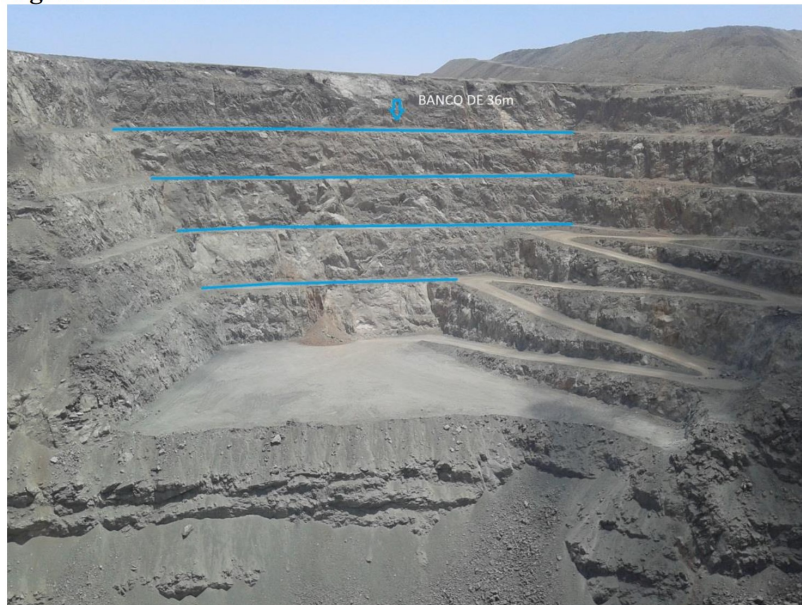
Fuente: Hoek & Brown

3.7.1.-CARACTERISTICAS DE LA ROCA

Consideremos varias características de la roca las más principales son la resistencia a la compresión uniaxial, clasificación RMR y GSI, donde esta analizado según el tipo de mineral existente en el tajo, en mina 5 los minerales existentes son: hornfels, magnética, cabrodiorita y dacita.

En la mayoría de los tajos que tiene la empresa Shougang Hierro Perú son de roca dura a muy dura y fracturada, debido a esa dureza de la roca se da la posibilidad de construir bancos de mayor altura en la operación, estos taludes en su mayor parte son estables. Como se puede ver en la figura los bancos pueden alcanzar una altura de diseño 36 m.

Figura 30.- Alturas de Banco en Mina 5



Fuente: Planeamiento San Martín Contratistas Generales

Sin embargo, a través del mapeo geológico realizado a lo largo de los bancos y taludes, se observa que las rocas del yacimiento Marcona están dominados por fallas mayores que las cortan de manera transversal. Estas fallas son: falla Pista con rumbo N 65° W e inclinaciones de 45° a 60° NE y de 70° a 74° SW, falla repetición con rumbo N 45°E con inclinación de 35° a 65° SW y la falla La Huaca con rumbo de N25°W, con inclinaciones de 55° a 60° NE y de 77° a 80° SW. Estas discontinuidades mayores están acompañadas por

diacclasas y fracturas, cuyas orientaciones se presentan de manera paralela a dichos planos principales de falla.

Tabla 7.- Características de la Roca Mina 5

Litología	Resistencia a la Compresión Simple	Clasificación RMR	Descripción de Roca	GSI
Magnética	Clase III	60-67	Muy Buena	60
Andesita	Clase III	55-60	Buena	55
Dacita	Clase II – Clase III	55-60	Buena	55
Gabrodiorita	Clase II – Clase III	60-65	Buena	45

Fuente: elaboración propia

3.8.-OPERACION MINA

3.8.1.- PARAMETROS DE DISEÑO Y PRODUCCION

La explotación de Mina 5 se realiza por fases (Push Backs).

La altura de Banco es de 13 m dependiendo del tipo de roca varían las alturas, con rampas de diseño de 9% de gradiente, anchos de rampas de 18 m, taludes de trabajo de 70° y banquetas de 5m. La producción diaria es de 24,000 TM de Mineral al día y 24,000 TM de desmonte actualmente.

Figura 31.- Vista del Tajo de la Contrata San Martin



Fuente: elaboración propia

3.8.2.- EQUIPOS MINA

Todos los equipos mina que tiene actualmente la contrata San Martin.

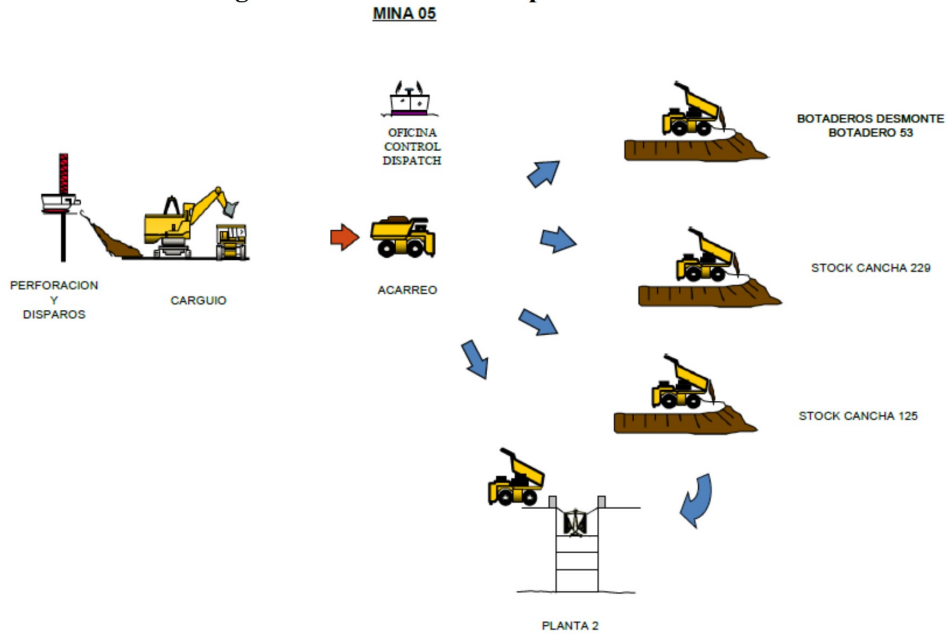
Tabla 8.- Equipos Mina

N°	EQUIPO	CODIGO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD
1	PERFORADORA	EP-15	D75KS	SANDVIK	11"
2	PERFORADORA	EP-31	D75KS	SANDVIK	11"
3	PERFORADORA	EP-38	D75KS	SANDVIK	11"
4	PERFORADORA	EP-29	DML	DRILLTECH	9"
5	PERFORADORA	EP-33	DML	DRILLTECH	9"
6	PERFORADORA	EP-35	DML	DRILLTECH	9"
7	PERFORADORA	EP-25	DX700	SANDVIK	4"
8	PALA	CH-01-AL	6040FS	CATERPILLAR	22 m3
9	PALA	CH-02	RH-90	TEREX	11 m3
10	PALA	CH-03	RH-120	TEREX	17 m3
11	PALA	CH-04	6040FS	CATERPILLAR	22 m3
12	PALA	CH-05	6040FS	CATERPILLAR	22 m3
13	PALA	CH-06	6050FS	CATERPILLAR	26 m3
14	CARGADOR FRONTAL	C-45	994-F	CATERPILLAR	18 m3
15	CARGADOR FRONTAL	C-51	WA-1200	KOMATSU	20m3
16	CAMION MINERO	FC-70	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
17	CAMION MINERO	FC-71	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
18	CAMION MINERO	FC-72	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
19	CAMION MINERO	FC-73	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
20	CAMION MINERO	FC-74	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
21	CAMION MINERO	FC-75	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
22	CAMION MINERO	FC-76	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
23	CAMION MINERO	FC-77	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
24	CAMION MINERO	FC-78	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
25	CAMION MINERO	FC-84	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
26	CAMION MINERO	FC-85	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
27	CAMION MINERO	FC-86	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
28	CAMION MINERO	FC-93	777-F	CATERPILLAR	90 Tn.
29	CAMION MINERO	FC-58	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
30	CAMION MINERO	FC-59	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
31	CAMION MINERO	FC-60	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
32	CAMION MINERO	FC-61	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
33	CAMION MINERO	FC-62	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
34	CAMION MINERO	FC-63	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
35	CAMION MINERO	FC-82	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
36	CAMION MINERO	FC-99	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
37	CAMION MINERO	FC-100	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
38	CAMION MINERO	FC-107	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
39	CAMION MINERO	FC-108	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
40	CAMION MINERO	FC-109	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
41	CAMION MINERO	FC-110	HD1500-7	KOMATSU	150 Tn.
42	CAMION MINERO	FC-29	785-C	CATERPILLAR	140 Tn.
43	CAMION MINERO	FC-30	785-C	CATERPILLAR	140 Tn.
44	CAMION MINERO	FC-103	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
45	CAMION MINERO	FC-104	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
46	CAMION MINERO	FC-105	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
47	CAMION MINERO	FC-106	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
48	CAMION MINERO	FC-111	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
49	CAMION MINERO	FC-112	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
50	CAMION MINERO	FC-116	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
51	CAMION MINERO	FC-117	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
52	CAMION MINERO	FC-118	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
53	CAMION MINERO	FC-119	785-D	CATERPILLAR	140 Tn.
54	CAMION MINERO	FC-55	775-F	CATERPILLAR	60 Tn.
55	CAMION MINERO	FC-56	775-F	CATERPILLAR	60 Tn.
56	CAMION MINERO	FC-79	775-F	CATERPILLAR	60 Tn.
57	CAMION MINERO	FC-80	775-F	CATERPILLAR	60 Tn.
58	CAMION MINERO	FC-81	775-F	CATERPILLAR	60 Tn.
59	MOTONIVELADORA	MO-189-AL	160-K	CATERPILLAR	190 hp
60	MOTONIVELADORA	MO-22	160-K	CATERPILLAR	190hp
61	CARGADOR FRONTAL	C-59	WA-500	KOMATSU	5 m3
62	CARGADOR FRONTAL	C-85	966-H	CATERPILLAR	5 m3
63	TRACTOR	T-25	D9T	CATERPILLAR	410 hp
64	TRACTOR	T-49	D8T	CATERPILLAR	410 hp

Fuente: Planeamiento San Martin

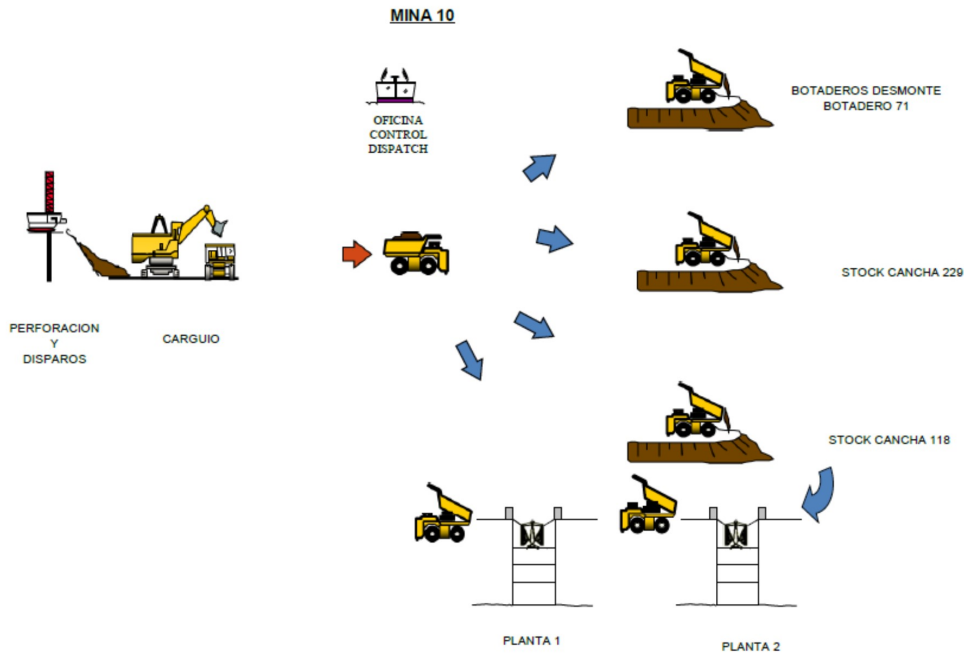
3.8.3.- DESCRIPCION DEL CICLO DE MINA

Figura 32.- Dinámica de Operación en Mina 5



Fuente: San Martin

Figura 33.-Dinámica de operación en Mina 10



Fuente: San Martin

3.8.3.1.- PERFORACION

Se realiza la perforación vertical (cuerpos de mineral de hierro) mediante taladros; se realizan 2 tipos de perforación: Perforación Primaria y Perforación Secundaria si es necesario el caso.

La perforación de mina 5 se realizan con equipos con equipos Diesel EP – 33, EP – 35, EP – 29 estos equipos son de marca Atlas Copco DML de 9” de diámetro.

Figura 34.- Equipos de Perforación de Diámetro 9”



Fuente: Elaboración propia

Figura 35.- Equipo de Perforación de Diámetro 11” y 12”



Fuente: Elaboración propia

3.8.3.1.1.-MALLAS DE PERFORACION

El diseño de mallas de perforación es generado en el gabinete de topografía y planeamiento según las condiciones del terreno, dureza, diámetro del taladro, las mallas más comunes que se maneja entre proyectos se van ajustando de acuerdo a la dureza del terreno, buscando optimizar el rendimiento de perforación y minimizar los costos, la sobreperforación en el proyecto varía entre 1m - 2m.

Tabla 9.- Mallas de Perforación

Equipo	Diámetro	Malla de Perforación	Tipo
EP-15	11"	7.0mx8.0m	DESMONTE
EP-15	11"	4.5mx6.0m	MINERAL
EP-28	9"	6.0mx7.0m	DESMONTE
EP-28	9"	5.8mx6.7m	MINERAL
EP-29	9"	6.0mx7.0m	DESMONTE
EP-29	9"	5.8mx6.7m	MINERAL
EP-33	9"	6.0mx7.0m	DESMONTE
EP-33	9"	4mx4.6m	MINERAL
EP-35	9"	4mx4.6m	MINERAL
EP-38	11"	6.7mx7.7m	DESMONTE
EP-39	12"	7.5mx8.5m	DESMONTE

Fuente: Elaboración propia

3.8.3.2.- VOLADURA

Las voladuras son producidas por explosivos y accesorios los cuales detonan para producir el efecto de liberación violenta de energía, convirtiéndose en gases con alta presión y temperatura con liberación de calor, estos explosivos, se clasifican de forma cinética y de forma energética dependiendo de la velocidad de propagación y de la cantidad de energía necesaria para su activación respectivamente. La finalidad de las explosiones es fracturar la roca, o lograr un empuje hacia adelante o hacia la cara libre.

La voladura se hace con Heavy Anfo 37,46,45,55 dependiendo del caso, se hace el carguío de taladros con camión fabrica Orica y los accesorios de voladura tanto como Famesa y Orica.

Figura 36.- Camión Fabrica



Fuente: San Martin

Figura 37.- Trabajador Wincheando el Taladro



Fuente: Elaboración Propia

3.8.3.3.- CARGUIO

Esta actividad es realizada por las palas, que tienen una capacidad de balde de 11 m³, 17 m³, 18 m³ y 22 m³, 26 m³ o cargadores frontales de 20 m³. La pala se desplaza por medio de orugas que son Diesel. Los cargadores se desplazan por medio de ruedas. Estos equipos se encuentran agrupados por flotas de acuerdo a las características particulares.

El carguío se hace con los siguientes equipos:

A) Cargador Frontal CAT 994F: Cargador frontal Diesel de capacidad 18m³.

Figura 38.- Cargador Frontal CAT 994F



Fuente: San Martín

B) Cargador Frontal KOMATSU WA1200 cargador Diesel con capacidad de 20m³.

Figura 39.- Cargador Frontal Komatsu WA1200



Fuente: San Martin

C) Pala 640FS CATERPILLAR, equipo Diesel de capacidad de cuchara 22m³.

Figura 40.- Pala Caterpillar 640FS



Fuente: San Martin

D) Pala 6050FS CATERPILLAR, equipo Diesel de capacidad de cuchara 26m³

Figura 41.- Pala Caterpillar 6050FS



Fuente: Elaboración Propia

3.8.3.4.- ACARREO

En esta actividad se realiza el transporte de materiales de mineral o desmonte que son enviados a Stocks, Botaderos o Plantas de chancado.

El acarreo se realiza con camiones que tienen gran capacidad de carga. Estos camiones siguen rutas determinadas para llegar a sus destinos.

El acarreo se hace con equipos de la marca CATERPILLAR Y KOMATSU, estos equipos son Diesel de capacidades que oscilan entre 60 TM a 150 TM.

Figura 42.-Camión Minero FC-87



Fuente: San Martín

3.8.3.5.- EQUIPOS AUXILIARES

Para los trabajos auxiliares se utilizan los siguientes equipos:

- 2 motoniveladoras CATERPILLAR 160-K de 190 HP
- Cargador frontal KOMATSU WA-500 de 5m³
- Cargador frontal CATERPILLAR 966-H de 5m³
- 2 tractores CATERPILLAR D8T Y D9T de 410 HP
- Perforadora SANDVIK DX700 de 4" de diámetro

Figura 43.- Motoniveladora Caterpillar



Fuente: San Martin

Figura 44.- Excavadora Caterpillar



Fuente: San Martin

Figura 45.- Tractor Caterpillar D8T



Fuente: San Martin

Figura 46.- Perforadora Sandvik DX700



Fuente: elaboración propia

3.8.4.- CHANCADO (MINA)

Para este subproceso del chancado en mina se realiza el chancado de minerales y baja ley. Y para esto se utilizan 2 plantas chancadoras que son las siguientes:

- Planta 1: Chancado de Mineral.
- Planta 2: Chancado de Mineral y baja Ley.

Figura 47.- Zona de Chancado Planta 2, Shougang



Fuente: Shougang

3.8.5.- ENVIO DE CRUDOS

En este subproceso se efectúa el transporte del mineral de las plantas de la mina hacia el stock de crudos que es la Planta Beneficio.

En este se encuentra el Conveyor que está conformado por segmentos de faja en una longitud total de 18.5 Km. Estas fajas trabajan con motores eléctricos.

Figura 48.- Envío de Crudos, Shougang



Fuente: Shougang

3.8.6.- CHANCADO

En el chancado se hace la tarea reducir los tamaños de los minerales de acuerdo a los estándares de la empresa y según el tipo de mineral, para ser utilizado en el proceso de beneficio (Planta Magnética).

El Proceso de Chancado Primario y Secundario del mineral se realizan en la Mina, obteniendo un diámetro máximo de 4", en el cual es enviado a la Planta de San Nicolás por un Sistema de Fajas Transportadoras (Conveyor).

Al llegar a la Planta es depositado en las Canchas del Stock de Crudos, estos se clasificadas por el tipo de mineral.

De las canchas es enviada a la Planta Chancadora, en la cual existen dos Líneas de Producción (Primaria y Secundaria), en las cuales se realiza el proceso de Chancado Terciario.

El mineral chancado atraviesa por un proceso de Clasificación de Zarandas. El Mineral es depositado y donde es clasificado por el tipo de mezcla, de acuerdo a la producción programada.

Las instalaciones de planta chancadora comprenden:

Stock de crudos

- Planta de chancado N° 1 (Trabaja en circuito abierto y/o cerrado)
- Planta de chancado N° 2 (Trabaja en circuito abierto)

3.8.7.- CONCENTRACION

El mineral molido y clasificado que estos proveniente de chancadora, donde hacen su ingreso a la Planta Magnética a los siguientes procesos de molienda fina y molienda gruesa.

Existen 9 líneas de molienda, el proceso de molienda primaria se realiza en molinos de barras.

La separación magnética se realiza en Separadores Magnéticos Cobers, el concentrado recuperado continúa el circuito de molienda, el residuo (Colas) es enviado hacia el Sistema de Relaves.

El proceso de molienda secundaria se realiza en Molinos de Bolas. La Separación magnética final se realiza en separadores magnéticos Finisher, el concentrado recuperado continúa hacia el proceso de flotación, el residuo (Colas) es enviado hacia el Sistema de Relaves para separar el Azufre del Hierro, el concentrado pasa por un proceso de Flotación de Celdas, en el cual se utilizan reactivos químicos para su fin.

Figura 49.- Zona de Concentración, Shougang



Fuente: Shougang

3.8.8.- FILTRADO

El mineral de molienda fina (Planta Magnética) es procesado en esta etapa según el tipo de producción. (Torta Stock Puerto y Filter Cake para Peletización).

- Producción Torta Stock Puerto
- Producción Filter Cake para Peletización

El concentrado filtrado es recibido en una tolva, para ser enviado a Planta Pélets.

Figura 50.- Zona de Filtrado, Shougang



Fuente: Shougang

3.8.9.- PELETIZACION

En el concentrado filtrado que se encuentra en la tolva se subdivide en 2 salidas para alimentar por separado a cada línea de producción; para ambas líneas de producción se le adiciona bastante “Bentonita”, siendo dispersada en todo el concentrado, mediante mezcladores. El concentrado mezclado es alimentado a tolvas de almacenamiento.

Las tolvas de concentrado alimentan a los discos peletizadores, mediante sistema de fajas en la parte central superior izquierda del disco.

Los discos peletizadores tienen un diámetro, y un ángulo de inclinación y una velocidad variable, dependiendo de la calidad del concentrado (granulometría, humedad) para la formación de las bolas (conocido como pélets verdes). Para regular el tamaño de los

pélets y su tiempo de residencia se cuenta con cuchillas, los cuales le dan la dirección en el traslado del grano a través de la cama hasta la formación del pélets.

Figura 51.- Zona de Paletización



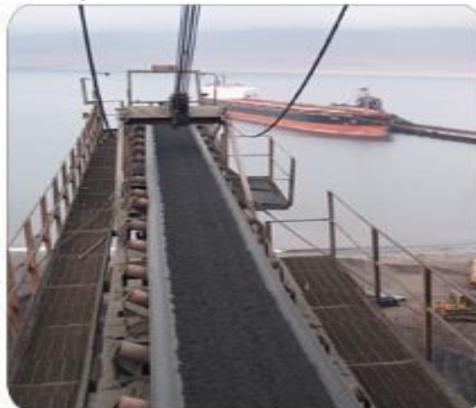
Fuente: Shougang

3.8.10.- TRANSFERENCIA

El producto depositado en canchas de Stock de Planta, es enviado mediante dispositivos denominados Chutes al Túnel de Transferencia.

Mediante un sistema de Fajas, el producto es transferido al Stock de Puerto. Un equipo Apilador Móvil denominado Stacker, ubica el producto según su clasificación.

Figura 52.- Zona de Transferencia



Fuente: Shougang

3.8.11.- EMBARQUE

El producto depositado en canchas de Stock de Puerto, es enviado mediante dispositivos denominados Chutes al Túnel de Embarque.

Mediante un sistema de Fajas, el producto es transferido a la zona de Embarque.

Posteriormente, el producto pasa por una balanza, la cual pesa el tonelaje embarcado.

Finalmente, el producto es transportado por una Faja al Muelle, en el cual se ubica otro equipo Apilador Móvil denominado Gantry, que lo deposita en las bodegas del Barco.

Figura 53.- Zona de Embarque



Fuente: Shougang

3.8.12.- CONTROL DE CALIDAD

Durante todo el proceso, se toman muestras de las cuales son enviadas al laboratorio, el cual está dividido en:

- Laboratorio Metalúrgico: Donde se realizan pruebas físicas.
- Laboratorio Químico: Donde se realizan pruebas químicas.

MINA

Perforación y voladura

Carguo

Acarreo

Chancado Primario y Secundario

Stock de mineral Mina

Tansporte por faja 15.3 Km

Chancado Terciario

Chancado Primario y Secundario

Tolva Transferencia

BENEFICIO

Silos

Molienda Gruesa

Molino de Barras

Separación Magnética Primaria

Concentrado

Espuma A Cochas

Flotación

Concentrado

Espesamiento

Almacenamiento y Agitación

Slurry

Silica

Bomba

Filtros

Tolva de Concentrado

Mezclador

Disco Peletizador

Bentonita

Horno Peletizador

Stock Pellets - Planta

Stock Pellets - Puerto

Embarque

SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A.

FLOW AHEET MINA - BENEFICIO

85

CAPITULO IV

COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO LA TÉCNICA DE CAMARAS DE AIRE

4.1.- DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SIN CÁMARA DE AIRE

4.1.1.-SOBREPERFORACIÓN

El termino sobreperforación se refiere comúnmente para definir la profundidad a la cual se perforará el taladro por debajo del nivel de piso propuesto, para asegurar que el rompimiento quede nivelado. Los taladros normalmente no rompen la profundidad total del taladro. En el caso que exista un estrato suave o que una junta de dos estratos se localice al nivel de piso. Si esto ocurre, no se utilizará la sobre perforación. De esa manera los taladros pueden rellenarse una distancia equivalente de 6 a 12 diámetros de la carga, para confinar los gases y mantenerlos alejados del estrato suave. Por otro lado, si existe un estrato suave a corta distancia por encima del nivel de piso propuesto y por debajo de éste existe roca masiva, es común encontrar sobre perforaciones más profundas de manera de poder romper el material

por debajo del estrato suave. En la mayoría de los casos la sobre perforación se calcula de la siguiente manera:

$$J = 0.3 \times B$$

Donde:

J: Sobre perforación (m)

B: Burden (m)

Para poder controlar bien la sobreperforación se debe hacer un estricto control de geomecánica, medida de la sobre perforación y evitar pisos altos, mala fragmentación esto como consecuencia hace que los costos de carguío y acarreo se eleven.

Una de las causas de los pisos altos por el confinamiento de la carga en el pie del banco, para poder romper el piso se debe incrementar la energía (presión de detonación) o más volumen de carga. Hustrulid (1999) indica que la longitud “J” de sobre perforación (ver figura 54), debe ser igual a la distancia en que el VOD del explosivo alcanza su máximo nivel estable desde su punto de detonación. La presión de detonación “pe” es proporcional al cuadrado de la velocidad de detonación ($pe = (VOD)^2$) y en la curva del grafico a continuación mostrado este nivel máximo estable según Langefors y otros (1963), se alcanza a una distancia mínima de 6D donde D es diámetro del taladro. Por seguridad se agrega 2D con lo que se tiene:

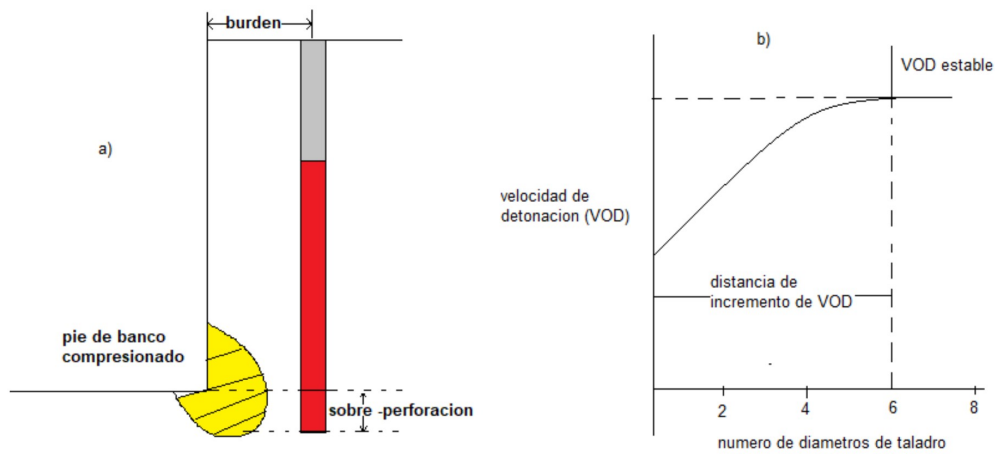
$$J = 8D$$

Donde:

J: Sobre perforación

D: Diámetro de taladro

Figura 55.- Consecuencia de la Sobreperforación

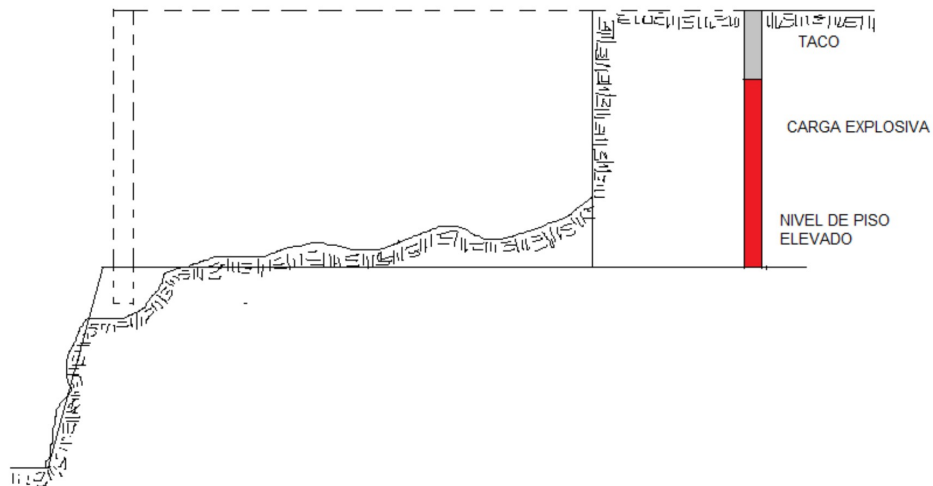


Fuente: Elaboración propia

A) CONSECUENCIAS NEGATIVAS DE LA SOBUPERFORACION

a) Se producen daños en crestas, pisos de bancos y bermas de protección.

Figura 56.- Consecuencias de la Sobreperforación



Fuente: Elaboración propia

b) Se acentúa el movimiento vertical en el taladro, aumentando los tiros cortados y el exceso de rotura en taludes y cresta de bancos.

c) Se incrementa las vibraciones, el ruido y polvo en el área de influencia.

d) Obliga a disminuir el ángulo del talud

4.1.2.-RENDIMIENTO DE PERFORACIÓN

Para hallar el rendimiento primero hallaremos el Burden con la Formula de Pearse.

$$B = 0.0254 * Kv * D * \sqrt{\frac{PD}{Ts}}$$

DATOS:

Calidad de roca (RQD) = 80%

Índice de corrección por fractura (JSF) = 70%

Resistencia a la tensión (Ts) = 82 Mpa

Densidad del explosivo (De) = 1.3 gr/cc

Velocidad de detonación del explosivo (VOD) = 4150 m/s

Diámetro del taladro (D) = 9 pulgadas

CALCULO DE KV:

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln (ERQD) \qquad ERQD = RQD * JSF$$

$$ERQD = 0.8 * 0.7 = 0.56$$

$$Kv = 1.9 - 0.27 \ln (0.56) = 2.12$$

CALCULO DE PD:

$$PD = (De * (VOD^2/4)) * 10^{-3}$$

$$PD = (1.3 * (4150^2/4)) * 10^{-3}$$

$$PD = 5597.3125 \text{ Mpa}$$

CALCULO DEL BURDEN:

$$B = 0.0254 * 2.12 * 9 * \sqrt{\frac{5597.3}{82}}$$

$$B = 4 \text{ m}$$

CALCULO DEL ESPACIAMIENTO:

$$E = 1.15 * B$$

$$E = 1.15 * 4 = 4.6 \text{ m}$$

CALCULO DE SOBRE PERFORACIÓN:

$$S/D = 0.3 * B$$

$$S/D = 1.2 \text{ m}$$

El rendimiento estará dado por (TM/metros)

Tabla 10.-Cálculo de índice de perforación

Datos de Perforación	
Burden (B)	4 m
Espaciamiento (S)	4.6 m
Altura de banco (H)	13 m
Sobre perforación (J)	1.2 m
Longitud (L)	14.2 m
Densidad (δ)	4.47 TM/m ³
Tonelaje a romper ($B \times S \times H \times \delta$)	1069.22 TM
Metros perforados (H+J)	14.2 m
Índice de Perforación	75.30 TM/m

Fuente: Elaboración propia

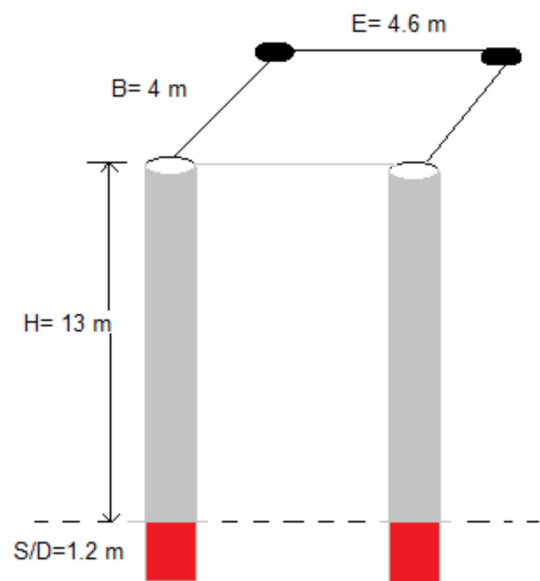


Tabla 11.- Densidades de Materiales

TABLA DE DENSIDADES DE MATERIALES	
Densidad en desmonte	2.74 Tm/m ³
Densidad en andesita	2.74 Tm/m ³
Densidad en actinolita	2.74 Tm/m ³
Densidad en oxidado	4.27 Tm/m ³
Densidad en mineral	4.47 Tm/m ³

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.-EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS UTILIZADOS PARA VOLADURA

La voladura se realiza convencionalmente, quiere decir que la voladura es no eléctrica el explosivo es proporcionado por la misma compañía minera Shougang con su camión fabrica, los accesorios son proporcionados por Orica y Famesa y tenemos los siguientes:

- Booster apd-p-450, Pentex de 1 libra
- Conector unidireccional superficial 42ms de 9.1 metros
- Cordón detonante Primaline 5p
- Detonador ensamblado de 2.4 metros
- Detonador no eléctrico dual 17/600 ms
- Mecha de seguridad

Tabla 12.-Densidades de Mezcla

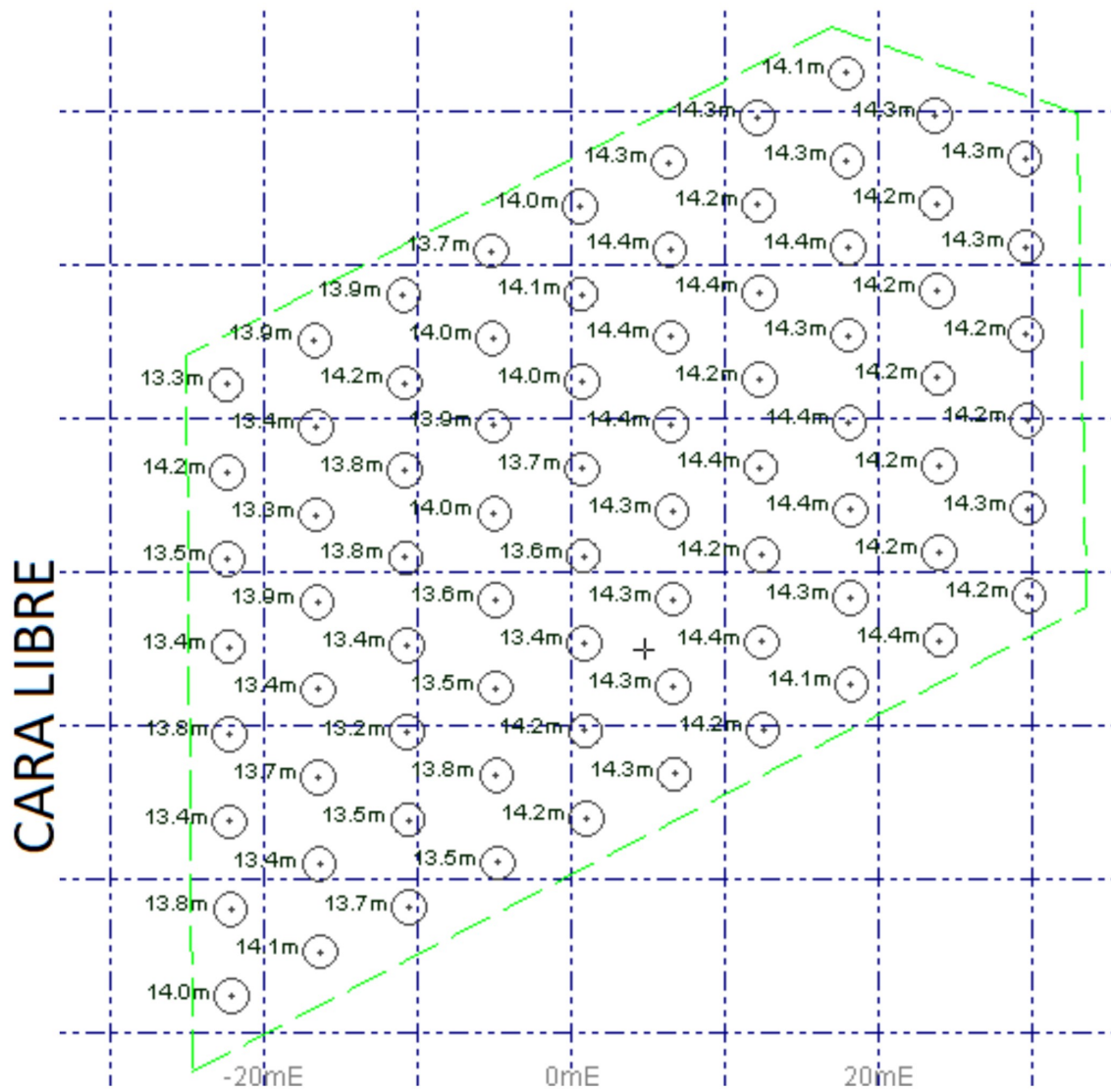
Producto	Densidad (g/cc)	VOD (m/s)	Presión de detonación (Kbar)	Energía (Kcal/kg)	Resistencia al Agua	Diámetro mínimo	Volumen de gases de 1 Kg.
ANFO	0.80	3200	32	912	nula	1 ½ "	1050
HANFO 37	1.00	3920	40	630	nula	4 "	1075
HANFO 46	1.20	3950	47	803	4 horas.	5 "	1085
HANFO 45/55	1.30	4200	57	789	4 horas.	5 "	1089
HANFO 55	1.30	4150	56	776	8 horas.	6 "	1094

Fuente: Elaboración propia

4.1.4.-MALLA DE PERFORACION Y CONFIGURACION DE TALADROS

La malla de perforación del proyecto 658-12 es triangular que es 4m x 4.6m. Donde se perforo con 2 máquinas que son: EP-33 Y EP-35 , la maquina EP-33 perforo 555.6 metros totales en 39 taladros con longitud promedio de taladro es 14.27 metros en cambio para la maquina EP-35 se perforo 520.5 metros totales en 38 taladros con una longitud promedio de taladro 13.70 metros en la siguiente figura se muestra el número de taladros y su respectiva longitud.

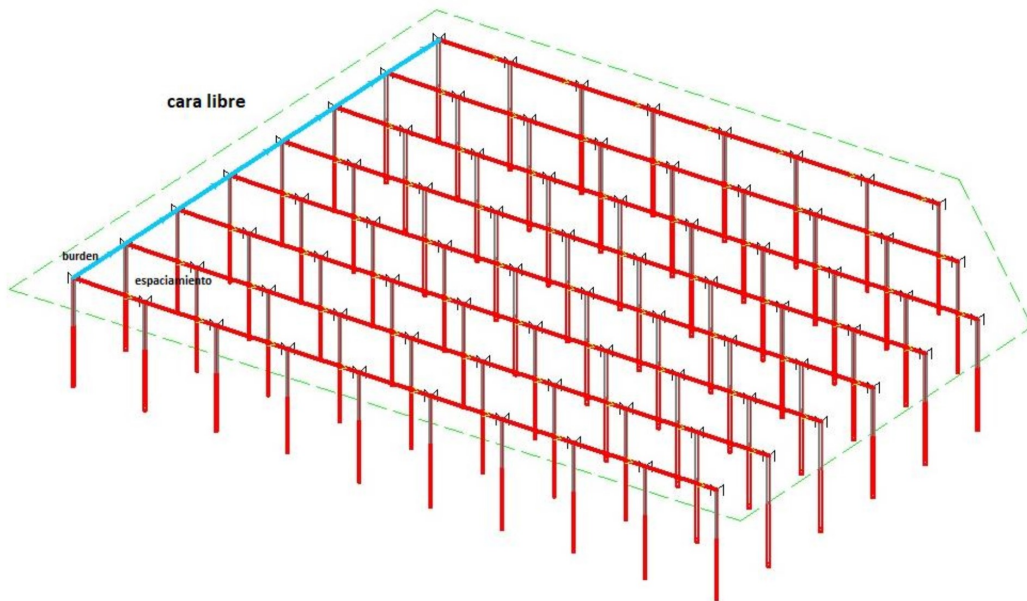
Figura 57.- Malla de Perforación EP-33 y EP-35



	Numero de Taladros	77 Taladros
	Longitud de taladro promedio	13.98 Metros

Fuente: Elaboración propia

Figura 58.- Configuración de Taladros



Fuente: Elaboración propia

4.1.5.-CARGUIO DE TALADROS

Podemos apreciar el carguío de taladros tradicional con sobre perforación donde se tiene lo siguiente:

Figura 59.- Carguío de Taladros Tradicional



Fuente: Elaboración propia

Tabla 13.-Cálculo de Kilogramos por metro

Datos de Voladura	
Altura de banco(H)	13 m
Sobre perforación(J)	1.2 m
Taco (T)	6 m
Diámetro del taladro(ϕ)	9 pulg
Densidad del explosivo (HA-55)	1.3 gr/cc
Volumen de explosivo	437.55 Kg
Cantidad de MEC por metro	53.39 Kg/m

Fuente: Elaboración propia

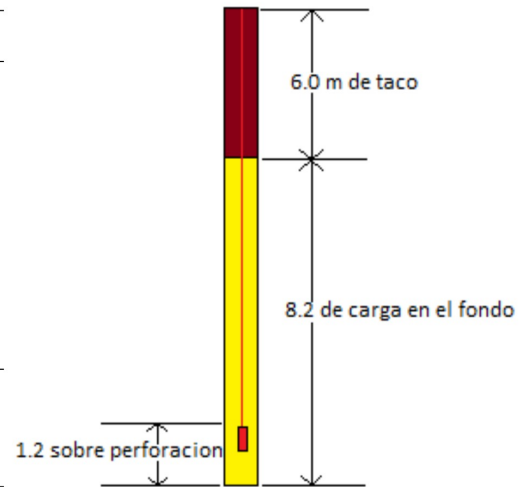
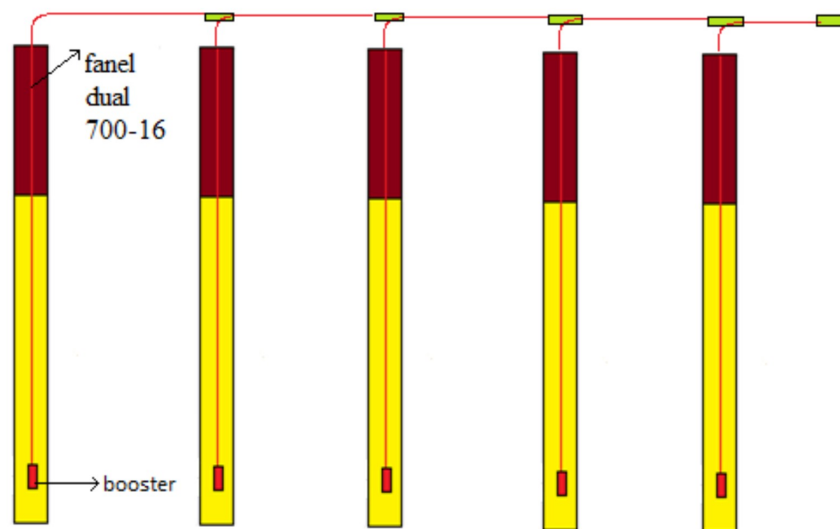
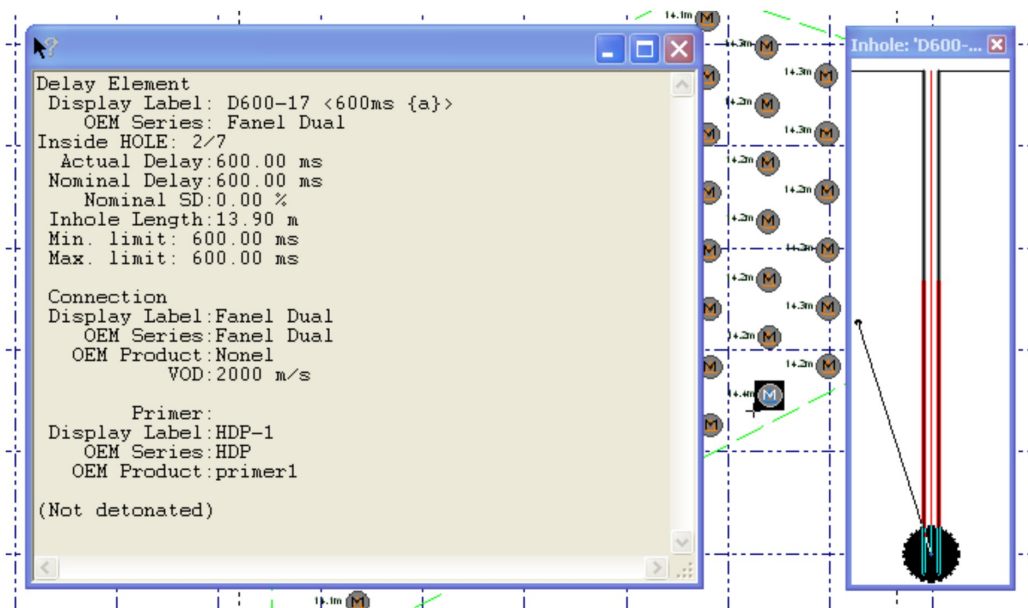


Figura 60.-Carguío de los Cebos en los Taladros



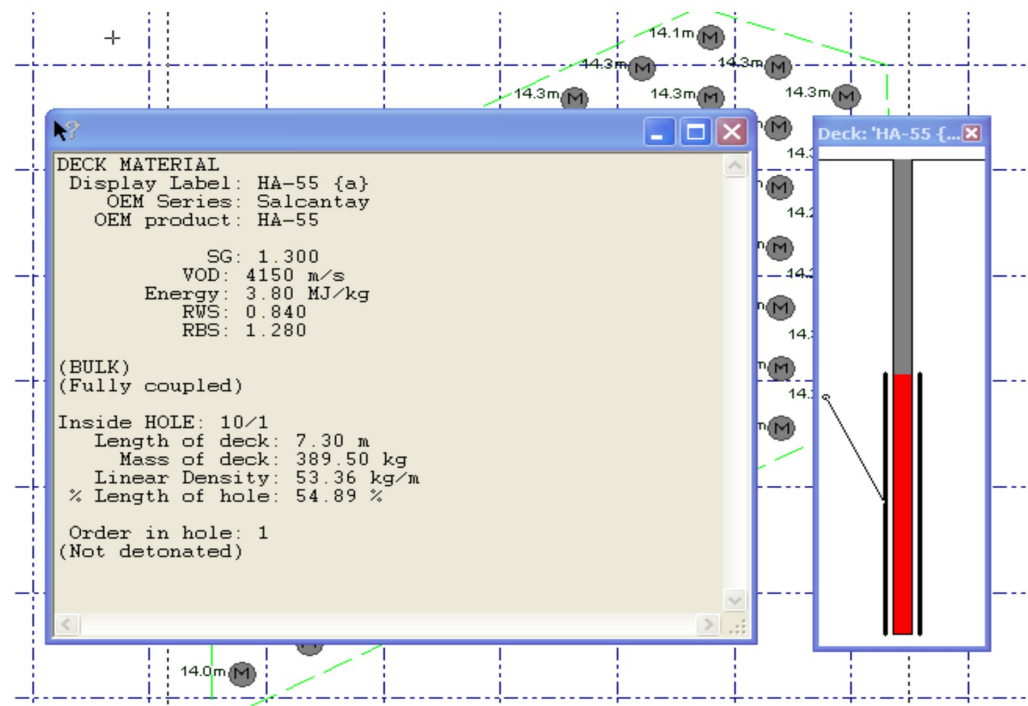
Fuente: Elaboración propia

Figura 61.-Taladro Cargado con Fanel Dual 600-17



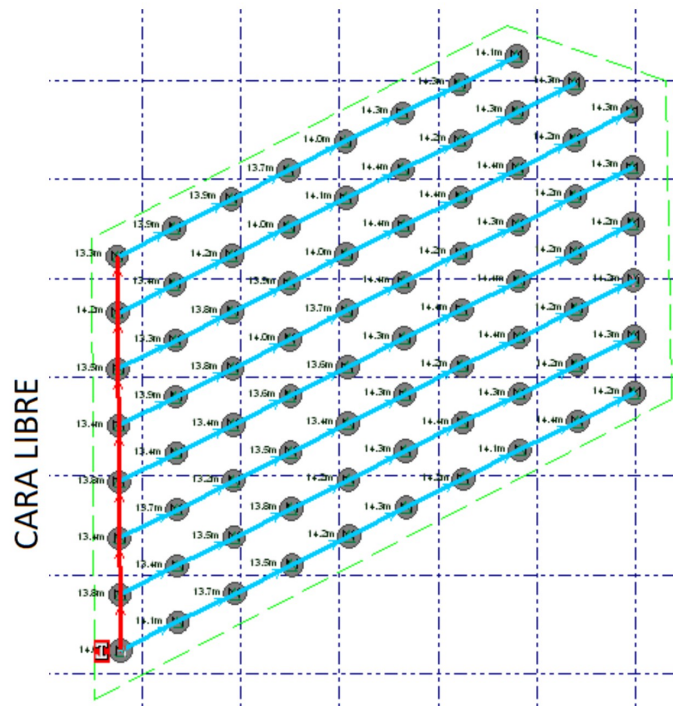
Fuente: Elaboración propia

Figura 62.-Carguío de Taladro con HA-55



Fuente: Elaboración propia

Figura 63.-Amarre de Taladros



Fuente: Elaboración propia

4.1.6.- FACTOR DE POTENCIA

El factor de potencia es la cantidad de kilogramos por metro cubico para este caso el factor de potencia es de 0.33 Kg/Tm.

Tabla 14.- Factor de Voladura sin Cámara de Aire

	Perforación	Voladura
Diámetro	9 pulgadas	9 pulgadas
Densidad	4.47 TM/m3	1.3 gr/cc
Volumen	1069.22 TM	437.55 Kg
Volumen por metro	75.30 TM/m	53.39 Kg/m
Factor de potencia	0.41 Kg/Tm	

Fuente: Elaboración propia

4.2.-USO DE CARTUFLEX EN VOLADURA

4.2.1.-CARTUFLEX

El Cartuflex Blocker Hole viene a ser un accesorio de voladura que es una bolsa de aire autoinflable que este compuesto por bicarbonato de sodio en combinación con vinagre que no son tóxicos ni inflamables y sus características son las siguientes características.

Tabla 15.-Características Técnicas

CODIGO	DIAMETRO DE TALADRO	ALTURA MTS	PRESENTACION CAJA
CBH - 6750	6 3/4"	0.50	32 Und.
CBH - 7880	7 7/8"	0.50	32 Und.
CBH - 9880	9 7/8"	0.50	32 Und.
CBH - 10630	10 5/8"	0.50	24 Und.
CBH - 12250	12 1/4"	0.50	24 Und.

Fuente: Cartuchos Flexibles S.A.C

4.2.2.-PROPIEDADES DEL CARTUFLEX

- Fabricado con lamina de barrera de 7 capas.
- Altura de Blocker Hole 0.50 metros
- Ancho de acuerdo al diámetro de perforación.
- Alta resistencia a la abrasión, rasgado y rotura.
- Mezcla química no inflamable y no toxica.
- Certificada por la universidad nacional de ingeniería
- Sellado por equipos de alta frecuencia.

Figura 64.- Cartuflex antes y Después de su Activación



Fuente: Cartuchos Flexibles S.A.C

4.2.3.-COLOCADO DEL CARTUFLEX EN EL FONDO DEL TALADRO

Primeramente, para el uso del Cartuflex debemos fijarnos la fecha y que este 100% funcional, después comenzamos a medir la altura de taladro deseado verificando que se encuentre libre para que no se atasque y realice un golpe fuerte para activar adecuadamente el producto, inmediatamente introduzca en el taladro agitándolo para se encuentre sujeto a las paredes del taladro.

4.2.4.-EFECTOS DEL CARTUFLEX EN EL TALADRO

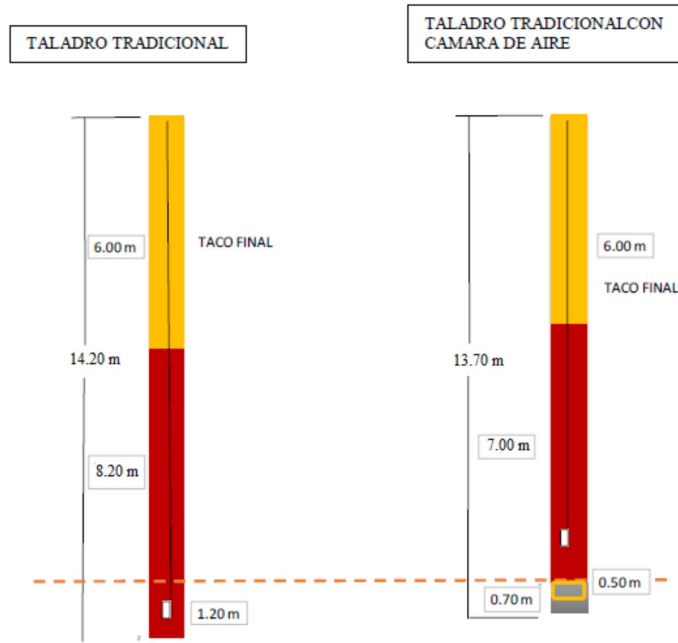
- Eliminar o Disminuir la sobre Perforación.
- Mejorar la Fragmentación.
- Reducir el Consumo de Explosivo.
- Disminuir las Vibraciones.
- Altura 0.50 metros

4.3.- DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON CAMARA DE AIRE

4.3.1.- DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA TRADICIONAL Y CON CAMARA DE AIRE

Para la prueba experimental se propone disminuir la sobre perforación a 0.5m, la cámara de aire en este caso se utilizara el Cartuflex se deberá instalar en el fondo del taladro para crear la cámara de aire al fondo.

Figura 65.- Diseño de Taladro Tradicional y Taladro con Cámara de Aire



Fuente: Elaboración propia

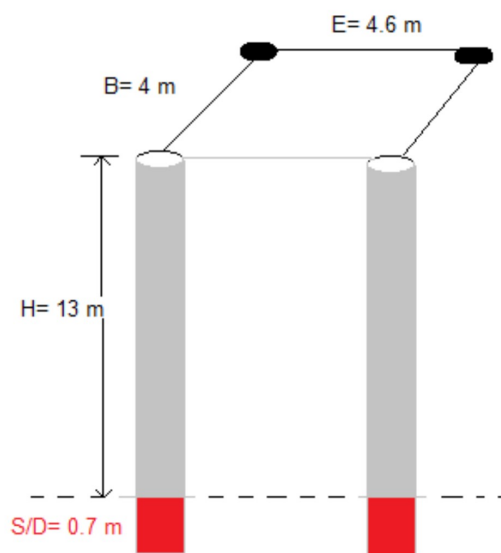
4.3.2.- RENDIMIENTO DE PERFORACION

El rendimiento será significativo ya que a cada taladro se disminuirá 0.5 m esto conlleva a que por proyecto habrá una reducción de perforación significativa.

Tabla 16.-Cálculo de Índice de Perforación con Cámara de Aire

Datos de Perforación con cámara de aire	
Burden (B)	4 m
Espaciamiento (S)	4.6 m
Altura de banco (H)	13 m
Sobre perforación (J)	0.7 m
Longitud (L)	13.7 m
Densidad de roca (δ)	4.47 TM/m ³
Tonelaje a romper (BxSxH)	1069.22 TM
Metros perforados (H+J)	13.7 m
Índice de Perforación	78.05 TM/m

Fuente: Elaboración propia



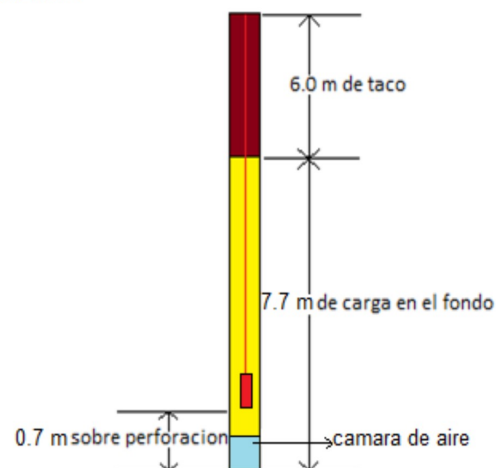
4.3.3.- CARGUIO DE TALADROS

Para este caso todos los taladros serán cargados con el accesorio Cartuflex (cámara de aire) y se tiene lo siguiente:

Tabla 17.-Calculo de Kilogramos por Metro con Cámara de Aire

Datos de Voladura	
Altura de banco(H)	13 m
Sobre perforación(J)	0.7 m
Taco (T)	6 m
Diámetro del taladro(ϕ)	9 pulg
Densidad del explosivo (HA-55)	1.3 gr/cc
Volumen de explosivo	410.84 Kg
Cantidad de MEC por metro	53.39 Kg/m

Fuente: Elaboración propia



4.3.4.- FACTOR DE POTENCIA

El factor de potencia disminuye a 0.38 Kg/Tm, no se nota mucha la diferencia porque es tomado solo por metro.

Tabla 18.-Factor de Voladura con Cámara de Aire

	Perforación	Voladura
Longitud	13.7 metros	7.7 metros
Densidad	4.47 TM/m ³	1.3 gr/cc
Volumen	1069.22TM	410.84 Kg
Volumen por metro	78.05 TM/m	53.39 Kg/m
Factor de potencia	0.38 Kg/Tm	

Fuente: Elaboración propia

4.4.-COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA SIN CAMARA DE AIRE

4.4.1.-COSTO DE PERFORACION SIN CAMARA DE AIRE

PARÁMETROS DE PERFORACION

La toma de datos se hizo en el nivel 658-12 con dos máquinas EP- 35 y EP- 33 los cuales perforaron 77 taladros y los parámetros son los siguientes:

Tabla 19.-Parámetros de Perforación en Mina 5

MINA	5
FECHA	09/10/2019
NIVEL	658-12
MATERIAL	MINERAL (CG)
ALTURA DE BANCO	13 m
SOBRE PERFORACIÓN	1.2 m
DIÁMETRO	9 pulgadas
TOTAL DE TALADROS	77 taladros

Fuente: Elaboración propia

-CALCULO DE COSTO DE ACERO

Se tiene los siguientes datos de acero que vienen de fábrica y su costo de cada acero, para ello se estableció los siguientes datos y se halló los costos unitarios de cada acero.

$$\text{Costo Unitario} = \frac{\text{Costo (US\$)}}{\text{Vida útil (m)}}$$

Tabla 20.-Datos de Acero y Costo Unitario sin Cámara de Aire

Acero	Vida útil (metros)	Costo (US\$)	Costo Uni(US\$/m)
Tricono Mammoth 742	800	2,000	2.5
Barra 1 Star Iron 1449	25,000	4,382	0.18
Barra 2 Star Iron 1449	35,000	4,799	0.14
Bitsub Sembol	10,000	1,229	0.12
Top sub Sembol	35,000	892	0.03
Bushing Sembol	35,000	1,480	0.04

Fuente: Elaboración propia

-CALCULO DE METROS PERFORADOS

Metros Perforados = 38 Taladros x Longitud de Taladro = **520.5 metros**

-CONSUMO DE COMBUSTIBLE

Combustible consumido = 47 horas x 18.5 galones/ hora = **882.5 galones**

COSTO TOTAL DE COMBUSTIBLE = 882.5 gal x 2.738 US\$/gal = **2,416.49 US\$**

-COSTO HORARIO DEL EQUIPO

Costo horario de equipo = (18.5 galones/hora x 2.738 US\$/galón) +(costo de alquiler + costo de operador)

Costo horario de equipo = 50.65 + 40.53 = **116.6 US\$/hora**

COSTO TOTAL DEL EQUIPO = 116.6 US\$/hora x 47.7 horas = **5,560.87 US\$**

-COSTO DE ACEROS

COSTO DE ACERO = Costo Unitario x Metros Perforados

Tricono = 2.5 US\$/metro x 520.5 metros = **1301.25 US\$**

Barra 1 = 0.18 US\$/metro x 520.5 metros = **91.23 US\$**

Barra 2 = 0.14 US\$/metro x 520.5 metros = **71.37 US\$**

Bit Sub = 0.12 US\$/metro x 520.5 metros = **63.97 US\$**

Top Sub = 0.03 US\$/metro x 520.5 metros = **13.27 US\$**

Bushing = **0.04 US\$/metro** x 520.5 metros = **22.01 US\$**

COSTO TOTAL DE ACERO = 1,563.10 US\$

-COSTO TOTAL

Costo total = Costo combustible + Costo aceros + costo equipo = **9,540.45 US\$**

-COSTO POR TALADRO

$$\text{Costo por taladro} = \frac{9,540.45 \text{ US\$}}{38 \text{ taladros}} = \mathbf{251.06 \text{ US\$ / taladro}}$$

Para mejorar la toma de datos se trabajó 2 máquinas perforadores en un proyecto y estas son las siguientes características:

Tabla 21.-Consumo y Cantidad de Taladros de Equipo sin Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Nº Taladros Perforados	38 taladros	39 taladros
Metros Perforados	520.5 metros	556.5 metros
Horas Maquina Trabajadas	47.7 horas	44.3 horas
Ratio de Consumo D2	18.5 gal/hora	18.5 gal/hora

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22.-Costo horario de Equipo sin Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Consumo de Combustible	882.5 galones	819.6 galones
Costo de Combustible	2.738 US\$/gal	2.738 US\$/gal
Costo Horario de Equipo	116.6 US\$/hora	145.5 US\$/hora

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23.- Costo total de Aceros de Perforación sin Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Tricono	1301.25 US\$	1391.25 US\$
Barra 1	91.23 US\$	94.54 US\$
Barra 2	71.37 US\$	76.3 US\$
Bit sub	63.97 US\$	68.39 US\$
Top sub	13.27 US\$	14.18 US\$
Bushing	22.01 US\$	23.53 US\$
Costo Total de Acero	1563.10 US\$	1671.21 US\$

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24.-Costo Total de Perforación sin Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Costo Total de Aceros	1563.10 US\$	1671.21 US\$
Costo Total de Combustible	2416.49 US\$	2244.24 US\$
Costo de Equipo	5560.87 US\$	6447.42 US\$
Costo Total	9540.45 US\$	10362.87 US\$

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25.-Costo por metro de Perforación sin Cámara de Aire

Costo Total Perforación	19903.32 US\$
Total N° de Taladros	77 taladros
Metros Perforados	1077 metros
Costo /Taladro	258.48 US\$/taladro
Costo / Metro	19.58 US\$/metro

Fuente: Elaboración propia

4.4.2.- COSTO DE VOLADURA SIN CAMARA DE AIRE

Toda la perforación se hizo en el nivel 658-12 en mineral de alta ley, como es algo propuesto, se realizó los costos de voladura según a lo tradicional.

Tabla 26.-Precios de Voladura

Costo de Explosivo (Heavy Anfo, HA-55)	0.58 US\$/Kg
Costo de Detonador no eléctrico dual 600-17	2.11 US\$/unidad
Costo Booster Pentex (1 libra)	2.94 US\$/unidad
Costo Conector unidireccional superficial 42ms de 9.1 mts	2.6 US\$/unidad
Costo Fulminante # 8	0.8 US\$/unidad
Costo Mecha de seguridad	0.09 US\$/m
Costo de llenado del detrito	5 US\$ /m3

Fuente: Elaboración propia

Se tiene del proyecto 77 taladros perforados de los cuales veremos la cantidad de explosivo lleva cada taladro.

Tabla 27.- Cantidad de Explosivo por Metro sin Cámara de Aire

TALADROS	LONGITUD DE TALADRO(m)	TACO(m)	EXPLOSIVO POR METRO
1	13.3	6.0	7.3
2	14.2	6.0	8.2
3	13.5	6.0	7.5
4	13.4	6.0	7.4
5	13.8	6.0	7.8
6	13.4	6.0	7.4
7	13.8	6.0	7.8
8	14.0	6.0	8.0
9	13.9	6.0	7.9
10	13.4	6.0	7.4
11	13.3	6.0	7.3
12	13.9	6.0	7.9
13	13.4	6.0	7.4
14	13.7	6.0	7.7
15	13.4	6.0	7.4
16	14.1	6.0	8.1
17	13.9	6.0	7.9
18	14.2	6.0	8.2
19	13.8	6.0	7.8
20	13.8	6.0	7.8
21	13.4	6.0	7.4
22	13.2	6.0	7.2
23	13.5	6.0	7.5
24	13.7	6.0	7.7
25	13.7	6.0	7.7
26	14.0	6.0	8.0
27	13.9	6.0	7.9
28	14.0	6.0	8.0
29	13.6	6.0	7.6
30	13.5	6.0	7.5
31	13.8	6.0	7.8
32	13.7	6.0	7.7
33	14.0	6.0	8.0
34	14.1	6.0	8.1
35	14.0	6.0	8.0
36	13.7	6.0	7.7
37	13.6	6.0	7.6
38	13.4	6.0	7.4
39	14.2	6.0	8.2
40	14.2	6.0	8.2
41	14.3	6.0	8.3
42	14.4	6.0	8.4
43	14.4	6.0	8.4
44	14.4	6.0	8.4
45	14.3	6.0	8.3
46	14.3	6.0	8.3
47	14.3	6.0	8.3
48	14.3	6.0	8.3
49	14.3	6.0	8.3
50	14.2	6.0	8.2
51	14.4	6.0	8.4
52	14.2	6.0	8.2
53	14.4	6.0	8.4
54	14.2	6.0	8.2
55	14.4	6.0	8.4
56	14.2	6.0	8.2
57	14.1	6.0	8.1
58	14.3	6.0	8.3
59	14.4	6.0	8.4
60	14.3	6.0	8.3
61	14.4	6.0	8.4
62	14.4	6.0	8.4
63	14.3	6.0	8.3
64	14.1	6.0	8.1
65	14.3	6.0	8.3
66	14.2	6.0	8.2
67	14.2	6.0	8.2
68	14.2	6.0	8.2
69	14.2	6.0	8.2
70	14.2	6.0	8.2
71	14.4	6.0	8.4
72	14.3	6.0	8.3
73	14.3	6.0	8.3
74	14.2	6.0	8.2
75	14.2	6.0	8.2
76	14.3	6.0	8.3
77	14.2	6.0	8.2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28.- Cantidades Consumidas de Explosivo y Accesorios

Heavy Anfo, HA-55	32834.85 Kg
Detonador no eléctrico dual 600-17	77 Unidades
Booster Pentex (1 libra)	77 Unidades
Conector unidireccional superficial 42ms de 9.1 mts	7 Unidades
Fulminante # 8	2 Unidades
Mecha de seguridad	3 metros
Cantidad de detritus	18.95 m3

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29.-Costo total de Voladura sin Cámara de Aire

Costo total de Heavy Anfo, HA-55	19175.7 US\$
Costo total de Detonadores duales 600-17	162.47 US\$
Costo total de Booster Pentex (1 libra)	226.38 US\$
Costo total de Conectores unidireccionales 42ms	18.2 US\$
Costo total de Fulminante # 8	1.6 US\$
Costo total de Mecha de seguridad	0.27 US\$
Costo total llenad de detritus	94.75 US\$
Costo de total de Voladura sin cámara de aire	19679.37 US\$

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.- CUADRO RESUMEN

Tabla 30.- Costo Perforación y Voladura sin Cámara de Aire

Perforación		Voladura	
Costo Total Perforación	19903.32 US\$	Costo Total de Voladura	19679.37 US\$
N° de Taladros	77 taladros	N° de Taladros	77 taladros
Metros Perforados	1077 metros	Cantidad de Kilos de MEC	32834.85 Kg
Costo / Taladro	258.48 US\$/taladro	Costo / Taladro	255.58 US\$/taladro
Costo / Metro	19.58 US\$/metro		

Fuente: Elaboración propia

4.5.-COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA CON CAMARA DE AIRE

4.5.1.-COSTO DE PERFORACION CON CAMARA DE AIRE

Tabla 31.- Parámetros de Perforación de Maquinas EP-33 y EP-35 con Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Altura de Banco	13 metros	13 metros
Sobreperforacion	0.7 metros	0.7 metros
Diametro	9 pulgadas	9 pulgadas
Burden	4 metros	4 metros
Espaciamiento	4.6 metros	4.6 metros
N° de Taladros	38 taladros	39 taladros

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32.- Consumo y Cantidad de Taladros por Maquina

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Rendimiento	10.91 metros /hora	12.56 metros /hora
N° Taladros Perforados	38 taladros	39 taladros
Metros Perforados	501.5 metros	537 metros
Horas Maquina Trabajadas	45.96 horas	42.75 horas
Ratio de Consumo D2	18.5 gal/hora	18.5 gal/hora

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33.- Costo Horario de Equipo con Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Consumo de Combustible	850.2 galones	790.8 galones
Costo de Combustible	2.738 US\$/gal	2.738 US\$/gal
Costo Horario de Equipo	116.6 US\$/hora	145.5 US\$/hora

Fuente: Elaboración propia

Tabla 34.- Costo Total de Acero con Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Tricono	1253.75 US\$	1342.50 US\$
Barra 1	87.90 US\$	94.13 US\$
Barra 2	68.76 US\$	73.63 US\$
Bit sub	61.63 US\$	66.00 US\$
Top sub	12.78 US\$	13.69 US\$
Bushing	21.21 US\$	22.71 US\$
Costo total de acero	1506.04 US\$	1612.65 US\$

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35.-Costo Total de Perforación con Cámara de Aire

Equipo de Perforación	EP-35	EP-33
Costo Total de Aceros	1506.04 US\$	1612.65 US\$
Costo Total de Combustible	2328.28 US\$	2165.61 US\$
Costo de Equipo	5357.88 US\$	6221.50 US\$
Costo Total	9192.19 US\$	9999.75 US\$

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36.-Costo Total por Metro con Cámara de Aire

Costo Total Perforación	19191.75 US\$
N° de Taladros	77 taladros
Metros Perforados	1038.50 metros
Costo /Taladro	249.25 US\$/taladro
Costo / Metro	18.48 US\$/metro

Fuente: elaboración propia

Haciendo la comparación de la perforación sin cámara de aire y con la opción de cámara de aire tenemos un ahorro de 1.10 US\$ por metro. Teniendo un ahorro estimado en el proyecto 658-12 en mina de 711.57 US\$.

4.5.2.- COSTO DE VOLADURA CON CAMARA DE AIRE

Para el caso de costo de voladura con cámara de aire tenemos los siguientes datos:

Tabla 37.- Precios de Voladura con Cámara de Aire

Costo de Explosivo (Heavy Anfo, HA-55)	31.18 US\$/m
Costo de Detonador no eléctrico dual 600-17	2.11 US\$/unidad
Costo Booster Pentex (1 libra)	2.94 US\$/unidad
Costo Conector unidireccional superficial 42ms de 9.1 mts	2.6 US\$/unidad
Costo Fulminante # 8	0.8 US\$/unidad
Costo Mecha de seguridad	0.09 US\$/m
Costo de llenado del detrito	5 US\$ /m3
Costo Cartuflex	7.43 US\$/unidad

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38.- Cantidad de Explosivo y Accesorios con Cámara de Aire

Heavy Anfo, HA-55	30779.34 Kg
Detonador no eléctrico dual 600-17	77 Unidades
Booster Pentex (1 libra)	77 Unidades
Conector unidireccional superficial 42ms de 9.1 mts	7 Unidades
Fulminante # 8	2 Unidades
Mecha de seguridad	3 metros
Cantidad de detritus	18.95 m3
Cantidad de Cartuflex	18.95 m3

Fuente: Elaboración propia

Tabla 39.-Costo Total de Voladura con Cámara de Aire

Costo total de Heavy Anfo, HA-55	17852.01 US\$
Costo total de Detonadores duales 600-17	162.47 US\$
Costo total de Booster Pentex (1 libra)	226.38 US\$
Costo total de Conectores unidireccionales 42ms	18.2 US\$
Costo total de Fulminante # 8	1.6 US\$
Costo total de Mecha de seguridad	0.27 US\$
Costo total llenad de detritus	94.75 US\$
Costo Total de Cartuflex	572.11 US\$
Costo de total de Voladura con cámara de aire	18927.79 US\$

Fuente: Elaboración propia

4.5.3.- CUADRO RESUMEN

Tabla 40.- Costo de Perforación y Voladura con Cámara de Aire

Perforación con cámara de aire		Voladura con cámara de aire	
Costo Total Perforación	19191.75 US\$	Costo Total de Voladura	18927.79 US\$
N° de Taladros	77 taladros	N° de Taladros	77 taladros
Metros Perforados	1038.50 metros	Cantidad de Kilos de MEC	30799.34 Kg
Costo / Taladro	249.25 US\$/taladro	Costo / Taladro	245.82 US\$/taladro
Costo / Metro	18.48 US\$/metro		

Fuente: Elaboración propia

Haciendo la comparación de la voladura sin cámara de aire y con la opción de cámara de aire tenemos un ahorro de 0.20 US\$ por Kilogramo. Teniendo un ahorro estimado en el proyecto 658-12 en mina de 751.58 US\$.

CAPITULO V

ANALISIS Y RESULTADO

6.1.-CUADROS COMPARATIVOS

6.1.1.- ANALISIS COMPARATIVO DE PERFORACION

Tabla 41.-Comparación Costos de Perforación con Cámara de Aire y Sin Cámara de Aire

	Costo de Perforación sin cámara de aire	Costo de Perforación con cámara de aire
Costo Total Perforación	19903.32 US\$	19191.95 US\$
Total de Taladros	77 taladros	77 taladros
Total, Metros Perforados	1077 metros	1038.50 metros
Costo /Taladro	258.48 US\$/taladro	249.25 US\$/taladro
Costo / Metro	19.58 US\$/metro	18.48 US\$/metro

Fuente: Elaboración propia

6.1.1.1- COMPARACION DE INDICE DE PERFORACION

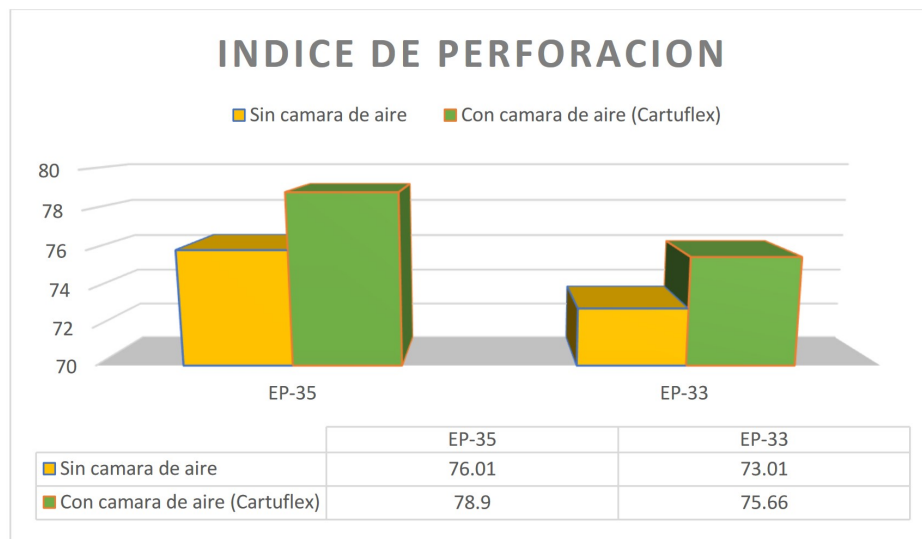
En este ítem podemos determinar la variación de índice de perforación con cámara de aire (Cartuflex) y sin cámara de aire de la operación unitaria. La variación no es mucha por taladro, más se vera la diferencia en proyecto.

A continuación, daremos los resultados de los índices por la maquina EP-33 que perforo 37 taladros, EP-35 perforo 38 taladros ambos en el mismo proyecto.

Tabla 42.- Comparación de Índice de Perforación

INDICE DE PERFORACION (TM/m)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	76.01	73.01
Con camara de aire (Cartuflex)	78.9	75.66
Diferencia	2.89	2.65

Figura 66.-Comparación de Índice de Perforación



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

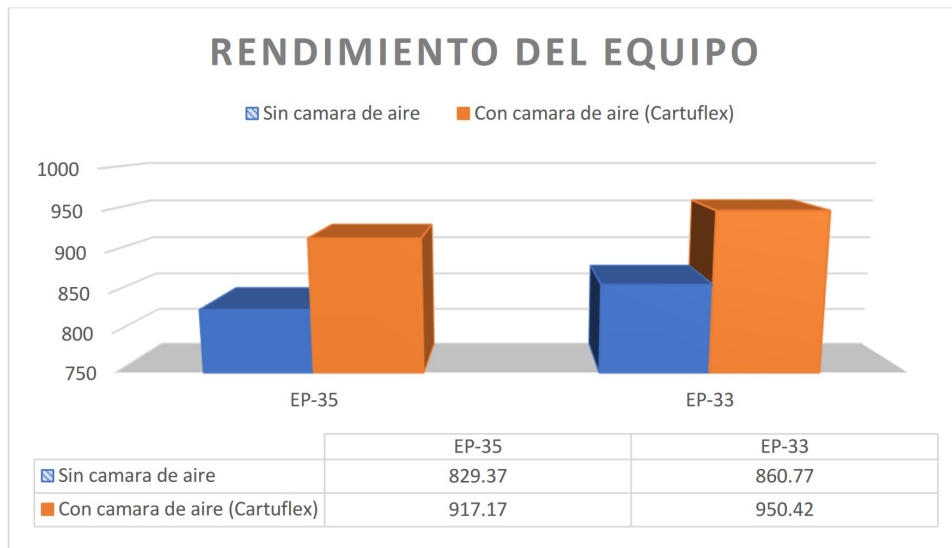
- ✓ Se disminuye en la maquina EP-35 con 2.89 TM/m, en la EP- 33 con 2.65 TM/m, ambas maquinas perforaron 77 taladros que equivale a un proyecto, entonces por proyecto se disminuiría a 5.54 TM/m.

6.1.1.2.- COMPARACIÓN DE PRODUCCIÓN HORARIA DE PERFORACIÓN

Tabla 43.- Comparación de Rendimiento del Equipo

RENDIMIENTO DEL EQUIPO (TM/Hr)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	829.37	860.77
Con cámara de aire (Cartuflex)	917.17	950.42
Diferencia	87.7	89.65

Figura 67.- Comparación de Rendimiento del Equipo



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

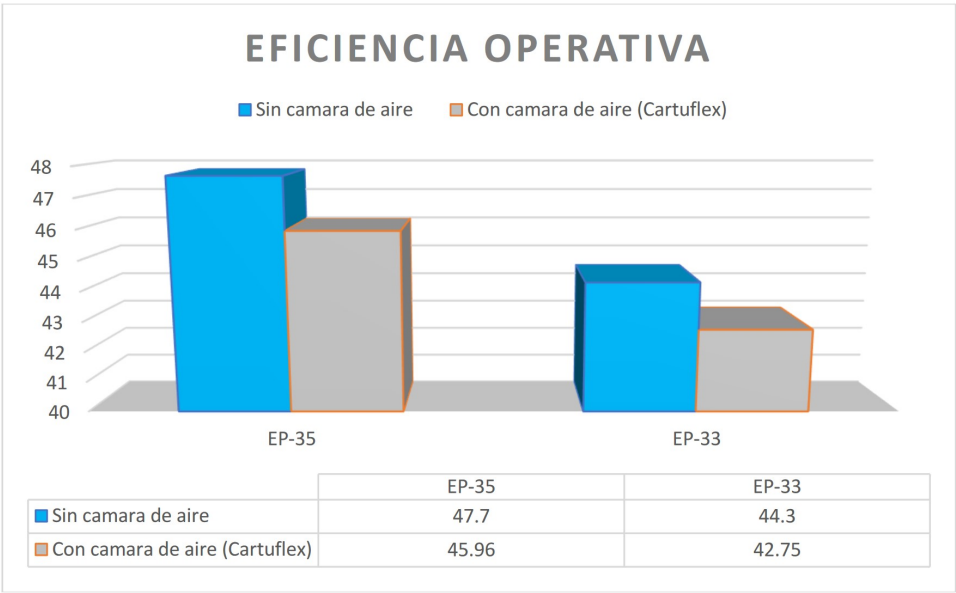
- ✓ Rendimiento de la maquina EP-35 seria 87.7 TM/Hr, para la maquina EP-33 seria 89.65 TM/Hr entonces por todo el proyecto el rendimiento de los equipos 177.35 TM/Hr.

6.1.1.3.- COMPARACIÓN DE LA EFICIENCIA OPERATIVA

Tabla 44.- Comparación de Eficiencia Operativa

EFICIENCIA OPERATIVA (Hr)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	47.7	44.3
Con cámara de aire (Cartuflex)	45.96	42.75
Diferencia	1.74	1.55

Figura 68.-Comparación de Eficiencia Operativa



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

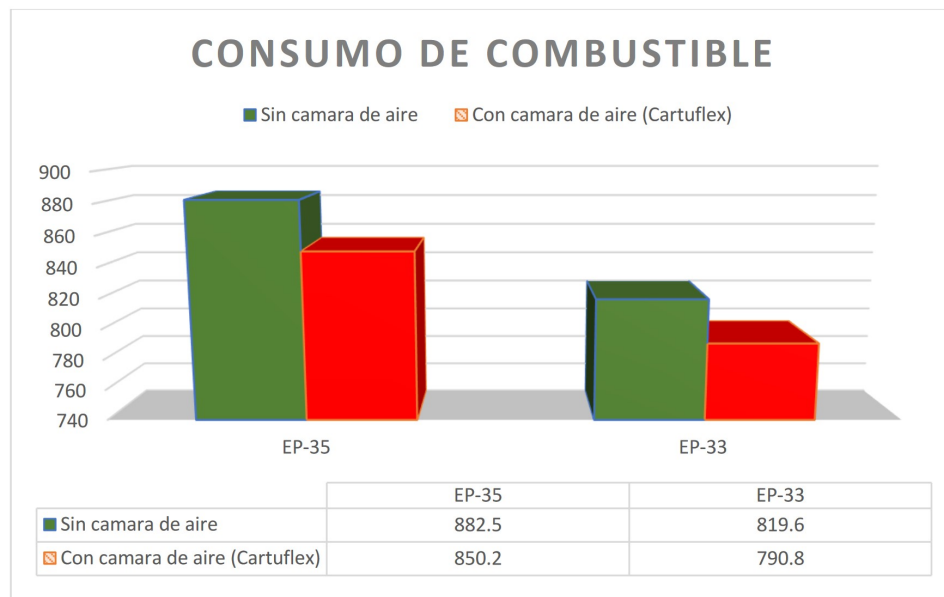
- ✓ La eficiencia operativa para la EP-35 es de 1,74 Horas y para la EP-33 es 1.55 Horas, entonces por el proyecto se acabaría 3,28 Horas antes.

6.1.1.4.- COMPARACION DE CONSUMO DE COMBUSTIBLE DIESEL

Tabla 45.- Comparación de Consumo de Combustible Diesel

CONSUMO DE COMBUSTIBLE DIESEL (Galones)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	882.5	819.6
Con cámara de aire (Cartuflex)	850.2	790.8
Diferencia	32.3	28.8

Figura 69.- Comparación de Consumo de Combustible Diesel



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

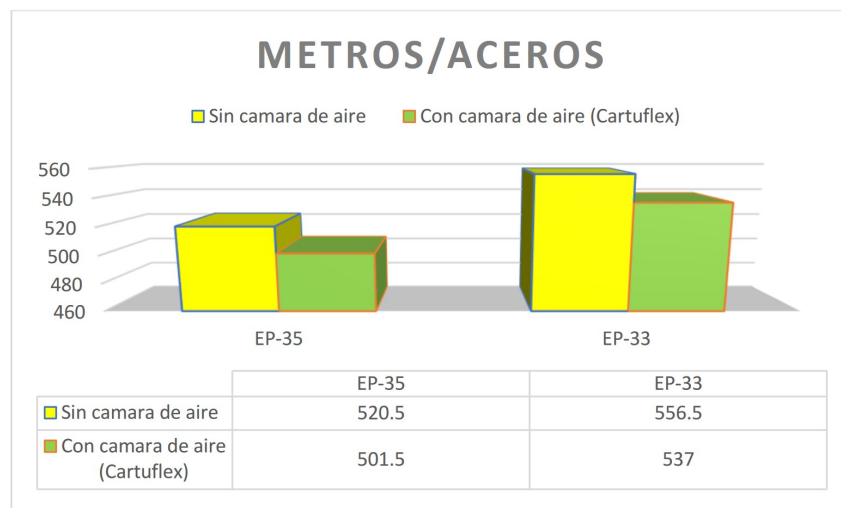
- ✓ Es muy importante esta comparación ya que el combustible no tiene un precio fijo, para la maquina EP-35 se ahorraría 32.3 Galones, y para la maquina EP-33 se ahorraría 28.8 Galones, esto equivale por proyecto a 61.1 Galones.

6.1.1.5.- COMPARACION DE ACEROS DE PERFORACION

Tabla 46.- Comparación de Aceros de perforación

COSTO TOTAL DE ACEROS (metros/aceros de perforación)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	520.5	556.5
Con cámara de aire (Cartuflex)	501.5	537
Diferencia	19	19.5

Figura 70.-Comparación de Costo de Aceros



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

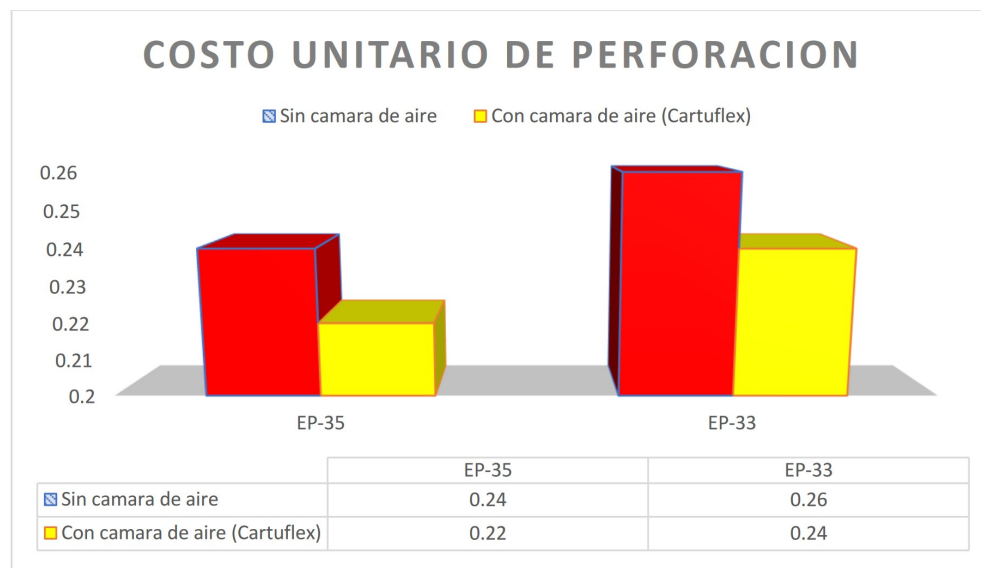
- ✓ En este ítem se calculó para Tricono, Barra 1, Barra 2, Top sub, Bit sub, Bush entonces para la maquina EP-35 el ahorro en vida de aceros es de 19 m y para la EP-19.5m , para todo el proyecto habría una vida de aceros de 38.5 m..

6.1.1.6.- COMPARACIÓN DE COSTO UNITARIO DE PERFORACION

Tabla 47.- Comparación de Costo Unitario de Perforación

COSTO UNITARIO DE PERFORACION(US\$/TM)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin camara de aire	0.24	0.26
Con cámara de aire (Cartuflex)	0.22	0.24
Diferencia	0.02	0.02

Figura 71.-Comparación de Costo Unitario de Perforación



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

- ✓ El costo unitario de perforación de la EP-35 es de 0.02 US\$/TM, para la EP-33 es de 0.02 US\$/TM, entonces se ahorraría por proyecto 0.04 US\$/TM

6.1.2.- ANALISIS COMPARATIVO DE VOLADURA

Tabla 48.-Comparación de Costo de Voladura con Cámara de Aire y Sin Cámara de Aire

	Costo de Voladura sin cámara de aire	Costo de Voladura con cámara de aire
Costo Total Voladura	19679.37 US\$	18927.79 US\$
N° de Taladros	77 taladros	77 taladros
Kilogramos Totales	32834.85 Kg	30799.34 Kg
Costo /Taladro	255.58 US\$/taladro	245.82US\$/taladro

Fuente: Elaboración propia

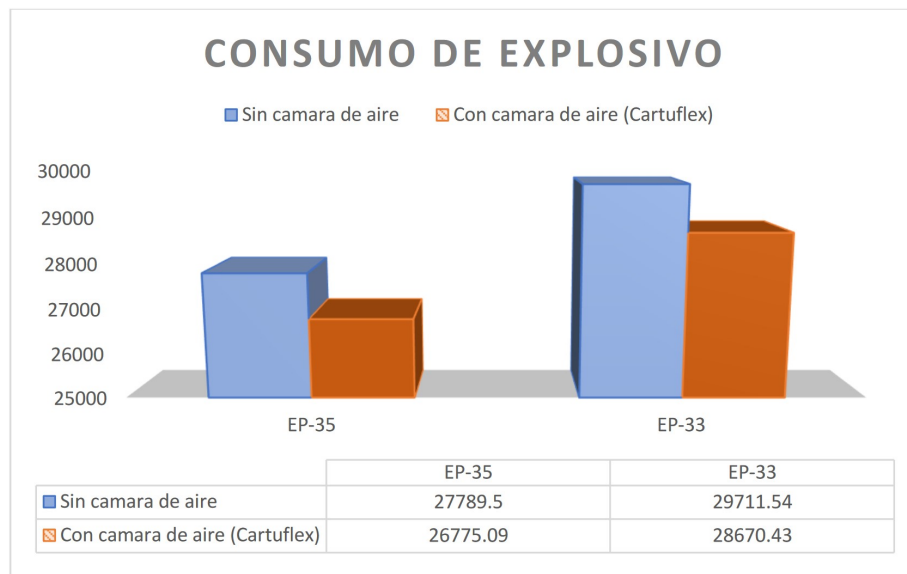
6.1.2.1.- COMPARACION DE CONSUMO DE EXPLOSIVO

De igual manera que la anterior se hará la comparación del consumo de explosivo sin cámara de aire y con cámara de aire (Cartuflex) con su respectivo gráfico.

Tabla 49.- Comparación de Consumo de MEC por Proyecto

CONSUMO DE HEAVY ANFO 55(Kg)		
MAQUINA	EP-35	EP-33
Sin cámara de aire	27789.50	29711.54
Con cámara de aire (Cartuflex)	26775.09	28670.43
Diferencia	1014.41	1041.11

Figura 72.- Comparación de Consumo de Explosivo por Proyecto



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

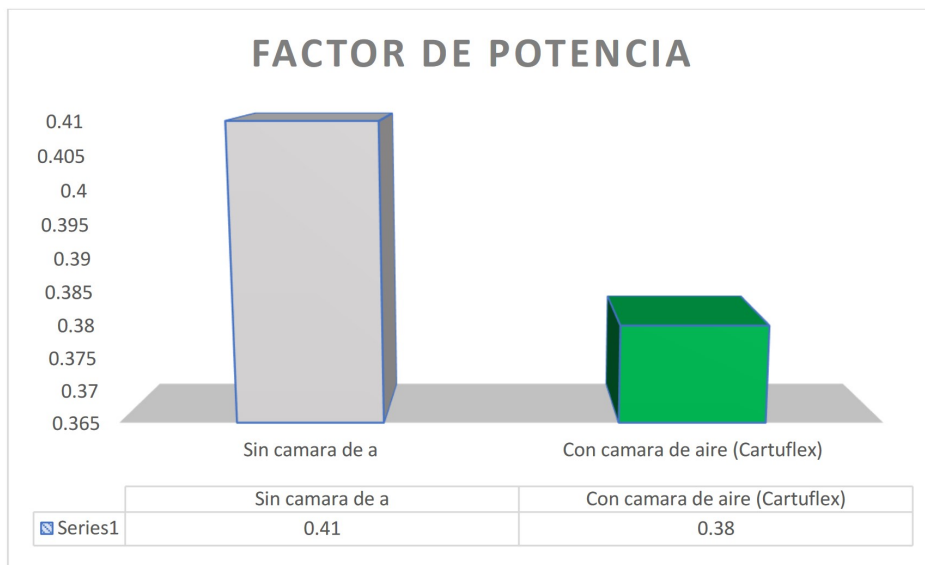
- ✓ La comparación es significativamente positiva, la maquina EP-35 se ahorraría 1014.41 Kg y para la EP-33 es de 1041.11 Kg, eso quiere decir que se ahorraría para todo el proyecto 2055.52 Kg por proyecto.

6.1.2.2.- COMPARACION DE FACTOR DE POTENCIA

Tabla 50.- Comparación de Factor de Potencia

FACTOR DE POTENCIA(Kg/TM)	
Sin cámara de aire	0.41
Con cámara de aire (Cartuflex)	0.38

Figura 73.-Comparación de Factor de Potencia



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

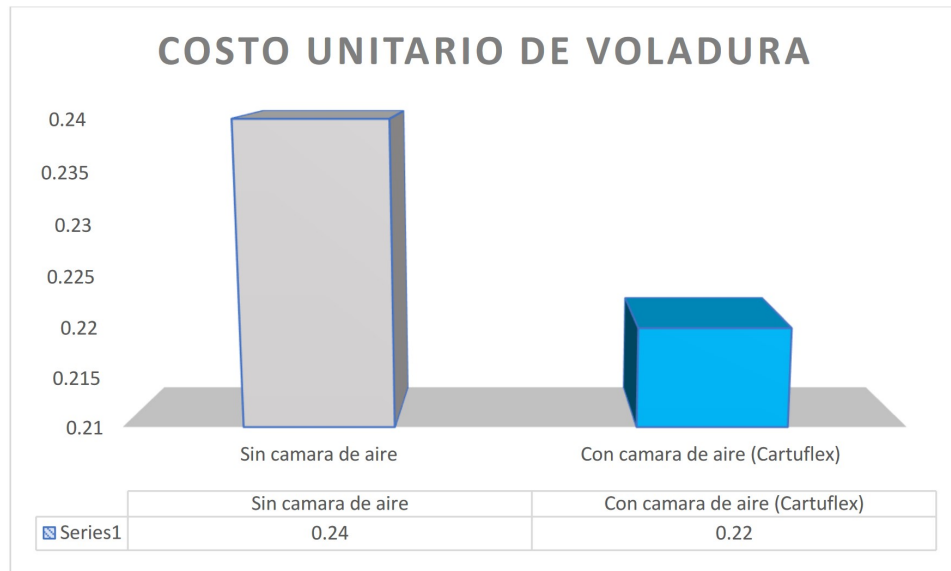
- ✓ No se muestra mucho la diferencia de lo que se reduciría el factor de potencia ya que es para un proyecto de 77 taladros. Pero valga la redundancia existe una disminución.

6.1.2.3.- COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA

Tabla 51.- Comparación de Costo Unitario de Voladura

COSTO UNITARIO DE VOLADURA (US\$/TM)	
Sin cámara de aire	0.24
Con cámara de aire (Cartuflex)	0.22

Figura 74.-Comparación de Costo Unitario de Voladura



Fuente: Elaboración propia

De la comparación se puede determinar que:

- ✓ De igual manera no se apreció mucha la diferencia la reducción de costo de 77 taladros, pero para el tiempo anual hay buena diferencia.

6.2.-EVALUACION DE RESULTADOS

6.2.1.-EVALUACION TECNICA

A través de la mejora de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, específicamente en la implementación de la bolsa de aire se lograría:

- ✓ Se mejoraría la fragmentación y se eliminaría o se reduciría la sobre perforación
- ✓ Se tendría los frentes de perforación del siguiente nivel en óptimas condiciones para la perforación.
- ✓ Menor uso de cargadores frontales para servicios auxiliares en vías o pisos de las palas
- ✓ Reduciría los Fly Rock y onda aérea

- ✓ Aumentaría las fuerzas tensionales del taladro.
- ✓ Reduciría el consumo de explosivos (factor de carga)
- ✓ Optimizaría accesos de carguío, acarreo y cuidado de equipo
- ✓ Voladura controlada frente a bancos blandos o con indicios de deslizamiento
- ✓ Reduciría Vibraciones para evitar contaminación auditiva
- ✓ Reduciría el riesgo en nuestros colaboradores y equipos

6.2.2.-EVALUACION ECONOMICA

En la parte económica hay ventajas con el uso de cámaras de aire y estos son los siguientes:

Tabla 52.- Costo de Perforación Totales

PERFORACION	SIN CAMARA DE AIRE		CON CAMARA DE AIRE	
	EP-35	EP-33	EP-35	EP-33
Costo Total de Aceros	1563.1 US\$	1671.21 US\$	1506.04 US\$	1612.65 US\$
Costo Total de Combustible	2416.49 US\$	2244.24 US\$	2328.28 US\$	2165.61 US\$
Costo Total de Equipo	5560.87 US\$	6447.42 US\$	5357.88 US\$	6221.50 US\$
Costo total	19903.32 US\$		19191.95 US\$	

Tabla 53.-Costo de Voladura Totales

VOLADURA	sin cámara de aire	con cámara de aire
Costo de Explosivo	19175.7 US\$	17852.01 US\$
Costo detonador dual	162.47 US\$	162.47 US\$
Costo Booster	226.38 US\$	226.38 US\$
Costo Conector unidireccional	18.2 US\$	18.2 US\$
Fulminante # 8	1.6 US\$	1.6 US\$
Mecha de seguridad	0.27 US\$	0.27 US\$
Costo de llenado del detrito	94.75 US\$	94.75 US\$
Costo de Cartuflex		572.11 US\$
Costo Total de Voladura	19679.37 US\$	18927.79 US\$

CONCLUSIONES

- ✓ Aplicando la cámara de aire y reduciendo la sobre perforación se lograría reducir el costo por metro de 19.58 US\$/m a 18.48 US\$/m, generando así un ahorro de 1.10 US\$/m y un ahorro por proyecto de 711.57 US\$.
- ✓ Optimizaríamos la utilización de los equipos de perforación en cada proyecto, ahorro de combustible por perforadora, más vida útil de los aceros , mayor índice de perforación, disminución de factor de potencia.
- ✓ Aplicando la cámara de aire y reduciendo la sobre perforación se lograría reducir el costo de voladura 19679.37 US\$ a 18927.79 US\$ teniendo un ahorro por proyecto de 751.58 US\$.

RECOMENDACIONES

- ✓ Basados en los resultados de las pruebas realizadas se propone estandarizar el uso en adelante de cámaras de aire en todos nuestros proyectos de voladura de la Unida Minera Shougang, además la cámara de aire en fondo tiene ventajas operacionales respecto a la columna explosiva continua.
- ✓ Desarrollar trabajos de investigación que como objetivo sea optimizar la perforación y voladura y optimizar costos , la implementación de profundímetros en las perforadoras para un mejor control del taladro.
- ✓ Se recomienda hacer estudios para cada tipo de roca donde se pretenda reducir o eliminar la sobre perforación deberá efectuarse pruebas para encontrar la altura óptima de la cámara de aire, el nivel de reducción o eliminación de la sobre perforación y la nueva configuración de la carga explosiva.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

A. BIBLIOGRAFIA

- “Accesorios especiales de voladura: bolsas autoinflables (Baif)”- Benjamin Cebrian Romo
- “Cámaras de Aire una real alternativa en Voladura de Rocas” Eduardo Araya Chávez, Ing. Minas, International Technologies, Chile.
- “Costo en Minería Superficial y Subterránea” – Cámara Minera del Perú – Oscar Calero
- “Costos en Operaciones Mineras” – Qualiconlatam – Cesar Mendoza
- Exsa “Manual Práctico de Voladura” - Edición Especial, Lima Perú 2009.
- Famesa “Manual de Explosivos y Accesorios” - Edición Especial, Lima Peru 2013.
- JkSimblast.” Simulación, Evaluación y Administración de Tronaduras” - Centro de Entrenamiento de Santiago de Chile.2007 – Fabian Andres Rebolledo
- “Manual de Perforacion y Voladura de Rocas” Manual López Jimeno 2003.
- “Metodología de la Investigación” – Roberto Hernández Sampieri.
- “Perforacion y Voladura en Minería Superficial” – Camara Minera del Peru.- Carlos Agreda Turriate

B. Pagina WEB

<https://www.slideshare.net/GiulianoBozzo98/giuliano-bozzo-moncada-explosivos>

<https://es.scribd.com/document/407472863/Actividad-Virtual-1-Taller-N-2>

<https://es.scribd.com/document/382743030/Ventajas-Usando-Camaras-de-Aire>

<https://es.scribd.com/document/382799417/APLICACION-DE-CAMARAS-DE-AIRE-EN-LAS->

[VOLADURAS-DE-MINA-PIERINA-docx](#)

ANEXOS

Anexo N°1

Ficha técnica – Cartuflex



OBJETIVOS

TUBO THERM

Objetivo General:

- Reducir costos en Perforación y Voladura.

Objetivo Específicos:

- Disminuir las vibraciones.
- Reducir el consumo de explosivos.
- Mejorar la fragmentación.
- Disminuir o eliminar la sobre perforación.

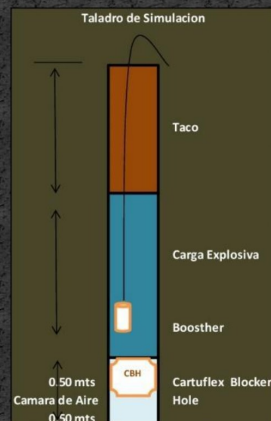


CARTUFLEX

PROCESO

TUBO THERM

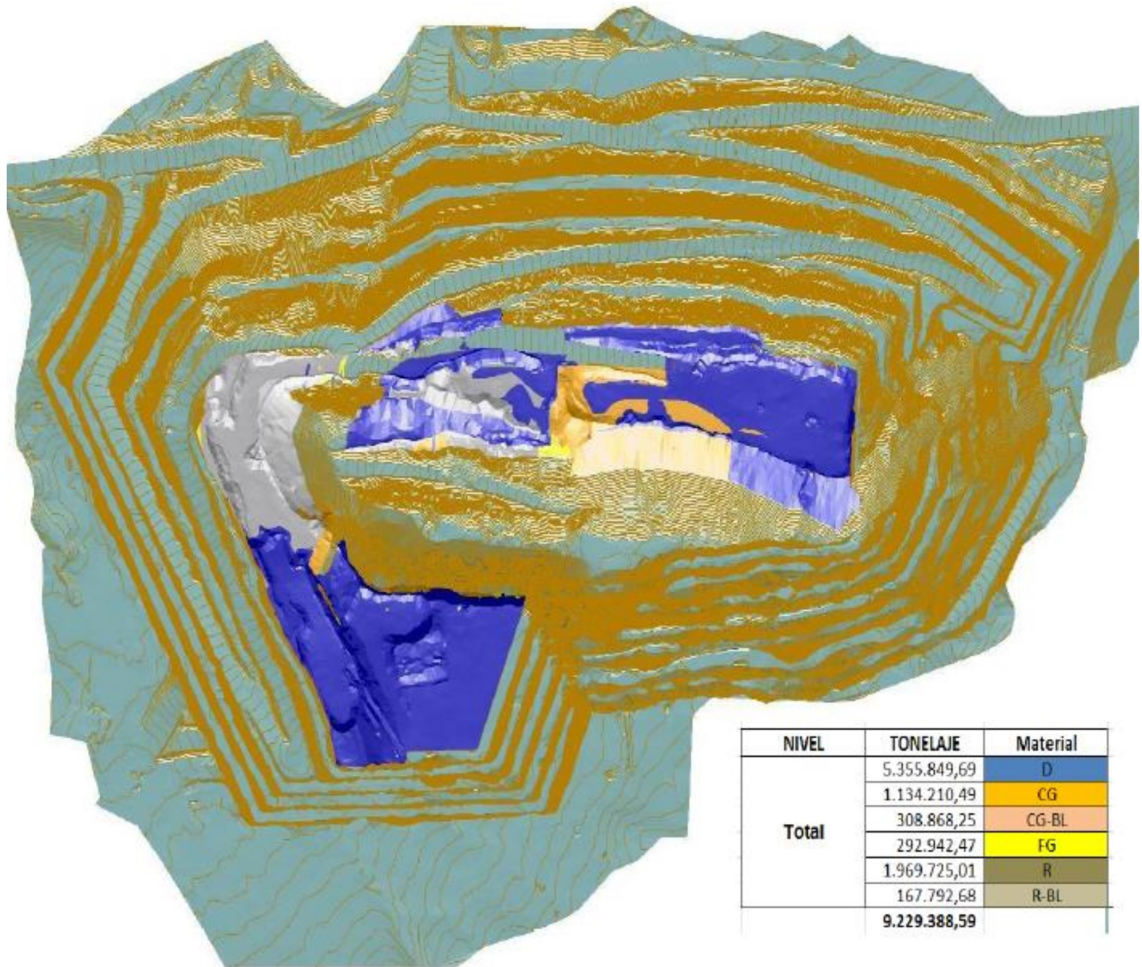
Paso 1.- Para generar cámara de aire en el fondo del taladro.



CARTUFLEX

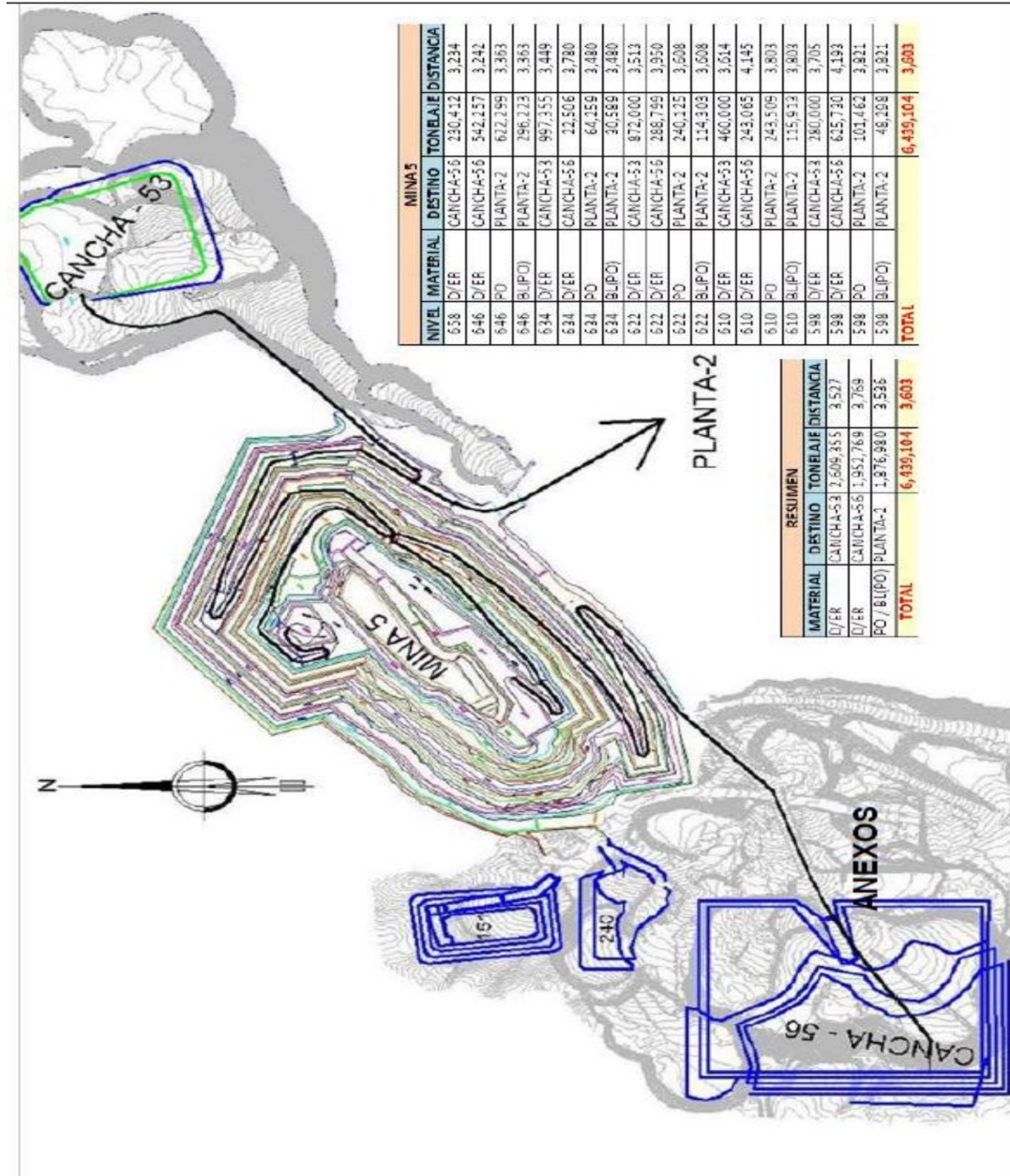
Anexo N°2

EL TONELAJE TOTAL DE MINERAL Y MATERIAL ESTÉRIL EN MINA 05



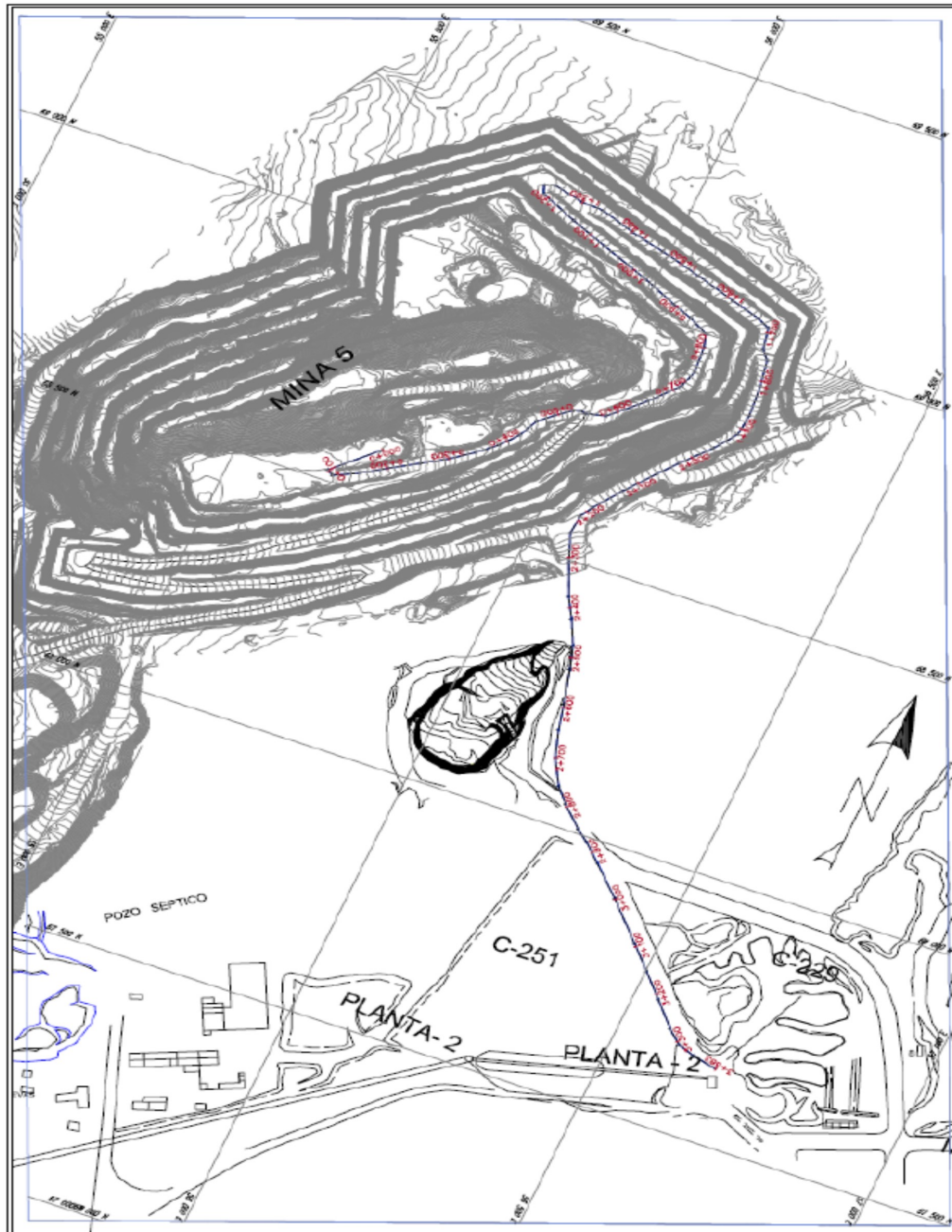
Anexo N°3

PLANO GENERAL DE MINA 5



Anexo N°4

PROGRESIVA DE RUTA MINA DE MINA 05 A PLANTA 2



Anexo N°5

PERFIL DE RUTA MINA 05 A PLANTA 2

