

UNIVERSIDAD NACIONAL DE ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE CHANCADO APLICANDO
LAS CÁMARAS DE AIRE EN LA FRAGMENTACIÓN DE
MINERAL DE LA U.M. CONSTANCIA – HUBBAY PERÚ S.A.C.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ABEL FERNANDO, BEDOYA MAMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE CHANCADO APLICANDO LAS
CÁMARAS DE AIRE EN LA FRAGMENTACIÓN DE MINERAL DE LA U.M.
CONSTANCIA – HUBBAY PERÚ S.A.C.**

TESIS PRESENTADA POR:

Bachiller: ABEL FERNANDO BEDOYA MAMANI
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

Presidente	:	 Dr. Ing. Jorge Gabriel Durant Broden
Primer Miembro	:	 Ing. Arturo Rafael Chayña Rodriguez
Segundo Miembro	:	 Ing. Amilcar Giovany Teran Dianderas
Director/Asesor	:	 Ing. David Velásquez Medina

TEMA: Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales.

ÁREA: Ingeniería de Minas.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 02 DE MAYO DEL 2019

DEDICATORIA

Con mucho amor y cariño dedico mi trabajo de tesis, primordialmente a Dios por su gran bendición en mi vida diaria y a mis:

Padres: Julián Bedoya Zapana, Lidia Mamani Churata y a mi amada novia Marivel Condori Vilca. Quienes me apoyaron a seguir adelante en la vida.

Y a la inspiración que tengo desde ahora en la vida, por tener más adelante.

A mis amigos y a mi familia por su gran apoyo integro.

Abel Fernando Bedoya Mamani

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a mi alma mater, a la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, a mi Facultad de Ingeniería de Minas y a los Ingenieros y docentes, que me formaron profesionalmente en los aspectos teóricos y prácticos para seguir en el camino de la Minería.

Agradecimiento infinito a mis padres; Julián Bedoya y Lidia Mamani, por el sacrificio incondicional que hicieron posible mi formación profesional.

Agradecer a mi familia que con su apoyo logré ser el profesional que soy, a mis compañeros de trabajo y estudio, ya que siempre me brindaron su confianza y a todas las personas que formaron parte del éxito de mi profesión.

A mi novia Marivel Condori Vilca, por su gran apoyo incondicional, quien me guía a pesar de mis errores.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	xi
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	xiii
RESUMEN:	xiv
ABSTRACT.....	xv
CAPÍTULO I:	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1. Descripción del Problema:	1
1.2. Formulación del Problema:	2
1.2.1. Problema general.	2
1.2.2. Problemas específicos.	2
1.3. Objetivos de la Investigación:	2
1.3.1. Objetivo general.	2
1.3.2. Objetivos específicos.	2
1.4. Justificación de la Investigación:.....	3
1.5. Limitaciones del Estudio:	4
1.6. Viabilidad del Estudio:	4
CAPÍTULO II:	5
REVISIÓN DE LITERATURA	5
2.1. Antecedentes de la Investigación:	5
2.2. Marco Teórico:	7
2.2.1. Voladura a tajo abierto.	7

2.2.1.1.	Definición y concepto.....	7
2.2.1.2.	Parámetros en voladuras a tajo abierto.	7
2.2.1.3.	El proceso operativo de la voladura a tajo abierto	10
2.2.2.	Voladura a tajo abierto con cámaras de aire:.....	10
2.2.2.1.	Las cámaras de aire	10
2.2.2.2.	Beneficio del uso de las cámaras de aire – nivel inferior	11
2.2.2.3.	Nomenclatura de la voladura con cámaras de aire	11
2.2.2.4.	Proceso de carguío de taladros con cámaras de aire:.....	15
2.2.2.5.	Proceso de fragmentación de la roca con cámaras de aire:	17
2.2.3.	Secuencia de iniciación y salida de un disparo.	22
2.2.3.1.	El sistema de iniciación en minas a tajo abierto.	22
2.2.3.2.	Secuencias de salida en voladuras a tajo abierto.	23
2.2.3.3.	El proceso de disparo.....	26
2.2.4.	Análisis de la fragmentación con el software Wipfrag.	27
2.2.4.1.	Toma de imágenes del disparo.	27
2.2.4.2.	Procesamiento de las imágenes del disparo.....	29
2.2.4.3.	La curva de fragmentación.	30
2.2.5.	Proceso operativo y costos del chancado primario y secundario.	31
2.2.5.1.	El chancado primario.....	32
2.2.5.2.	Transporte de mineral por fajas.	33
2.2.5.3.	El chancado secundario.	34
2.3.	Formulación de la Hipótesis:.....	35
2.3.1.	Hipótesis general:	35
2.3.2.	Hipótesis específicas:	35
CAPÍTULO III:.....		36
MATERIALES Y MÉTODOS		36

3.1.	Diseño Metodológico:	36
3.1.1.	Tipo de investigación:	36
3.1.2.	Alcance:	36
3.1.3.	Diseño de la investigación:.....	36
3.2.	Población y Muestra:	37
3.2.1.	Población.	37
3.2.2.	Muestra.	38
3.2.2.1.	Geología y geomecánica.....	38
3.2.2.2.	Perforación:	39
3.2.2.3.	Voladura:	41
3.2.2.4.	Chancado primario y secundario:	43
3.3.	Operacionalización de Variables:.....	45
3.4.	Técnicas de Recolección de Datos:	45
CAPÍTULO IV:.....		47
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		47
4.1.	Caracterización del Área de Estudio:	47
4.1.1.	Ubicación y acceso.	47
4.1.2.	Geología del yacimiento.....	47
4.1.2.1.	Geología regional.	47
4.1.2.2.	Geología económica.	48
4.1.2.3.	Mineralización del yacimiento.	49
4.1.3.	Planeamiento y reservas estimadas.	51
4.1.4.	Operaciones de minado y procesamiento.	52
4.1.4.1.	Perforación.	52
4.1.4.2.	Voladura.	52
4.1.4.3.	Carguío.	53

4.1.4.4.	Transporte.....	53
4.1.4.5.	Chancado primario y secundario.	54
4.1.4.6.	Molienda.....	55
4.1.4.6.	Proceso complejo de flotación.....	55
4.1.4.7.	Transporte del concentrado.	55
4.2.	Aplicando las Cámaras de Aire en la Voladura de Mineral de la U.M. Constancia:.....	55
4.2.1.	El esquema de carguío con cámaras de aire.	56
4.2.2.	Compilación de proyectos en voladura de mineral.	58
4.2.2.1.	En el proyecto 4245 – 071.....	59
4.2.2.2.	En el proyecto 4275 – 136.....	61
4.2.2.3.	En el proyecto 4275 – 137.....	64
4.2.2.4.	En el proyecto 4380 – 042.....	67
4.2.2.4.	En el proyecto 4380 – 043.....	70
4.3.	Monitoreando con el Software Wipfrag la Fragmentación Promedio del Mineral en la U.M. Constancia:.....	73
4.3.1.	Fragmentación promedio en la roca diorita (DI).....	74
4.3.1.1.	Análisis de la fragmentación con Wipfrag.	74
4.3.1.2.	Historial de la fragmentación.	76
4.3.2.	Fragmentación promedio en la roca monzonita porfirítica 2 (MP2).....	77
4.3.2.1.	Análisis de la fragmentación con Wipfrag.	78
4.3.2.2.	Historial de la fragmentación.	82
4.3.3.	Fragmentación promedio en la roca monzonita microporfirítica 1 (MMP). 83	
4.3.3.1.	Análisis de la fragmentación con Wipfrag.	84
4.3.3.2.	Historial de la fragmentación.	88
4.4.	Evaluando el Costo Total de Chancado al Procesar el Mineral Fragmentado con las Cámaras de Aire en la U.M. Constancia:	90

4.4.1.	Impacto de la fragmentación sobre el proceso de chancado.	90
4.4.2.	Los costos de chancado dual y el chancado simplificado.	93
4.4.3.	Análisis de variación de costos del chancado.....	95
4.5.	Discusión de los Resultados:	98
CONCLUSIONES		100
RECOMENDACIONES.....		101
REFERENCIAS.....		102
ANEXOS		104

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1.:	Zona de operación de una voladura a tajo abierto.	8
Figura 2.2:	Vista de planta de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – contorno).....	12
Figura 2.3:	Vista perfil de los posibles ubicaciones de las cámaras de aire.....	13
Figura 2.4:	Vista del accesorio taponex.	14
Figura 2.5:	Ondas reflectadas de 1er orden por la cámara de aire.	18
Figura 2.6:	Ondas reflectadas de 2do orden por las cámaras de aire.	19
Figura 2.7:	Oscilación de las ondas de tensión en la voladura convencional y la voladura con cámaras de aire.....	20
Figura 2.8:	Oscilación de las ondas de tensión en la voladura convencional y la voladura con cámaras de aire.....	20
Figura 2.9:	Izquierda: pila de material con disparo convencional. Derecha: pila de material con disparo de cámaras de aire.	21
Figura 2.10:	Salida en V que se nota por la línea de iso-tiempos en JK Simblast.	24
Figura 2.11:	Salida en Echelón o diagonal.....	24
Figura 2.12:	Salida en Paralelo.....	25

Figura 2.13: Salida en Trapezoide.....	26
Figura 2.14: Izquierda, una imagen demasiado lejos/muy mala. Derecha, una buena imagen con su objeto escalador.	28
Figura 2.15: Imagen delimitada de la fragmentación.....	29
Figura 2.16: Imagen escala con la dimensión del objeto escalador.	30
Figura 2.17: Curva granulométrica realizada por el software Wipfrag.....	31
Figura 2.18: Vista panorámica de la planta de beneficio de la mina Constancia.....	32
Figura 2.19: Vista del complejo de chancado primario.....	33
Figura 2.20: Vista del transporte por fajas hacia una pila de mineral.	34
Figura 2.21: Vista del complejo de la chancadora secundaria con sus fajas transportadoras.....	35
Figura 3.1: Perforadoras Pit Viper 271 de Atlas Copco.....	40
Figura 3.2: Esquema de carguío para HA-55/46 en mineral.	42
Figura 4.1: Carguío de taladros con camiones mezcladores.	52
Figura 4.2: Pala Hitachi EX5600 en modo retroexcavadora.	53
Figura 4.3: Transporte de material con el camión CAT 793F.....	54
Figura 4.4: Esquema de carguío de mineral en roca dura.	56
Figura 4.5: Esquema de carguío de mineral en roca de dureza media.	57
Figura 4.6: Proyecto 4245 – 071 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.....	59
Figura 4.7: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4245 – 071.	60
Figura 4.8: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4245 – 071.	61
Figura 4.9: Proyecto 4275 – 136 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.....	62
Figura 4.10: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4275 – 136.	63
Figura 4.11: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4275 – 136. ..	64
Figura 4.12: Proyecto 4275 – 137 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.....	65
Figura 4.13: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4275 – 137.	66
Figura 4.14: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4275 – 136. ..	67

Figura 4.15: Proyecto 4380 – 042 ubicado en fase 2 del tajo Constancia.....	68
Figura 4.16: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4380 – 042.	69
Figura 4.17: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4380 – 042. ..	70
Figura 4.18: Proyecto 4380 – 043 ubicado en fase 2 del tajo Constancia.....	71
Figura 4.19: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4380 – 043.	72
Figura 4.20: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4380 – 043. ..	73
Figura 4.21: Fragmentación del proyecto 4245 – 071 en la parte de la cresta del banco.	74
Figura 4.22: Curva de fragmentación del proyecto 4245 – 071.....	75
Figura 4.23: Historial de la fragmentación P80 en la roca diorita (DI).....	77
Figura 4.24: Fragmentación del proyecto 4275 – 136 en la parte del talud de banco...	78
Figura 4.25: Curva de fragmentación del proyecto 4275 – 136.....	79
Figura 4.26: Fragmentación del proyecto 4275 – 137 en la parte del centro del banco.	80
Figura 4.27: Curva de fragmentación del proyecto 4275 – 137.....	81
Figura 4.28: Historial de la fragmentación P80 en la roca monzonita porfirítica 2 (MP2).	83
Figura 4.29: Fragmentación del proyecto 4380 – 042 en la parte central del banco.....	84
Figura 4.30: Curva de fragmentación del proyecto 4380 – 042.....	85
Figura 4.31: Fragmentación del proyecto 4380 – 043 en la parte de la cresta de banco.	86
Figura 4.32: Curva de fragmentación del proyecto 4380 – 043.....	87
Figura 4.33: Historial de la fragmentación P80 en la roca monzonita microporfirítica 1 (MMP).	89
Figura 4.34: Flujo del proceso del proceso de chancado dual.....	90
Figura 4.35: Flujo del proceso del proceso de chancado primario – simplificado.....	91
Figura 4.36: El P80 procesado con el chancado dual y el chancado simplificado.....	93

Figura 4.37: Toneladas procesadas mensuales versus los costos por tonelada del chancado dual y el chancado simplificado.	95
Figura 4.38: Participación del costo de chancado dual en el costo total de M&P.	97
Figura 4.39: Participación del costo de chancado primario simplificado en el costo total de M&P.....	98

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1.: Comparación entre las fragmentaciones obtenidas.	22
Tabla 3.1.: Características operativas de la perforadora.....	40
Tabla 3.2.: Dimensiones promedio de las mallas en voladura convencional.	41
Tabla 3.3.: Dimensiones promedio de las mallas en voladura con cámaras de aire.....	41
Tabla 3.4.: Propiedades y costos de las distintas mezclas del Heavy Anfo.....	42
Tabla 3.5.: Propiedades y costos de los accesorios utilizados.....	42
Tabla 3.6.: Costo por metro lineal y por taladro de cada tipo de voladura.....	43
Tabla 3.7.: Resumen de los costos de molino y proceso año 2017 de la mina Constancia.....	43
Tabla 3.8.: Costos por tonelada del chancado primario del año 2017.....	44
Tabla 3.9.: Costos por tonelada del chancado secundario del año 2017.	44
Tabla 3.10.: Distribución de los costos de chancado primario y secundario.....	44
Tabla 3.11.: Operacionalización de la variable independiente.	45
Tabla 3.12.: Esquema de la línea de base del estudio.....	46
Tabla 3.13.: Esquema de la investigación aplicada del estudio.....	46
Tabla 4.1.: Resumen de las reservas probadas y probables de la mina Constancia.	51
Tabla 4.2.: Resumen de los recursos medidos, indicados e inferidos de Constancia. ...	51
Tabla 4.3.: Resumen de los parámetros de voladura de mineral para roca dura.	57
Tabla 4.4.: Resumen de los parámetros de voladura de mineral para roca media.....	58

Tabla 4.5.: Detalles de los taladros del proyecto 4245 – 071.....	59
Tabla 4.6.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4245 – 071.....	60
Tabla 4.7.: Detalles de los taladros del proyecto 4275 – 136.....	62
Tabla 4.8.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4275 – 136.....	63
Tabla 4.9.: Detalles de los taladros del proyecto 4275 – 137.....	65
Tabla 4.10.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4275 – 137.....	66
Tabla 4.11.: Detalles de los taladros del proyecto 4380 – 042.....	68
Tabla 4.12.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4380 – 042.....	69
Tabla 4.13.: Detalles de los taladros del proyecto 4380 – 043.....	71
Tabla 4.14.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4380 – 043.....	72
Tabla 4.15.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4245 – 071.....	75
Tabla 4.16.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4245 – 071.....	76
Tabla 4.17.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4275 – 136.....	79
Tabla 4.18.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4275 – 137.....	81
Tabla 4.19.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4275 – 137.....	82
Tabla 4.20.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4380 – 042.....	85
Tabla 4.21.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4380 – 043.....	87
Tabla 4.22.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4380 – 043.....	88
Tabla 4.23.: El P80 con CA procesado por el chancado primario – simplificado.....	92
Tabla 4.24.: El P80 sin CA procesado por el chancado primario y secundario.	92
Tabla 4.25.: Costo total y por tonelada del chancado primario y secundario.....	94
Tabla 4.26.: Costo total y por tonelada del chancado primario simplificado.	94
Tabla 4.27.: Variación entre el chancado dual y chancado primario simplificado.....	96
Tabla 4.28.: Participación promedio de cada proceso en el área de M&P en 2017.	96
Tabla 4.29.: Participación promedio de cada proceso en el área de M&P en 2018.	97

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

CM	: Costo de la mezcla explosiva
CN	: Costo de nitrato
CV	: Costo de voladura
DCL	: Densidad de carga lineal
kg/TM	: Kilogramos por tonelada métrica
kg/MT	: Kilograms per metric ton
g/cc	: Gramos por centímetro cubico
HA55	: Heavy Anfo 55
ms	: Milisegundos
cm	: Centímetros
mm/s	: Milímetros por segundo
MT/h	: Metric ton per hour
$m^2/día$: Metro cuadrado por día
PPV	: Velocidad pico partícula
TRB	: Tiempo de retardo entre barrenos de la misma fila
TRF	: Tiempo de retardo entre filas
KW/TM	: kilowatt por tonelada
WI	: Work index
M&P	: Molino y Proceso
TM	: Tonelada métrica
TM/h	: Tonelada métrica por hora
TM/día	: Tonelada métrica por día
US\$/tal	: Dólares por taladro
US\$/m	: Dólares por metro
US\$/kg	: Dólares por kilogramos
US\$/TM	: Dólares por tonelada métrica
VOD	: Velocidad de detonación

RESUMEN:

El presente estudio de investigación titulado reducción de los costos de chancado aplicando las cámaras de aire en la fragmentación de mineral de la U.M. Constancia – Hudbay Perú S.A.C, en la U.M. Constancia se encuentra ubicada en los Andes surorientales del Perú, en los distritos de Chamaca y Livitaca, provincia de Chumbivilcas, departamento de Cusco, se realiza una voladura convencional a tajo abierto utilizando el Heavy Anfo como agente explosivo. Con el uso del heavy Anfo la fragmentación del mineral ha oscilado entre 8” a 10” (25cm) siendo procesado por un proceso dual compuesto de un chancado primario y chancado secundario. El costo del chancado primario asciende a 0.369 US\$/TM, mientras que del chancado secundario a 0.461 US\$/TM, dando un costo total de chancado con la voladura convencional de 0.83 US\$/TM en promedio. La mina Constancia decidió unificar el proceso dual de chancado primario y secundario para así poder reducir su costo operativo en el chancado del mineral. No obstante, el proceso de chancado primario simplificado solo admite fragmentos en tamaños menores a 8” (20 cm). Por ello, el objetivo de este estudio de investigación es reducir el costo total de chancado aplicando las cámaras de aire para minimizar la fragmentación promedio del mineral en la U.M. Constancia. Para lograrlo, este estudio de investigación es de tipo descriptivo y aplicativo con un diseño cuasi experimental en el que se aplicó las cámaras de aire en la voladura del mineral, el cual repercutió principalmente en el esquema de carguío por la inclusión del accesorio taponex, modificando la sobreperforación, la longitud de carga y la longitud de taco. Luego, se procedió a realizar el monitoreo de la fragmentación del mineral con el software Wipfrag determinándose que el P80 se logró reducir de 22.50 cm a 16.29 cm en forma global y obteniendo una mejora en la fragmentación de 27.6%. Finalmente la disminución del P80 usando las cámaras de aire en la voladura de mineral logró reducir los costos de chancado en la mina Constancia de 0.83 US\$/TM a 0.597 US\$/TM en promedio, es decir, el costo de chancado se redujo en un 28.08%.

Palabras clave: Cámaras de aire en voladura, voladura a tajo abierto, costos de chancado, voladura con taponex, mina Constancia.

ABSTRACT

The present research study entitled reduction of crushing costs by applying the air chambers in the mineral fragmentation of the U.M. Constancia - Hudbay Peru S.A.C, in the U.M. Constancia is located in the southeastern Andes of Peru, in the districts of Chamaca and Livitaca, province of Chumbivilcas, department of Cusco, is a conventional open-pit blasting using the Heavy Anfo as an explosive agent. With the use of Anfo heavy the fragmentation of the mineral has oscillated between 8 "to 10" (25cm) being processed by a dual process composed of a primary crushing and secondary crushing. The cost of primary crushing amounts to 0.369 US \$ / MT, while the secondary crushing to 0.461 US \$ / MT, giving a total cost of crushing with conventional blasting of 0.83 US \$ / MT on average. The Constancia mine decided to unify the dual process of primary and secondary crushing in order to reduce its operational cost in the crushing of the ore. However, the simplified primary crushing process only admits fragments smaller than 8 "(20 cm). Therefore, the objective of this research study is to reduce the total cost of crushing by applying the air chambers to minimize the average fragmentation of the mineral in the U.M. Constancy. To achieve this, this research study is of a descriptive and applicative type with a quasi-experimental design in which the air chambers were applied in the blasting of the ore, which mainly affected the loading scheme by the inclusion of the taponex accessory, modifying over-drilling, loading length and block length. Then, we proceeded to monitor the fragmentation of the mineral with the Wipfrag software, determining that the P80 was able to reduce from 22.50 cm to 16.29 cm globally and obtaining an improvement in the fragmentation of 27.6%. Finally, the decrease of the P80 using the air chambers in the ore blasting reduced the costs of crushing in the Constancia mine from 0.83 US \$ / MT to 0.597 US \$ / MT on average, that is, the cost of crushing was reduced in 28.08%

Keywords: air chambers in blasting, open pit blasting, milling costs, blasting with taponex accessory, Constancia mine.

CAPÍTULO I:

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción del Problema:

En la U.M. Constancia, una mina a tajo abierto, se realiza una voladura clásica a tajo abierto utilizando el Heavy Anfo como agente explosivo. El uso del heavy Anfo dentro de una voladura clásica exige el uso de la sobreperforación que trae consigo el potencial de fly rocks, incrementos de las vibraciones y por ende daños en las crestas y taludes de banco. Asimismo, la fragmentación del mineral con el uso del Heavy Anfo en una voladura clásica ha oscilado entre 8” a 10” (25cm), lo cual ocasiona en el área de chancado que haya, necesariamente, un chancado secundario del mineral. El chancado secundario del mineral ocasiona costos operativos adicionales los cuales la empresa Huidbay desea eliminar y prescindir reduciendo la fragmentación del mineral en tamaños menores a 8” (20 cm). El costo total operativo del área de Chancado es de 0.83 US\$/TM en promedio, este costo total comprende al costo de chancado primario con un costo de 0.369 US\$/TM y el chancado secundario con un costo de 0.461 US\$/TM. Conforme a la regla de Pareto, el chancado secundario representa un costo adicional de 55.56% del total del costo de Chancado.

Para reducir el costo total de chancado, eliminando el costo de chancado secundario, será necesario reducir la fragmentación promedio del mineral en tamaños menores a 8” (20 cm). Para esto se aplicarán las cámaras de aire en la voladura de mineral así como ya se había hecho sobre desmonte en anteriores pruebas. Ello permitirá obtener fragmentos de mineral menores a 8” (20 cm) sin la necesidad de cambiar las mallas de diseño de mineral ni reemplazar el heavy Anfo. Asimismo, para evaluar la fragmentación del mineral post voladura se utilizara el software Wipfrag, ello permitirá verificar si los fragmentos de mineral son menores a 8” (20 cm), con lo cual se logrará eliminar el chancado secundario de mineral y consecuentemente reducir el costo total de chancado en la U.M. Constancia.

1.2. Formulación del Problema:

1.2.1. Problema general.

¿Se podrá reducir el costo total de chancado aplicando las cámaras de aire para minimizar la fragmentación promedio del mineral en la U.M. Constancia?

1.2.2. Problemas específicos.

¿Al aplicar las cámaras de aire se logrará reducir la fragmentación promedio de mineral a tamaños menores de 8" (20 cm) en la U.M. Constancia?

¿Al procesarse mineral en tamaños menores a 8" (20 cm) se podrá reducir el costo total de Chancado en la U.M. Constancia?

1.3. Objetivos de la Investigación:

1.3.1. Objetivo general.

Reducir el costo total de chancado aplicando las cámaras de aire para minimizar la fragmentación promedio del mineral en la U.M. Constancia.

1.3.2. Objetivos específicos.

- a) Aplicar las cámaras de aire en la voladura de mineral para reducir la fragmentación promedio de mineral en tamaños menores a 8" (20 cm) en la U.M. Constancia.
- b) Monitorear con el software Wipfrag la fragmentación promedio del mineral obtenida al aplicar las cámaras de aire en la U.M. Constancia.
- c) Evaluar el costo total de chancado al procesar el mineral fragmentado resultante de aplicar las cámaras de aire en la U.M. Constancia.

1.4. Justificación de la Investigación:

Reducir los costos de los procesos productivos de una mina es una tarea incesante y relevante. Por ello, la U.M. Constancia busca reducir su costo total de chancado que en promedio es igual a 0.83 US\$/TM y el cual comprende al costo de chancado primario con un costo de 0.369 US\$/TM y al chancado secundario con un costo de 0.461 US\$/TM. Para ello, quiere lograr una mayor eficacia en la fragmentación del mineral con lo cual se logre eliminar el proceso de chancado secundario y su respectivo costo operativo. Ello, lograría reducir en un 25% el costo total de Chancado. Si bien, en la actualidad se posee nueva tecnología en los explosivos como los agentes emulsificables, la U.M. Constancia optará por utilizar las cámaras de aire, pues los agentes emulsificables usan parámetros de voladura clásicos como la sobreperforación que repercuten sobre las crestas y taludes de bancos, los cuales en muchas minas a tajo abierto son mitigados por la voladura controlada a través de taladros de recorte y precorte.

No obstante, en la U.M. Constancia aún no se utiliza la voladura controlada, por ello se optará por utilizar las cámaras de aire que disminuyen en gran medida la longitud de sobreperforación, la longitud de carga y el taco. Esto no repercute negativamente en la fragmentación, es más, mejora la performance del explosivo generando ondas reflectadas de 2do orden a través de las cámaras de aire, lo cual hace que la fragmentación sea excelente y a su vez minimiza los daños sobre las crestas y taludes de bancos. Asimismo, al mejorar la fragmentación de la roca, muchos procesos posteriores como: el chancado de mineral, el carguío y también el transporte, pueden verse beneficiados

Entonces, el uso de cámaras de aire es una gran alternativa en la voladura a tajo abierto, tanto para una óptima fragmentación de rocas como para una reducción de daños a las crestas y taludes de bancos, lo cual no solo beneficiaría en resultados y costos a perforación y voladura, sino que también reduciría significativamente los costos de Chancado así también los costos de carguío y transporte.

1.5. Limitaciones del Estudio:

Las limitaciones de este estudio básicamente son:

Al ser una investigación en donde se buscara reducir los costos de chancado, se deja de lado un enfoque relevante en voladura que es la reducción de sus costos operativos, así como la disminución de los efectos colaterales de la voladura.

1.6. Viabilidad del Estudio:

Esta investigación es viable, pues dispone de los recursos necesarios para llevarla a cabo.

Viabilidad técnica:

Es viable técnicamente pues se cuenta con todos los datos necesarios de la U.M. Constancia para realizar la investigación.

Viabilidad económica:

Es viable económicamente, ya que solo se necesita recursos económicos que el tesista cubre con todas sus posibilidades.

CAPÍTULO II:

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la Investigación:

Se tienen los siguientes antecedentes para esta investigación:

Chambi (2016): El presente estudio tiene por objetivo comprobar el grado confiabilidad y representatividad del Sistema Split Online en tiempo real en relación con otros programas de análisis granulométrico. Y utilizar un sistema automatizado que permita determinar la fragmentación con la finalidad de ajustar los parámetros de voladura. El presente investigación es de tipo aplicativo, cualitativo y descriptivo. En sus conclusiones indican: Del estudio realizado con solo extender la malla de 9x9m a 9.5x9.5m el costo de explosivo disminuye en 0,019 \$/TM y el costo de perforación disminuye en 0.01 \$/TM. Finalmente el grado de fragmentación seguía dentro de los estándares requeridos. De la prueba realizada en la Roca BA-FIL-PTK (Andesita basáltica filica potásica) se ha determinado que por reducción de malla en este tipo de roca se ha obtenido una mejora de la fragmentación en un 38%, y un incremento en la molienda de 2%.

Zuñiga (2015): El presente estudio tiene por objetivo demostrar el control granulométrico de acuerdo a requirimiento operacional del chancador primario, control vibracional y de estabilidad de banco, y finalmente proponer alternativas que reduzcan costos a la voladura secundaria y maquina pica roca, en sus conclusiones indican: El tamaño de ambos tacos deberá variar entre 2 m y 2.2 m dependiendo del largo real de cada pozo. Por otro lado, la pasadura deberá variar entre 0.8 m y 1 m y al igual que en el

caso del taco, dependerá del largo real de cada pozo. Esta nueva metodología en el carguío de explosivos se debe a que el amplificador utilizado para detonar el ANFO no es suficiente para hacer detonar la columna completa. Esto último, se concluyó al momento de proceder a sacar las fotografías para generar las curvas granulométricas, ya que se observó ANFO sin detonar entre los fragmentos de roca de la pila de material. Por lo tanto, se decidió disminuir la columna de explosivo que el Emultex CN es capaz de detonar, cargando aproximadamente 41 kg de ANFO por pozo, es decir, 20.5 kg en la columna inferior y 20.5 kg en la columna superior. Esta nueva forma de cargar los pozos se traduce en una disminución del factor de carga del caso base, el cual superaba los 300 (g/t), llegando a valores típicos para faenas medianas con este tipo de roca, entre 220 (g/t) y 290 (g/t) para mineral y bajo los 200 (g/t) en el caso del estéril.

Quispe (2014): El presente trabajo tiene por objetivo reducir los costos de perforación y voladura al aplicar las cámaras de aire en la U.M. Constancia. Esta investigación fue de tipo aplicada – no experimental. En el cual, se aplicó las cámaras de aire para reducir principalmente la sobreperforación 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.

Chávez (2014): El presente estudio tiene por objetivo evaluar la calidad de los agentes de voladura y explosivos usados en la operación, y monitorear diariamente la fragmentación de los disparos como indicador de los resultados obtenidos. La metodología de estudio es: exploratorio, descriptivo y experimental. En sus conclusiones se indican que: El costo de perforación y voladura tras la implementación de todos los cambios realizados se incrementó en 0.199 US\$/TM, sin embargo, el aumento de 3% en la recuperación significó un aumento en el ingreso de 0.878 US\$/TM, con lo que el ingreso neto es 0.6769 US\$/TM. Asimismo, se logró optimizar

la fragmentación de los proyectos primarios de voladura llegando a un valor mensual de P80 de 8.17 pulgadas lo que generó el incremento de la recuperación de 67.4% a un valor promedio de 70.45%. Dicho P80 alcanzado significó la reducción en un 28% respecto al valor de 11.4 pulgadas el cual era promedio del primer semestre del año.

Rojas (2010): En presente informe menciona en sus conclusiones, se consigue un ahorro, por concepto de menor consumo de explosivos, de 22.04 US\$/Tal o 0.03 US\$/TM, cuando se reduce la carga de HANFO dentro del taladro, este ahorro se aplica para el caso de los taladros que tienen agua y en los cuales se solía cargar con HA64. Y además considerando que se reduce en un metro la sobre perforación y se coloca el accesorio plástico a un metro del fondo, y siempre cargando con ANFO, los ahorros son ahora considerables: 30.88 US\$ /Tal o 0.043 US\$ /TM, para este cálculo se ha asumido un costo de perforación de 4.00 US\$/m.

2.2. Marco Teórico:

2.2.1. Voladura a tajo abierto.

2.2.1.1. Definición y concepto.

Según refiere Bernaola, Castilla y Herrera (2013), la voladura a tajo abierto es la disposición de un conjunto de taladros sobre un banco en donde ha de colocarse una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma.

2.2.1.2. Parámetros en voladuras a tajo abierto.

Según EXSA S.A. (2011) en la voladura de rocas, ya sea en tajo abierto o subterráneo, existen dos tipos de parámetros que se toman en cuenta: Los parámetros controlables y los parámetros no controlables:

Parámetros controlables:

Se los denomina así porque pueden ser manipulados, manejados y ajustados a los parámetros no controlables. Estos parámetros se componen de dos:

- a. Parámetros del Explosivo: corresponde a las propiedades físicas y a las propiedades de tiro del explosivo, las cuales hemos visto a detalle en el tema anterior. Fundamentalmente nosotros podemos escoger el explosivo acorde a las necesidades en el campo.
- b. Parámetros de Dimensionales o Diseño: Corresponde a las características que tendrá la malla de perforación – voladura, y en parte, depende de los parámetros del explosivo. Lo veremos a detalle en este tema III.

Parámetros no Controlables:

Se les denomina así porque no pueden ser manipulados, y se refieren a las propiedades físicas (dureza, tenacidad,...) y mecánicas de la roca (frecuencia sísmica, resistencia mecánica,...), además de las condiciones geológicas en general (estructura, grado de fisuramiento y presencia de agua).

En conjunción de ambos parámetros se diseña la malla primaria o de producción, que por lo general varios elementos que se pueden ver en la imagen 2.1:

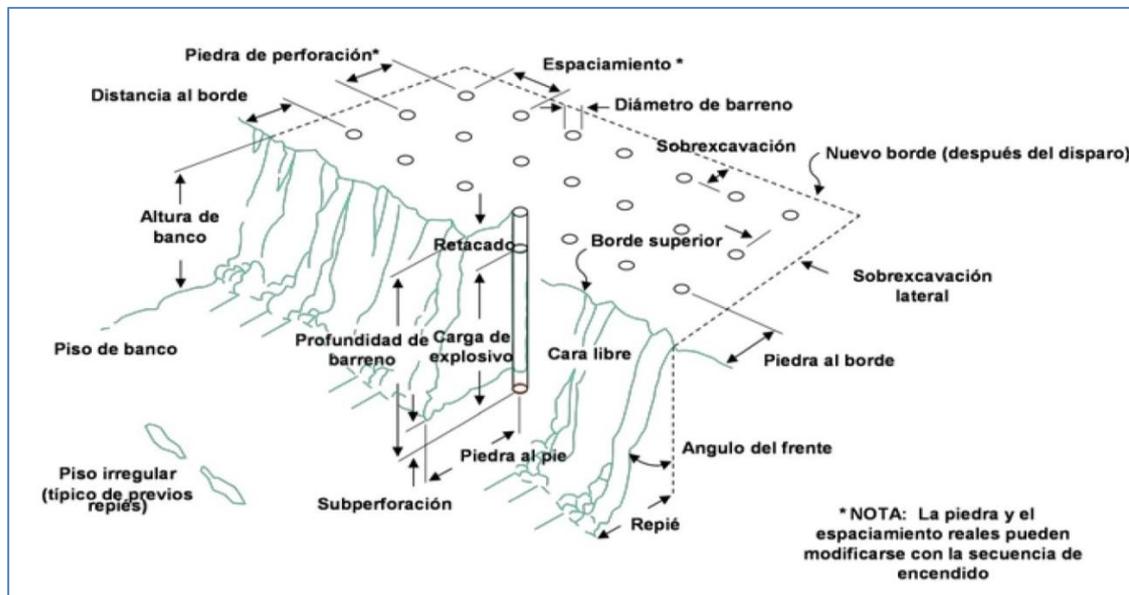


Figura 2.1.: Zona de operación de una voladura a tajo abierto.

Fuente: J. Bernaola Alonso - J. Castilla Gómez - J. Herrera Herbert.

Asimismo se definirá cada elemento de la malla primaria conforme a EXSA S.A. y ENAEX S.A. (2011).

- a) El diámetro del taladro: El cual se proyecta de acuerdo a la altura de banco, la envergadura del proyecto y la disponibilidad – aplicabilidad del equipo de perforación en la faena (Φ).
- b) El burden: También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. “Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana” (B).
- c) El espaciamiento: Es la distancia entre los taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores (E).
- d) La malla de perforación: Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura en un área de perforación. Las mallas de perforación se agrupan en dos tipos: las cuadrangulares y las alternadas (B x E).
- e) La sobreperforación: Es la longitud de perforación que sobrepasa el nivel de piso, el cual tiene la finalidad de mantener la razante del piso (SP).
- f) La longitud de taladro: Es la suma de la altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o razante de piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (L).
- g) La longitud de Taco: Es la parte de la longitud del taladro que se rellena con detritos de la perforación que rodean al taladro, roca chancada fina o graduada (T).
- h) La longitud de carga: Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “columna explosiva”, donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro (Lc).
- i) Densidad de carga lineal: Es la cantidad de explosivo que contiene o ingresa a un metro lineal de la columna de carga (Dcl).
- j) La cantidad de explosivo por taladro: Es el total de kilogramos o toneladas de explosivo que ingresa en un taladro (Cex).

- k) Factor de rigidez del burden: Es la relación entre la altura de banco y el burden (RIB).
- l) Factor de Carga: Llamado también consumo específico o carga específica. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar una tonelada de roca (FC).

2.2.1.3. El proceso operativo de la voladura a tajo abierto

De acuerdo a la BS Consultores (2009) el proceso de voladura es la segunda de las operaciones unitarias en minas a tajo, es decir, después de la perforación y antes del carguío y transporte. Como tal, esta operación unitaria debe cumplir la siguiente secuencia:

- a) Preparación de la zona de trabajo (incluye el aislamiento del sector, señalización, cercado, etc.).
- b) Posicionamiento de los equipos de carguío de explosivos.
- c) Primado y carguío de explosivo.
- d) Control de calidad del explosivo.
- e) Atacado (en ciertos casos) y tapado de taladros.
- f) Amarre según secuencia especificada.
- g) Revisiones de seguridad en el sector (y otros sectores involucrados).
- h) Primer aviso y colocación de vigías.
- i) Avisos posteriores y últimos.
- j) Chispeo y disparo.
- k) Monitoreo de la voladura.
- l) Ventilación o limpieza del sector (hasta que la zona quede limpia).
- m) Revisión de seguridad (tiros soplados y/o cortados, bloques colgados).
- n) Desactivación de tiros soplados y/o cortados, descolgado de bloques, reducción secundaria.

2.2.2. Voladura a tajo abierto con cámaras de aire:

2.2.2.1. Las cámaras de aire

Según refiere Quispe (2014), las cámaras de aire son un espacio de aire que se genera por medio del “taponamiento” del taladro con un accesorio especial

(generalmente el taponex”, el cual se ubica convenientemente 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. Asimismo, puede ocupar hasta un 40% por volumen del total de la columna explosiva.

2.2.2.2. Beneficio del uso de las cámaras de aire – nivel inferior

Dentro de la voladura primaria o de producción, las cámaras de aire en una ubicación inferior convierten la voladura convencional – compresiva en una nueva voladura tensional, el cual tiene los siguientes beneficios:

- ✓ 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, ahorro en 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.

2.2.2.3. Nomenclatura de la voladura con cámaras de aire

Así como se refiere en Quispe (2014), una voladura con cámaras de aire posee los mismos parámetros de una voladura convencional a tajo abierto. Teniéndose en la voladura con cámaras de aire la adición del accesorio “taponex”. El uso del taponex es fundamental para generar las cámaras de aire dentro del taladro de producción el cual

puede ser ubicado al fondo del taladro, entre cargas, al final de la carga. Véase las figuras 2.2 y 2.3:

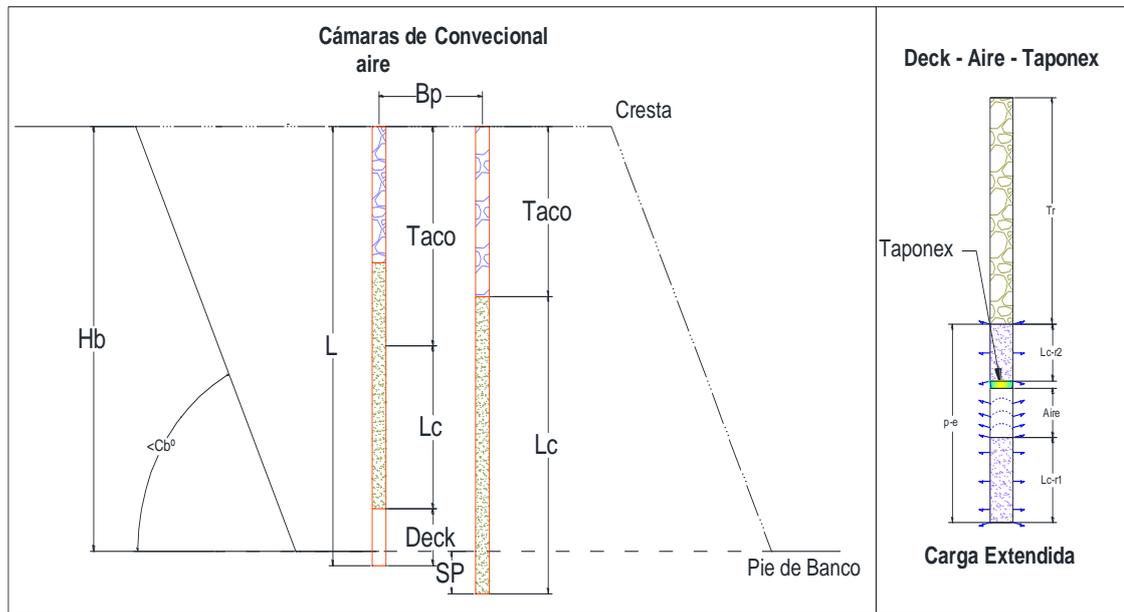


Figura 2.2: Vista de planta de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – contorno).

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto.

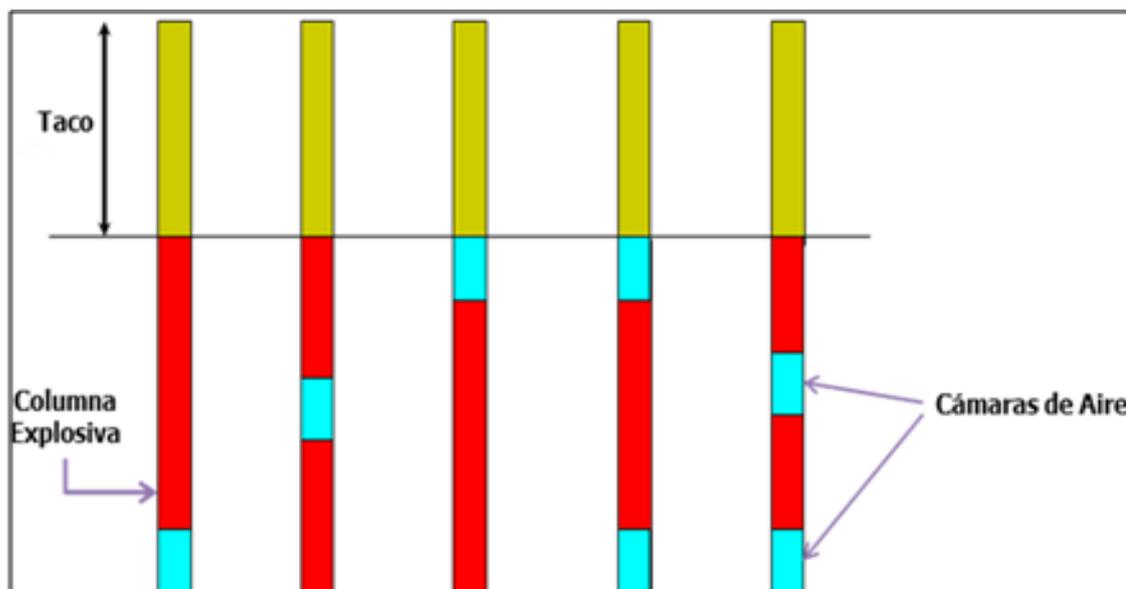


Figura 2.3: Vista perfil de los posibles ubicaciones de las cámaras de aire.

Fuente: Quispe (2014).

Como se han definido los demás parámetros en el punto 2.2.1.2, solo mencionaremos el accesorio y los parámetros afectados dentro de la voladura a tajo abierto convencional:

a) El taponex:

De acuerdo a Quispe (2014), el Taponex fue creado por International Technologies - USA para poder controlar los pisos en las minas de carbón debido a los problemas que presentaban estas en la recuperación del mineral (dilución del mineral).

Entre los problemas más importantes podemos destacar el excesivo sobre piso entre la veta de carbón y material disparado (implicando realizar voladuras secundarias) y, una transmisión excesiva de energía explosiva a la veta de carbón. Entonces, para solucionar estos problemas se creó un tapón que permitiera reducir la sobreperforación y crear una cámara de aire en el fondo del taladro con el objeto de minimizar la sobre excavación y el exceso de energía en la veta de carbón.

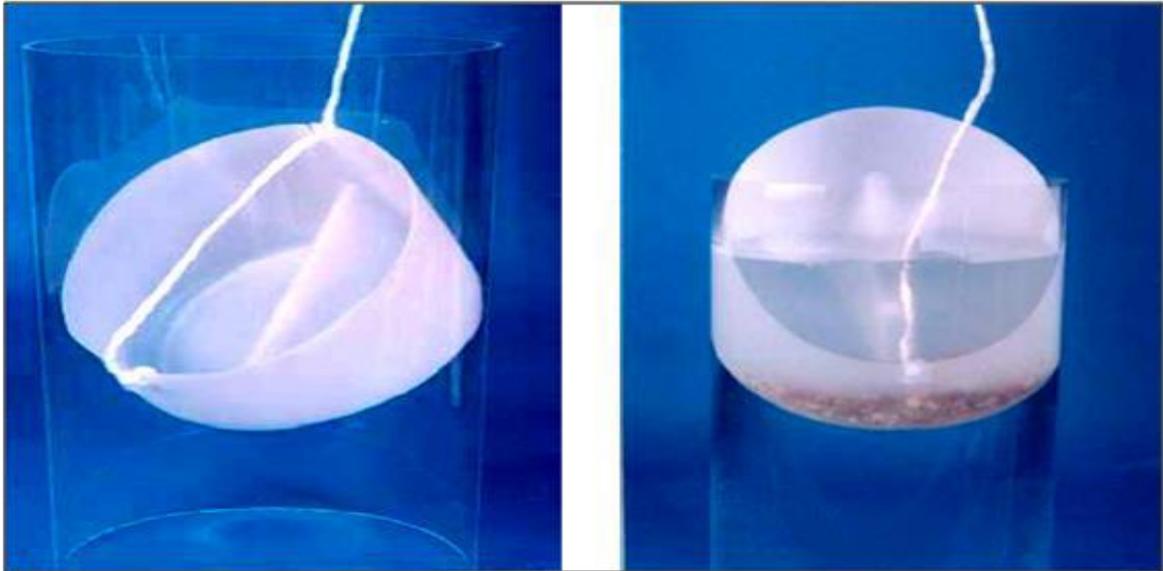


Figura 2.4: Vista del accesorio taponex.

Fuente: Quispe (2014).

El Taponex es un accesorio de plástico (polietileno) con un diseño particular que permite crear cámaras de aire en un pozo de voladura (véase la figura 2.4), su exclusivo diseño permite ser instalado sin la necesidad de aire comprimido, su forma es auto soportante. El taponex se compone de una cuerda polipropileno, una vara de madera de 100 cm de longitud y el taponex existente en dimensiones de 1 ¼” a 12 ¼” de diámetro.

b) La cámara de aire:

Es el espacio creado por el taponex en una determinada longitud del taladro el cual aprisiona el aire circundante del ambiente. En esta investigación solo se usara la cámara de aire el fondo del taladro, por lo que principalmente se verán afectado los siguientes parámetros de la voladura a tajo abierto convencional:

- i. La sobreperforación: Será sólo la necesaria para mantener el nivel de piso razante. Principalmente este es el parámetro más afectado con el uso de cámaras de aire.
- ii. La longitud de taladro: Como la sobreperforación disminuye, la longitud de taladro también se ve afectado.

- iii. La longitud de Taco: Siendo la necesaria para retener una carga disminuida.
- iv. La longitud de carga: Será otro parámetro que se afectará, disminuyéndose en la sobreperforación y en la amplitud de la cámara de aire.

2.2.2.4. Proceso de carguío de taladros con cámaras de aire:

El proceso de carguío de taladros es un conjunto de tareas secuenciales que generalmente se establece como un procedimiento de trabajo por su alto grado de peligrosidad. Un acto no adecuado o fuera del estándar podría acabar como un accidente fatal. Es por ello que el personal encargado debe realizar este proceso con el mayor esmero posible.

El proceso de carguío de taladros con cámaras de aire es casi igual al de una voladura convencional, agregándose únicamente la tarea de instalación del taponex.

El proceso de carguío de taladros con cámaras de aire conforme a EXSA S.A., ENAEX S.A. y Chura (2011), se resume a continuación:

- a) **Medición de Taladros:** Es en la tarea en el cual el personal de voladura mide, verifica y coteja el estado de los taladros de la malla de voladura. Si hubiese taladros cortos, chinos o en el peor de los casos faltara algún taladro, el personal de voladura se lo comunica al área de perforación para que se re-perforen los taladros.
- b) **Delimitación del Área del Proyecto:** Una vez que la malla del proyecto esté en las condiciones adecuadas, se procede con la limitación del área de trabajo. Esta delimitación consiste en colocar letreros, cintas y estacas, con los cuales se dé a conocer que se está trabajando con explosivos.
- c) **Distribución del Accesorio Taponex:** Cuando se va utilizar cámaras de aire al fondo del taladro, el accesorio taponex de determinado diámetro se distribuye antes de los accesorios de voladura.

- d) **Distribución de los Accesorios de voladura:** Esta tarea consiste en repartir los accesorios de voladura que se componen, de acuerdo a la magnitud de la operación, en: El detonador armado tipo Nonel, el detonador armado tipo Electrónico y el APD; para cada taladro del proyecto.
- e) **Distribución de los Explosivos:** Esta tarea dependerá de la magnitud de cada operación. En mediana y gran minería se distribuirá a los camiones mezcladores en determinadas filas o columnas de taladros, donde estos cargarán los taladros con un agente explosivo. En pequeña minera, esta tarea consiste en repartir bolsas de explosivos a los distintos taladros.
- f) **Instalación del taponex:** Para proceder con la instalación del taponex, se descuenta cierta longitud al total de la longitud del taladro en la cuerda del taponex ello de crear una futura cámara de aire, después de haber medido la cuerda del taponex, se amarra la cuerda del taponex a la vara de madera. Una vez hecho ello, la vara de madera se coloca en la boca del taladro a modo de soporte. Finalmente, se llena el taponex con detritus para arrojarlo dentro del taladro. Su correcta instalación se verifica al coger la cuerda y cerciorarse que este se haya tensado. Si no es así, se vuelve a repetir el último paso extrayendo el taponex no instalado.
- g) **Primado de Taladros:** Una vez instalado el taponex, distribuido los accesorios de voladura y los explosivos, se procede con armar la prima o cebo, es decir; el detonador armado se fija sobre el APD. De acuerdo a la magnitud de la operación las combinaciones posibles son: Fanel + Booster, Exel + I-KonII + Booster y Fanel + Slurry. Luego, la prima es colocado dentro del taladro. Según recomienda EXSA S.A. (2011), la prima debe estar a la altura del nivel del pie de banco para reducir las vibraciones y sujetado a una roca o estaca.
- h) **Carguío de Taladros:** Después de haber primado el taladro, se procede con el carguío de taladros. De acuerdo a la magnitud de la operación esta labor se realiza de diferente manera. En mediana y gran minería, los camiones mezcladores depositan heavy Anfo, Anfo, emulsión gasificante o Quantex dentro del taladro primado, ello conforme al estado de los taladros y del

proyecto. Este carguío se realiza en el sistema vaciable o bombeable. En pequeña minera, el carguío de taladros lo realiza el personal de voladura, vaciando o colocando de forma manual el Anfo, el Slurry o ambos dentro del taladro, conforme al estado de los taladros y del proyecto. Para ello, se utiliza embudos, mangas, cargadores neumáticos y atacadores para confinar el explosivo dentro del taladro.

- i) **Tapado de Taladros:** Esta tarea sigue después de haber cargado los taladros y se realiza de distinta manera de acuerdo a la magnitud de la operación. En mediana y gran minería, esta labor se realiza utilizando Bob Cats y un personal de guía. Es una tarea de alto riesgo pues puede acaecer con choques, atropellamientos y cortes de la prima. En pequeña minera, esta labor se realiza utilizando palas por el personal de voladura. Cabe mencionar que el taco de los taladros puede ser: el detritus del taladro, roca chancada, además que se puede combinar con taponex o air bags.

- j) **Amarre de la Malla:** Es la última tarea del proceso de carguío de taladros y consiste en amarrar los taladros conforme a una secuencia de salida. En mediana y gran minería, se realiza el amarre electrónico que no tiene nada que ver con la secuencia de salida, más bien a una conexión sistemática de los taladros. También se realiza el amarre pirotécnico con el cordón detonante y diversos retardos de superficie que obedecen a la secuencia de salida. En pequeña minera, se realiza el amarre pirotécnico.

2.2.2.5. Proceso de fragmentación de la roca con cámaras de aire:

Según refieren Catacora *et al.* (2015), el proceso de fragmentación de la roca con cámaras de aire posee varias diferencias en comparación a una voladura convencional. No obstante, estas diferencias se marcan a partir de la detonación de la prima, por ello solo se detallara el proceso de fragmentación de la roca con cámaras de aire a partir de la detonación. Véase este proceso a continuación:

A: Etapa 1: Ondas reflectadas de 1er orden

La detonación del explosivo inicia. Y la onda de choque se expande de forma cilíndrica en todas las direcciones. La explosión al ser una energía cinética, este se expande primero a las zonas de menor resistencia, siendo estos el taco y el fondo del taladro. En el fondo del taladro donde se encuentra el taponex con cierta cantidad de detritus y la cámara de aire, se producen las primeras ondas reflejadas que tienen un VOD de 2 a 7 veces más que el VOD del explosivo. Este aumento del VOD dentro de las cámaras de aire de cada taladro, compensaría en gran medida la falta de explosivo de alta densidad para romper el pie de banco, donde la presión del macizo rocoso dificulta en gran medida la fragmentación de la roca. Cabe mencionar que las ondas reflejadas de primer orden se expanden de forma horizontal hacia los taladros vecinos y en forma vertical hacia el mismo taladro. Véase la imagen 2.5:

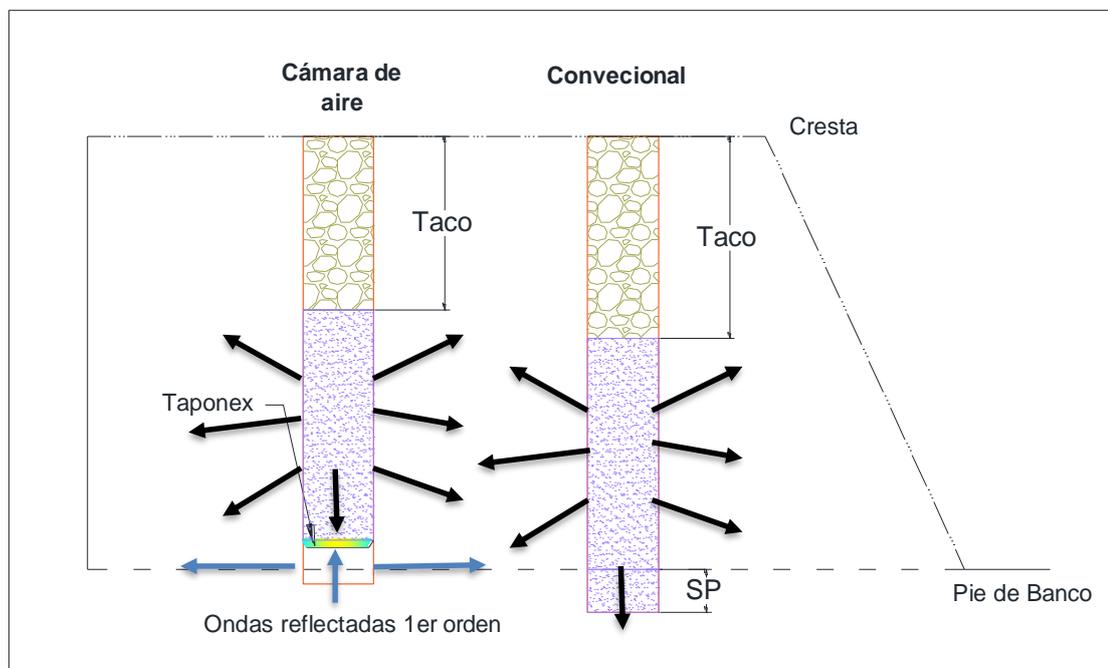


Figura 2.5: Ondas reflejadas de 1er orden por la cámara de aire.

Fuente: (Quispe y Catacora, 2014).

B: Etapa 2: Ondas reflejadas de 2do orden

La detonación del explosivo es sostenida y constante de forma cilíndrica. Esto genera un choque entre las ondas reflejadas de 1er orden y las ondas de choque del explosivo, produciéndose así las ondas de 2do orden que interactúan con las demás ondas del taladro adyacente. Cabe mencionar que tanto las ondas reflejadas de 1er y 2do orden, son ondas de tensión. Véase la imagen 2.6:

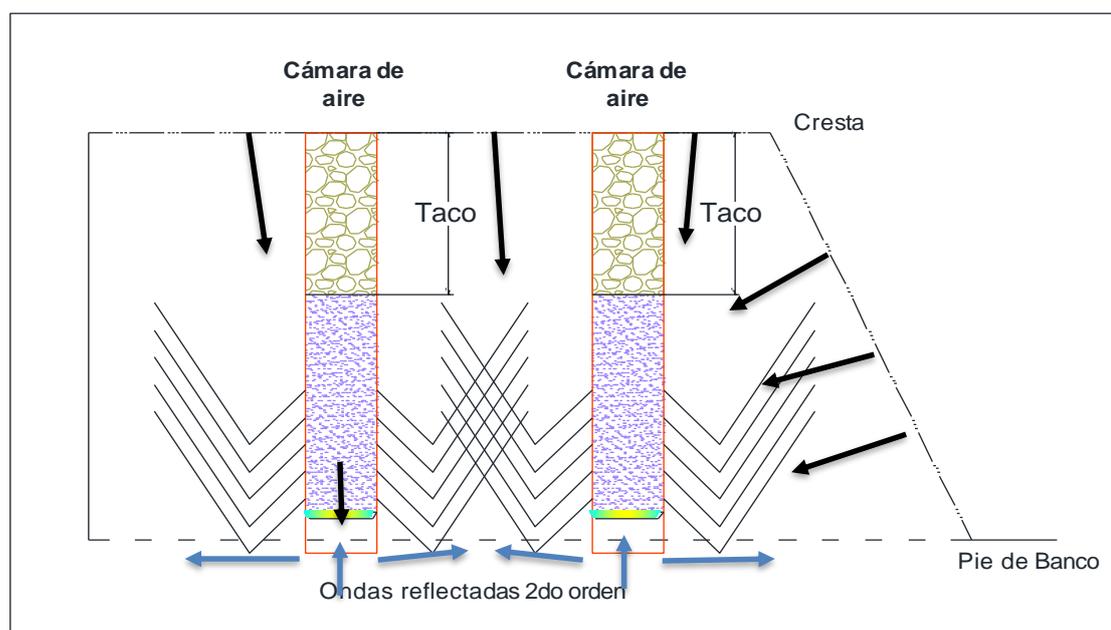


Figura 2.6: Ondas reflejadas de 2do orden por las cámaras de aire.

Fuente: (Quispe y Catacora, 2014).

C: Etapa 3: Rotura convencional y permanencia las ondas de 2do orden

Al igual que una voladura convencional, son las ondas de tensión reflejadas de la cara libre, las cuales producen la rotura de la roca por efecto de tensión. Tanto las ondas de tensión principales como las ondas reflejadas interactúan conjuntamente para, cizallar, fracturar, y romper la roca. No obstante, a diferencia de la voladura convencional, las ondas de 2do orden poseen una permanencia mayor de 2 a 5 veces que las ondas de tensión principales. Esto se da por el holocausto del choque producido entre las ondas de tensión principales como las ondas reflejadas. Véase las imágenes 2.7 y 2.8:

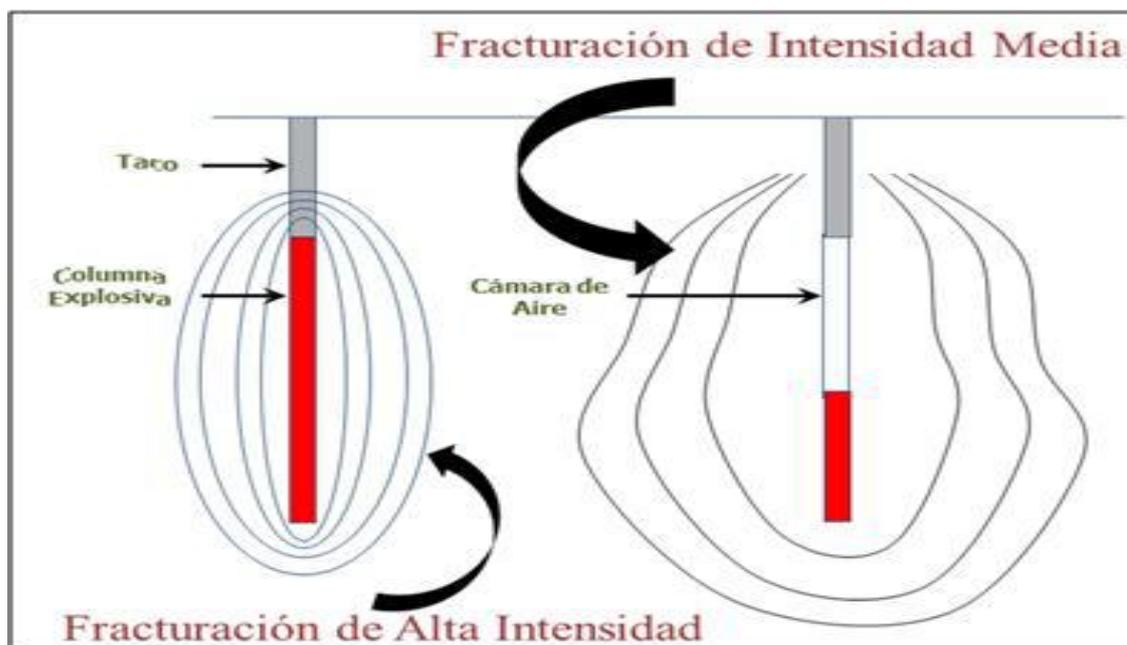


Figura 2.7: Oscilación de las ondas de tensión en la voladura convencional y la voladura con cámaras de aire.

Fuente: (Quispe, 2014).

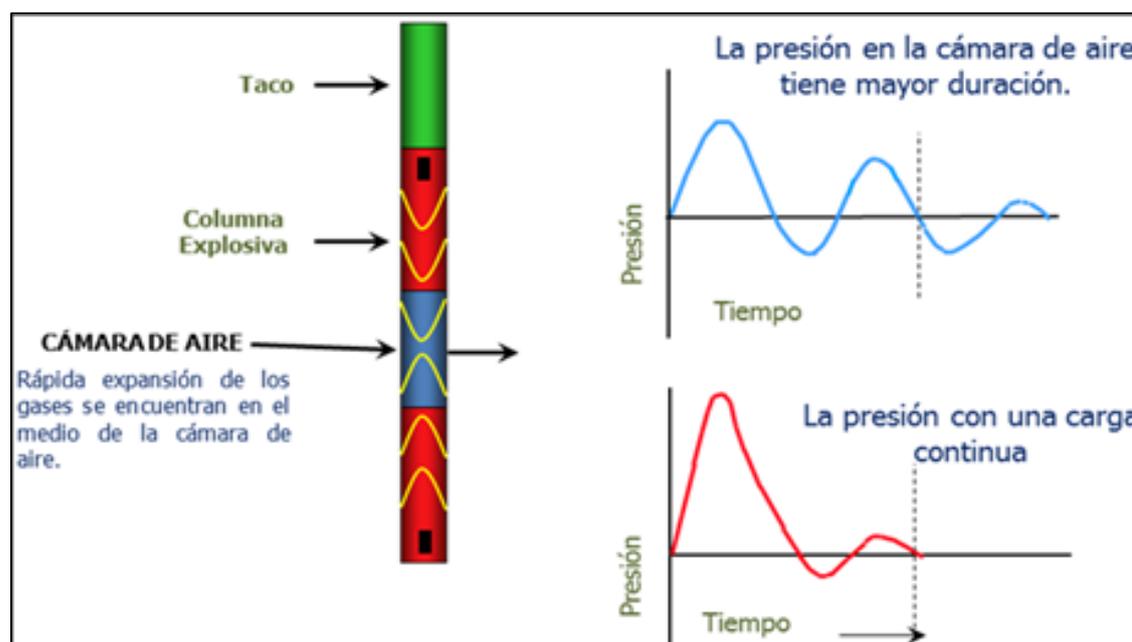


Figura 2.8: Oscilación de las ondas de tensión en la voladura convencional y la voladura con cámaras de aire.

Fuente: (Quispe, 2014).

Así como se puede apreciar en la figura 2.8, las ondas reflejadas de 2do orden permanecen un mayor tiempo en el taladro, esto se debe a la tensión que produce las cámaras de aire al atrapar los gases del explosivo (cargas segmentadas) o al comprimir el aire (carga inferior). Estas ondas la reflejarse causan que se choquen unas ondas con otras, multiplicando el efecto de las ondas de tensión principales y aumentado así su tiempo de permanencia y acción.

D: Etapa 4: Desplazamiento de la pila del material

El desplazamiento de la pila del material con la voladura de cámaras de aire, es casi el mismo que se produce la voladura convencional, sin embargo, el explosivo empleado en la voladura con cámaras de aire es entre 15% a 20% menos que el de la voladura convencional, produciéndose un ahorro en el costo del explosivo que es muy alto cuando los diámetros de taladros son grandes. Véase la imagen 2.9:

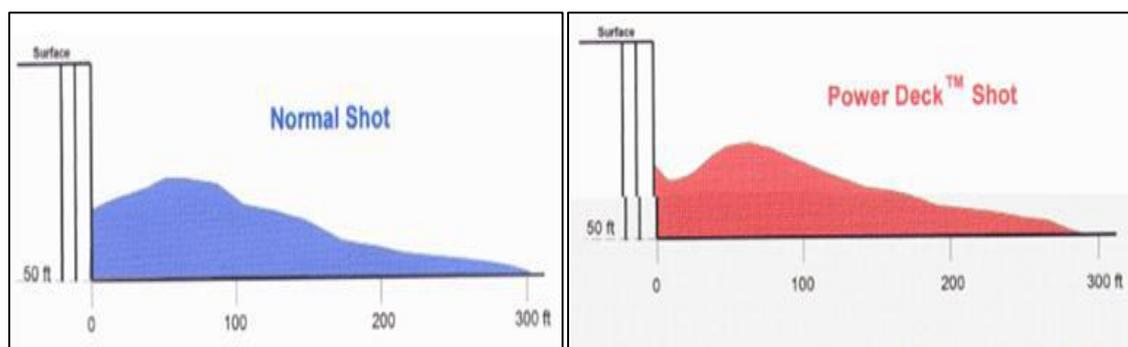


Figura 2.9: Izquierda: pila de material con disparo convencional. Derecha: pila de material con disparo de cámaras de aire.

Fuente: (Quispe, 2014).

E: Fragmentación del material:

La fragmentación del material con cámaras de aire es más homogénea y de menor granulometría. Evaluándose de mejor material con los software de análisis de fragmentación. Asimismo, la predicción de la fragmentación con cámaras de aire sólo se puede hacer con uso de dos variables. La mejora de la fragmentación de la roca que se puede obtener con cámaras de aire oscila entre 15% a 25% con respecto a la voladura convencional. Véase una comparación en la siguiente tabla:

Tabla 2.1.: Comparación entre las fragmentaciones obtenidas.

Voladura tipo:	Convencional	Cámaras de aire	Unidades
Imágenes combinadas	23	37	fotos
Tamaño de fragmentos			
Mínimo	2.5	2.1	pulgadas
P20	2.9	2.1	pulgadas
P50	6.5	4.9	pulgadas
P80	11.3	8.9	pulgadas
Máximo	25.1	24.9	pulgadas

Fuente: (Quispe, 2014).

2.2.3. Secuencia de iniciación y salida de un disparo.

Según refiere EXSA S.A. *et al.* (2011), un disparo puede ser iniciado hasta en 3 formas actualmente distintas en una mina a tajo abierto, mientras que la secuencia de salida puede ser diseñada hasta en 4 formas distintas. Véase a continuación los detalles de cada elemento:

2.2.3.1. El sistema de iniciación en minas a tajo abierto.

De acuerdo a Bernaola *et al.* (2013), en minas a tajo abierto actualmente se aplica tres tipos de iniciación, estos son:

a. Iniciación pirotécnica:

También conocida con iniciación convencional. Este tipo de iniciación tiene como pega principal el fuego y su tren de transmisión es la mecha armada (mecha simple + fulminante) o también el cordón detonante. Es generalmente usada para voladura secundaria para fragmentar bolones o pedrones que se encuentran en un banco operativo.

b. Iniciación pirotécnica + Nonel:

Este sistema de iniciación es muy utilizado en la actualidad para voladuras primarias en minas a tajo abierto. Este tipo de iniciación es más compleja, pues se compone de un pre iniciación con el sistema pirotécnico el cual inicia al sistema Nonel.

El sistema Nonel tiene como pega principal la deflagración que se conoce como choque (shock) ocasionado por el HMX y su tren de transmisión es el sistema Nonel (conector + tubo iniciador + fulminante). Es un sistema muy seguro pero como la principal desventaja se tiene la ocurrencia de la dispersión.

c. Iniciación electrónica:

Este sistema de iniciación es el más reciente y representa la vanguardia y la tecnología en la voladura actual. También es muy utilizado en las voladuras primarias en minas a tajo abierto. Este tipo de iniciación es mucho más simple y sofisticado que el sistema Nonel que tiene como pega principal la electricidad, mientras que su tren de transmisión es un complejo sistema electrónico (conector eléctrico + cable + fulminante electrónico). Este sistema de iniciación es muy seguro que representa la evolución del sistema eléctrico, por lo que necesita de una programación mientras un software especializado. Asimismo, este sistema elimina la dispersión, siendo su principal desventaja su alto costo operativo hasta 6 veces más el sistema Nonel.

2.2.3.2. Secuencias de salida en voladuras a tajo abierto.

Conforme a Catacora *et al.* (2015), en minas a tajo abierto existen 4 tipos de secuencia de salida de iniciación, estos son:

1.- Salida en V:

Este tipo de salida lleva este nombre porque en el proceso de detonación de taladros se forma una V escalonada que deriva en dos alas denominadas como: ala corta y ala larga. Este tipo de salida permite aglomerar mejor el material, obtener una mejor fragmentación y reducir la ocurrencia de rocas volantes o fly rocks. Véase la imagen 2.10:

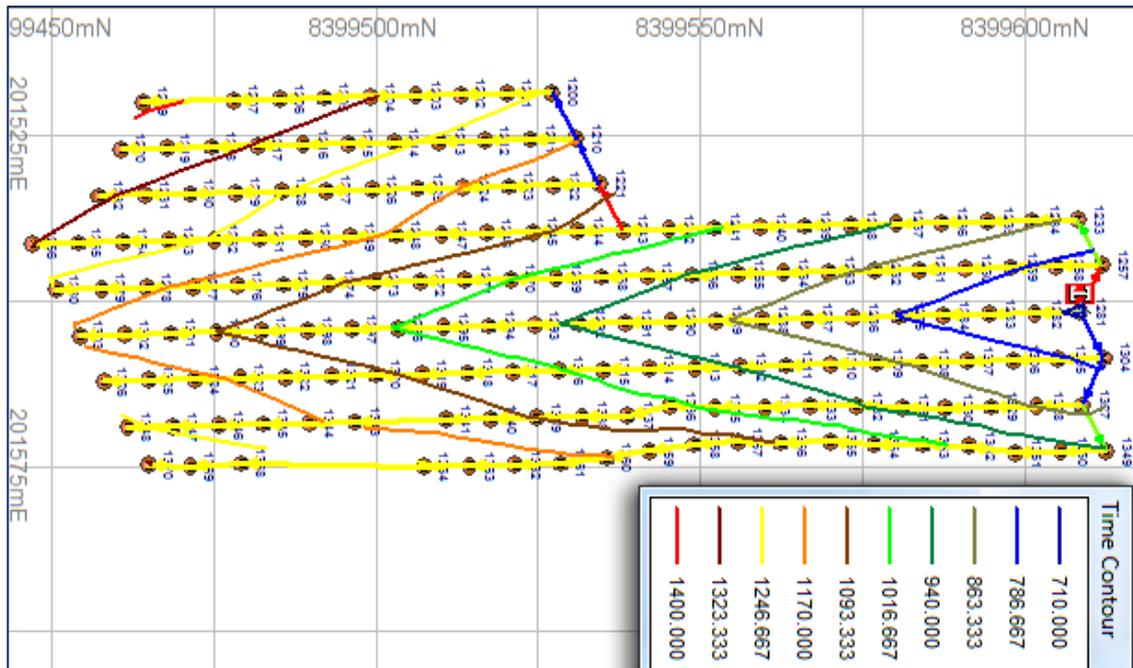


Figura 2.10: Salida en V que se nota por la línea de iso-tiempos en JK Simblast.

Fuente: (Catacora, 2015).

2.- Salida tipo Echelón:

Este tipo de salida lleva este nombre porque en el proceso de detonación de taladros se forma una diagonal entre los taladros disparados. Véase la imagen 2.11:

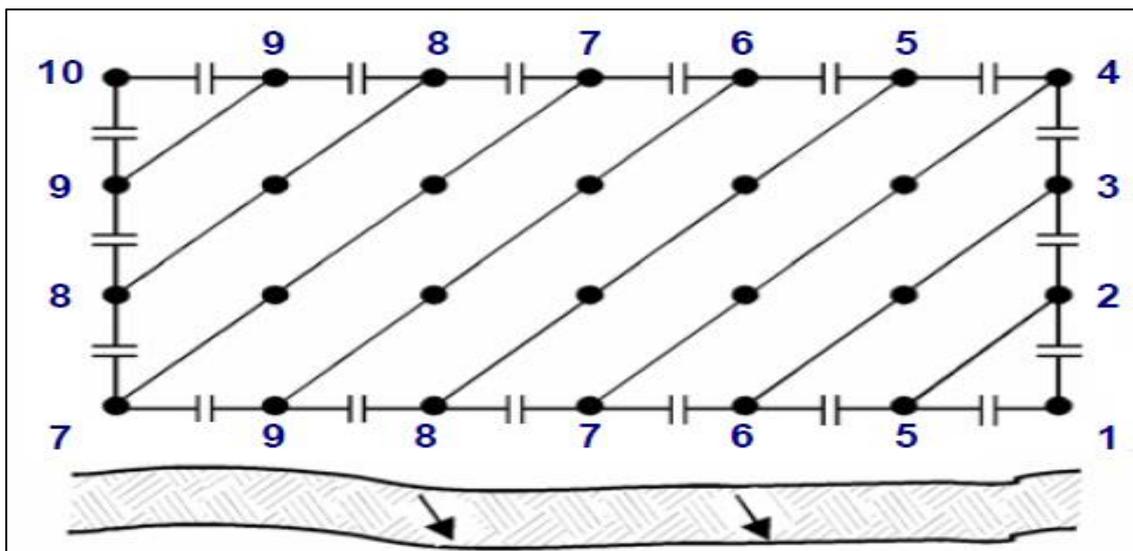


Figura 2.11: Salida en Echelón o diagonal.

Fuente: (EXSA S.A., 2011).

3.- Salida en Paralelo:

La secuencia de salida en paralelo es una salida seccionada como si se realiza cortes transversales sobre el macizo rocoso. La salida en Paralelo lleva la troncal perpendicular a la cara libre y las filas salen paralelas a la cara libre. Véase la imagen 2.12:

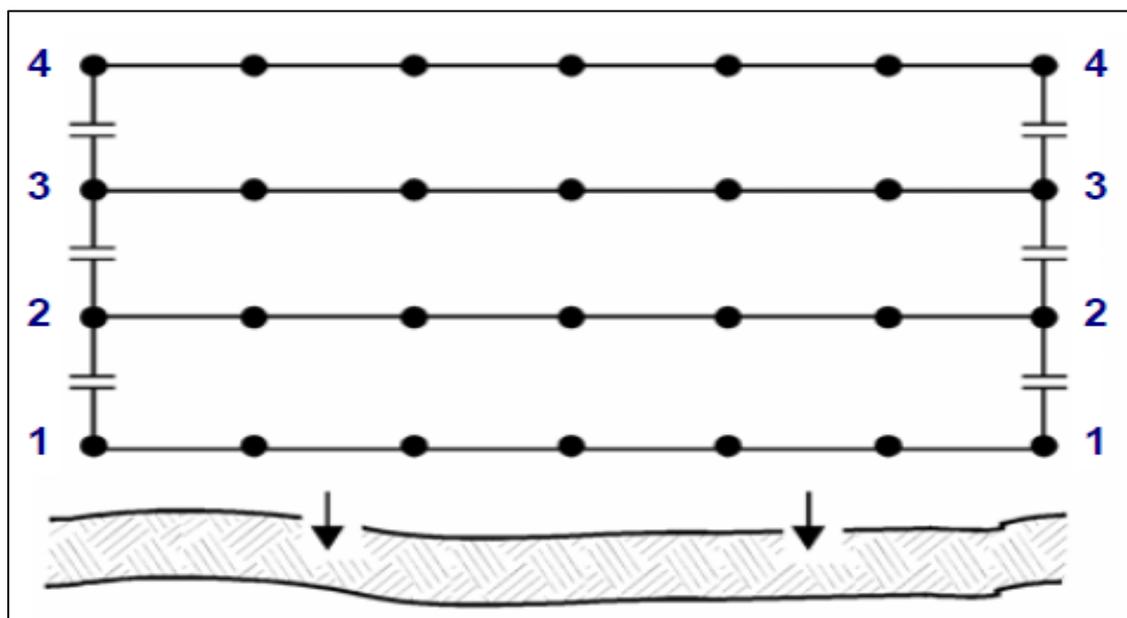


Figura 2.12: Salida en Paralelo.

Fuente: (EXSA S.A., 2011).

4.- Salida en Trapezoide:

Este tipo de secuencia de salida es utilizada en mallas de voladura de gran extensión. La salida en trapezoide se compone de un ala corta, larga y la base, siendo así una variante de la salida en V. Véase la imagen 2.13:

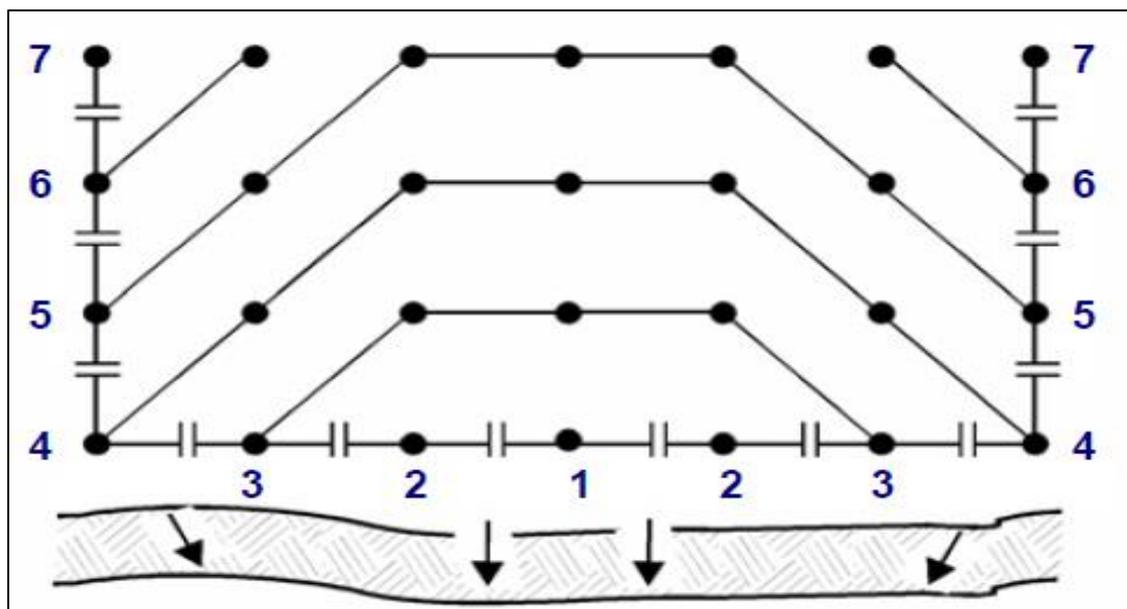


Figura 2.13: Salida en Trapezoide.

Fuente: (EXSA S.A., 2011).

2.2.3.3. El proceso de disparo.

Según refiere Poma (2012), el manejo de explosivos es muy importante tener en cuenta los aspectos de seguridad, que mediante un procedimiento de trabajo seguro, establece una secuencia de pasos para realizar el disparo de un proyecto de voladura a tajo abierto de forma segura. Este procedimiento continúa después del carguío de taladros con cámaras de aire y básicamente es de la siguiente manera:

1) Amarre de Malla: Para realizar el amarre de malla, se procederá con la distribución de retardos de superficie en la parte superior del taladro tapado y siempre en una parte visible. Luego, se revisará la orientación de cada uno de los retardos en todas las filas a disparar. Se conectará primeramente los retardos entre filas (líneas troncales, las cuales deberán conformarse por 2 unidades por periodo), para después proceder a conectar los retardos entre taladro y taladro, asegurándose que estén conectados y sujetos a su block de forma segura. Para finalizar el amarre, se verificará que las conexiones estén seguras y que la calidad del material este en perfectas condiciones. Así la malla quedara lista para ser disparada.

2) Cierre de los accesos e inicio de la voladura: De acuerdo a la zona de influencia de la voladura se coordinará con los vigías para realizar los bloqueos de las vías y rampas que accedan a la zona de influencia del disparo. Para ello, los vigías deben contar con una paleta que diga “ALTO DISPARO”; asimismo, se encenderán las sirenas hasta 30 min antes del disparo y también se comunicará por radio. Luego que el Supervisor de Voladura encargado verificará que la zona cercana a la voladura en un radio de 500 m esta liberada.

3) Chispeo del disparo: Para el chispero del disparo, un encargado y su personal debe realizar esta tarea encendiendo con fuego la mecha armada que dará inicio al disparo. El encargado y su personal deben comunicar este trabajo al Supervisor de Voladura. Una vez autorizada la tarea debe encenderse la mecha armada, luego debe dirigirse un lugar seguro ya coordinado por el área de voladura.

4) Fin de la voladura: Luego de transcurridos 5 minutos después de la voladura y que no hayan humos (visibles), se ingresará al área volada para verificar la conformidad de la voladura; asimismo, el encargado y su personal de voladura, realizarán una inspección rápida en el área volada, donde verificaran la detonación de todos los retardos de superficie y reportarán por radio al Supervisor de Voladura la detonación de todos los taladros. Para dar por concluido el proceso, el Supervisor de Voladura comunicará radialmente la conformidad del disparo para proceder a despejar el acceso bloqueado y término del proceso de voladura.

2.2.4. Análisis de la fragmentación con el software Wipfrag.

Conforme a Barona (2014), el análisis de la fragmentación es un proceso sencillo y corto, el cual necesita fotografías o imágenes para realizar este trabajo. Véase este proceso a continuación:

2.2.4.1. Toma de imágenes del disparo.

La toma de imágenes es el primer proceso para el análisis de la fragmentación. Estas fotografías de acuerdo a los softwares Wipfrag o Split, deben ser tomadas en situ

de la fragmentación o mediante cámaras instaladas en las fajas y la chancadora. Las características con que deben cumplir estas imágenes son:

1.- Escaladas: Cada fotografía tomada de la fragmentación debe estar acompañada de un objeto de escalamiento, el cual permita medir los fragmentos plasmados en la fotografía. Los objetos más utilizados para escalar son: un escalímetro, esferas de plástico, barras y balones de basquetbol.

2.- Iluminadas: Para tomar una fotografía de la fragmentación se debe contar con la suficiente iluminación para que en el proceso de delimitación no se distorsionen los fragmentos.

3.- Cercanas: La fotografía a tomarse de la fragmentación debe ser lo suficientemente cercana para distinguir y resaltar los fragmentos junto con su objeto escalador.

4.- Representativas: Esto tiene que ver con el número de fotografías a tomarse. No existe un estándar, pero se recomienda que este represente a la zona de cresta, zona de contorno, centro de la pila, alrededor y otros. Si la fragmentación es buena y homogénea, unas tres fotos pueden ser suficientes, pero si existe variabilidad hasta unas 8 fotografías pueden ser necesarias. Véase la figura 2.14:



Figura 2.14: Izquierda, una imagen demasiado lejos/muy mala. Derecha, una buena imagen con su objeto escalador.

Fuente: WipFrag

2.2.4.2. Procesamiento de las imágenes del disparo.

El segundo paso del análisis de la fragmentación es el procesamiento de las imágenes del disparo. Este trabajo debe hacerse por cada frente de minado a analizar o intervalo de tiempo, asimismo, este proceso debe hacerse por cada imagen tomada y el proceso consiste en:

- 1) Ingreso de la imagen: Para trabajar ya sea en el software Wipfrag, Split u otro software, se tiene que abrir la imagen para ingresarlo a la interfaz del software.
- 2) Delimitación: Este paso consiste en generar una malla automática por el software que delinea las caras de los fragmentos y grada a las zonas oscuras. Véase la imagen 2.15:

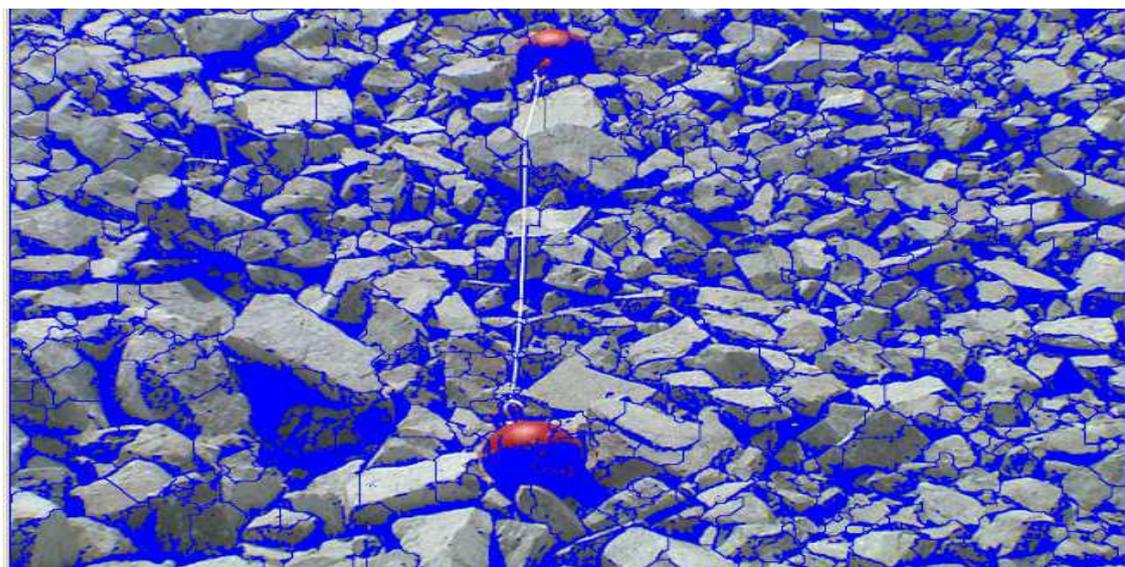


Figura 2.15: Imagen delimitada de la fragmentación.

Fuente: WipFrag.

- 3) Escalamiento: Consiste ingresar el diámetro o longitud del objeto escalador para realizar la comparación y medición de los fragmentos.



Figura 2.16: Imagen escala con la dimensión del objeto escalador.

Fuente: WipFrag.

4) Edición de delimitación: Este paso principalmente se utiliza para editar la malla automática generada por el software. Básicamente consiste en resaltar las caras de los fragmentos visibles y establecer una zona de finos.

2.2.4.3. La curva de fragmentación.

El tercer y último paso del análisis de la fragmentación es la obtención de la curva granulométrica. Esta curva granulométrica compara el tamaño de los fragmentos versus el porcentaje pasante con lo cual se tamiza los fragmentos plasmados en las imágenes del disparo. En esta curva de fragmentación es común medir el P50, el P80, el tamaño máximo de los fragmentos así como el tamaño representativo de los fragmentos (Xc). Véase la imagen 2.17:

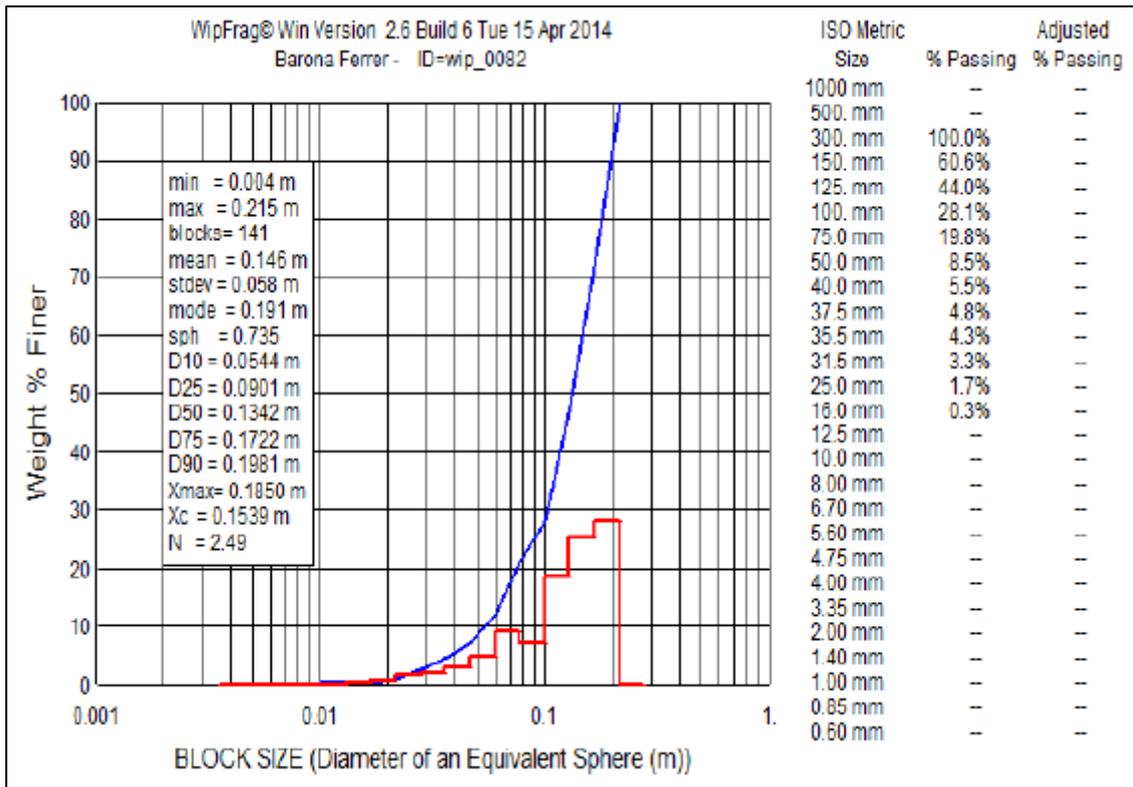


Figura 2.17: Curva granulométrica realizada por el software Wipfrag.

Fuente: Barona (2014).

2.2.5. Proceso operativo y costos del chancado primario y secundario.

El chancado es el primer proceso de conminución de la roca mineralizada en el beneficio del mineral. En la planta de flotación de cobre y molibdeno de la mina Constancia, el proceso de chancado se sub divide en: chancado primario y chancado secundario. Estos sub procesos se enlazan por las fajas transportadoras y la pila de mineral.



Figura 2.18: Vista panorámica de la planta de beneficio de la mina Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

2.2.5.1. El chancado primario.

El chancado primario es la conexión entre el fin del ciclo de transporte de los camiones mina y el inicio del proceso de beneficio. El chancado primario en la mina Constancia tiene la finalidad de reducir la roca hasta en 4 veces su tamaño original, es decir, de 25 cm del tamaño máximo del fragmento hasta el tamaño objetivo de 6.25 cm, empleando un work index que oscila entre 1.90 a 2.15 Kw-h/TM. Su costo operativo por tonelada oscila entre 0.350 a 0.40 US\$/TM, representado así casi un 45% del costo total de chancado. Véase la imagen 2.19:



Figura 2.19: Vista del complejo de chancado primario.

Fuente: Mina Constancia.

2.2.5.2. Transporte de mineral por fajas.

Las fajas transportadoras en la planta de beneficio de la mina Constancia, conectan transportan el mineral hacia una pila inmensa de mineral. Esta pila conjuntamente con las fajas forman un conexión entre el proceso de chancado primario – proceso de chancado secundario, asimismo, también conectan el proceso de chancado secundario con el proceso de molienda. Su costo operativo en total por tonelada oscila entre 0.370 a 0.44 US\$/TM y representa al menos el 7% del costo total del proceso de beneficio (conocido por Hudbay como el proceso de Molino y Proceso). Véase la imagen 2.20:



Figura 2.20: Vista del transporte por fajas hacia una pila de mineral.

Fuente: Mina Constancia.

2.2.5.3. El chancado secundario.

El chancado secundario en la mina Constancia tiene la finalidad de reducir la roca hasta en 5 veces su tamaño original, es decir, de 6.25 cm del tamaño máximo del fragmento de entrada hasta el tamaño objetivo de 1.25 cm, empleando un work index que oscila entre 2.31 a 2.72 Kw-h/TM. Su costo operativo por tonelada oscila entre 0.42 a 0.52 US\$/TM, representado así casi un 55% del costo total de chancado. Una vez chancado el mineral en este segundo proceso se procede a enviar el mineral por medio de las fajas al proceso de molienda. Véase la imagen 2.21:



Figura 2.21: Vista del complejo de la chancadora secundaria con sus fajas transportadoras.

Fuente: Mina Constancia.

2.3. Formulación de la Hipótesis:

2.3.1. Hipótesis general:

Aplicando las cámaras de aire para minimizar la fragmentación promedio del mineral se reduce el costo total de chancado en la U.M. Constancia.

2.3.2. Hipótesis específicas:

- a. Al aplicarse las cámaras de aire en la voladura de mineral se reduce la fragmentación promedio de mineral en tamaños menores a 8" (20 cm) en la U.M. Constancia.
- b. El monitoreo post voladura con el software Wipfrag contribuye a reducir la fragmentación promedio del mineral.
- c. El costo total de chancado se reduce al procesar mineral fragmentado obtenida al aplicar las cámaras de aire en la U.M. Constancia.

CAPÍTULO III:

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. **Diseño Metodológico:**

3.1.1. **Tipo de investigación:**

El presente estudio de la investigación fue de tipo descriptivo y aplicativo. Descriptivo mediante el cual se realizó una explicación detallada de la aplicación de las cámaras de aire en tajos de la Mina Constancia, y también el uso del Software Wipfrag para evaluar el grado de la fragmentación post voladura del mineral.

Por otra parte el estudio fue de tipo Aplicativo, de causa y efecto, donde la causa será la fragmentación del mineral con la aplicación de las cámaras de aires y software Wipfrag; y el efecto será el costo total de chancado, lo cual se buscas reducir al prescindir el chancado secundario del mineral en la U.M. Constancia.

3.1.2. **Alcance:**

De acuerdo a sus resultados, el alcance de esta investigación fue descriptiva, pues se describió la eficiencia de las cámaras de aire que tiene sobre la fragmentación de mineral, y los cuales fueron utilizados en la U.M. Constancia, para lograr reducir los costos de chancado del mineral.

3.1.3. **Diseño de la investigación:**

El estudio realizado hizo uso de los siguientes tipos de diseños de investigación:

La primera parte del proyecto consistió en la recopilación de información acerca de la caracterización geológica (litología, alteración), geomecánica del macizo rocoso del tajo de la Mina Constancia. Dicha información servirá como parte de las variables de entrada a tomar en cuenta para el diseño de cámaras de aire y determinar el grado de fragmentación.

La segunda parte consistió en la realización del estudio de línea base donde se identificó las prácticas operativas que influye en el resultado de la voladura convencional; evaluando la fragmentación del mineral obtenido y los costos de chancado asociados a procesar este mineral.

En la tercera parte se utilizará la información recopilada para la realización del diseño de la voladura con cámaras de aire, en el que se: adecuó las mezclas explosivas de heavy Anfo, las mallas de perforación según zonas, el diseño de carga de voladura, evaluación de los tiempos de retardo entre taladros y filas, evaluación de las secuencia de salida de los disparos.

En la cuarta parte se tomó fotografías de distintos disparo de mineral dentro del tajo de la Mina Constancia, para luego procesarlos en el software Wipfrag para evaluar la fragmentación obtenida en los distintos disparos.

En la quinta parte se verificó los informes de costos de chancado en la planta de procesamiento, con el cual se evaluó si el costo de chancado secundario se eliminó reduciendo así los costos de chancado total.

3.2. Población y Muestra:

3.2.1. Población.

La población al ser la totalidad del lugar donde se hizo la investigación, esta población corresponde a la unidad minera Constancia perteneciente a la empresa Hudbay Minerals S.A.C, el cual extrae cobre, molibdeno, plata y oro del tajo Constancia.

3.2.2. Muestra.

La muestra al ser un sub grupo representativo de la población de la unidad minera Constancia, las muestras tomadas para realizar esta investigación se tomaron de 3 áreas distintas, siendo estas áreas:

3.2.2.1. Geología y geomecánica.

Siendo el macizo rocoso con todas sus propiedades geológicas y geomecánicas un parámetro no controlable, todos los datos correspondientes se utilizaron como datos de entrada para los diseños de patrones de voladura tanto de manera convencional como con cámaras de aire. Véase a continuación una descripción general de las rocas predominantes así como las estructuras más importantes.

A: Rocas predominantes:

Son rocas que se asocian a los intrusivos que dieron génesis al yacimiento del tajo Constancia así como a Pampacancha. Estas rocas predominan en ambos tajos por lo que están presentes para el diseño de mallas de voladura. Los más importantes tenemos:

- a) **Diorita (símbolo = DI):** Es una roca de dureza media a alta, la cual no está asociada a la mineralización.
- b) **Monzonita Porfírica 1 (símbolo = MPI):** Esta roca aflora en el cerro Constancia y se extiende por el oeste hasta San José. Se caracteriza por fenocristales de plagioclasa abundantes (entre 40 - 50%) de hasta 3 mm de longitud. Por lo general esta roca esta lixiviada siendo su dureza es de media a baja.
- c) **Monzonita Microporfírica 1 (símbolo = MMP):** Esta roca es de textura de grano fino de plagioclasas que afloran al sur y con mayor abundancia al oeste del depósito. La dureza es de media a baja.
- d) **Monzonita Porfírica Cuarzosa (símbolo = QMP):** Esta roca es de grano fino endurecido de color negro con cristales de cuarzo de hasta 4 mm. No se asocia a la mineralización y es de dureza alta.
- e) **Monzonita Porfírica 2 (símbolo = MP2):** Esta roca compone a un dique que aflora en su mayor parte al oeste de Constancia. Se caracteriza por

fenocristales de plagioclasa abundantes (entre 60 - 70%) de hasta 4 mm de longitud. La dureza de esta roca es de media a alta.

- f) **Andesita (símbolo = AAN):** Esta roca es afanítica de color verdoso que se caracteriza por fenocristales de plagioclasa y horblenda. La dureza de esta roca es de media a alta.
- g) **Arenisca (símbolo = SS):** Esta roca es de granos finos, que aflora en parte del yacimiento Constancia. La dureza de esta roca es media.
- h) **Skarn (símbolo = SK):** Es una unidad litológica compleja que tiene contactos con la monzonita y la roca caliza (que en gran parte forma mármol). Se asocia principalmente a la mineralización del yacimiento Constancia. La dureza de esta unidad es de media a alta.

La ocurrencia grafica de estas rocas predominantes se puede apreciar en el anexo N° 01.

B: Fallas principales:

Las fallas jugaron un papel principal en la mineralización del yacimiento porfirítico de Constancia. Siendo los más importantes:

- ✓ **Falla Barita:** Es una estructura de formación tardía, con rumbo noreste-suroeste entre las zonas de Constancia y San José. La zona de falla tiene por lo general de 5 a 10 m de ancho, y se caracteriza por óxidos brechados de monzonita-barita-cuarzo-cobre y galena.
- ✓ **Falla San José:** Esta es una falla que está ligada al lado oriental del tajo San José. Tiene rumbo norte-sur; sin embargo, serpentea en su extensión norte, donde puede estar asociada con las zonas de silicificación de Yanaccaca.
- ✓ **Falla Yanak:** Esta falla pertenece al evento estructural más reciente en el área. La estructura presenta rumbo norte-noroeste a sur-sureste y se encuentra ubicado entre los yacimientos Constancia y San José.

3.2.2.2. Perforación:

Los datos tomados de la operación de perforación en la Mina Constancia corresponden a las características operativas que tienen las perforadoras de Atlas Copco

tanto en mineral como en desmante. Las perforadoras de marca Pit Viper 271 de 9 7/8” de diámetro de taladro opera de manera distinta para una malla convencional que para una malla con cámaras de aire, siendo las diferencia más resaltantes, en los metros perforados por mes y el índice de perforación. Véase la siguiente imagen y tablas:



Figura 3.1: Perforadoras Pit Viper 271 de Atlas Copco.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 3.1.: Características operativas de la perforadora.

Índices operativos del Pit Viper 271		Unidades
Características		
Diámetro de Broca :	9 7/8	"
Longitud de Barreno:	25	Pies
Diámetro de Broca :	250.83	mm
Longitud de Barreno:	7.62	m
Juego de Barrenos	4	unidades
Velocidad de perforación:	35	m/h
Disponibilidad Mecánica:	90	%
Utilización:	80	%

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 3.2.: Dimensiones promedio de las mallas en voladura convencional.

Parámetros de la malla	Dimensiones		Unidades
	Mineral	Desmante	
Burden:	6.93	7.79	m
Espaciamiento:	8.00	9.00	m
Altura de Banco:	15.00	15.00	m
Longitud de taladro:	16.50	16.50	m
Sobreperforación:	1.50	1.50	m
Índice de perforación:	131.01	165.80	TM/m
Metros Barrenado por mes:	18,319.78	12,882.69	m/mes

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 3.3.: Dimensiones promedio de las mallas en voladura con cámaras de aire.

Parámetros de la malla	Dimensiones		Unidades
	Mineral	Desmante	
Burden:	6.93	7.79	m
Espaciamiento:	8.00	9.00	m
Altura de Banco:	15.00	15.00	m
Longitud de taladro:	15.50	15.50	m
Sobreperforación:	0.50	0.50	m
Índice de perforación:	139.46	176.50	TM/m
Metros Barrenado por mes:	17,209.49	12,101.92	m/mes

Fuente: Mina Constancia.

En la tabla 3.2 y 3.3, se puede apreciar que los metros perforados por mes así como el índice de perforación, es menor en la voladura con cámaras de aire en comparación a la voladura convencional, esto se debe principalmente a la reducción de la sobreperforación de 1.50 m a 0.50 m; no obstante, la reducción de costos de perforación no están significativa.

3.2.2.3. Voladura:

Los datos tomados de la operación de perforación en la Mina Constancia corresponden a las características del explosivo Heavy Anfo en sus distintas mezclas y también sobre los accesorios utilizados. Asimismo, se detalla el esquema de carguío así como su costo por taladro en la malla convencional. Véase las siguientes tablas:

Tabla 3.4.: Propiedades y costos de las distintas mezclas del Heavy Anfo.

Características	Unidades	HA-28	HA-37	HA-46	HA-55	HA-64
Densidad	g/cc	0.94	1.03	1.19	1.27	1.31
VOD	m/s	4600	4900	5080	5200	5400
Costo de la mezcla	US\$/Kg	0.746	0.762	0.769	0.775	0.781

Fuente: Mina Constanca.

Tabla 3.5.: Propiedades y costos de los accesorios utilizados.

Características	Booster 1 lb	Detonador No eléctrico dual	Taponex	Conector Unidireccional	Cordón Detonante 5P	Detonador Ensamblado
Uso base	1	1	1	1	1	1
Unidad de uso	unidad	unidad	unidad	unidad	m	unidad
Costo del accesorio	4.60	0.38	5.42	0.31	0.62	0.14
Unidad del costo	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$/m	US\$
Tipo de uso	En taladro	En taladro	En taladro	Variable	Variable	Disparo

Fuente: Mina Constanca.

Cabe mencionar que en la fragmentación de mineral en la voladura convencional, las mezclas más utilizadas son el Heavy Anfo 55 y 46, por sus mejores resultados en fragmentación, por lo que el esquema de carguío y el costo por taladro está referido al HA-55/46. Véase la siguiente imagen y tabla:

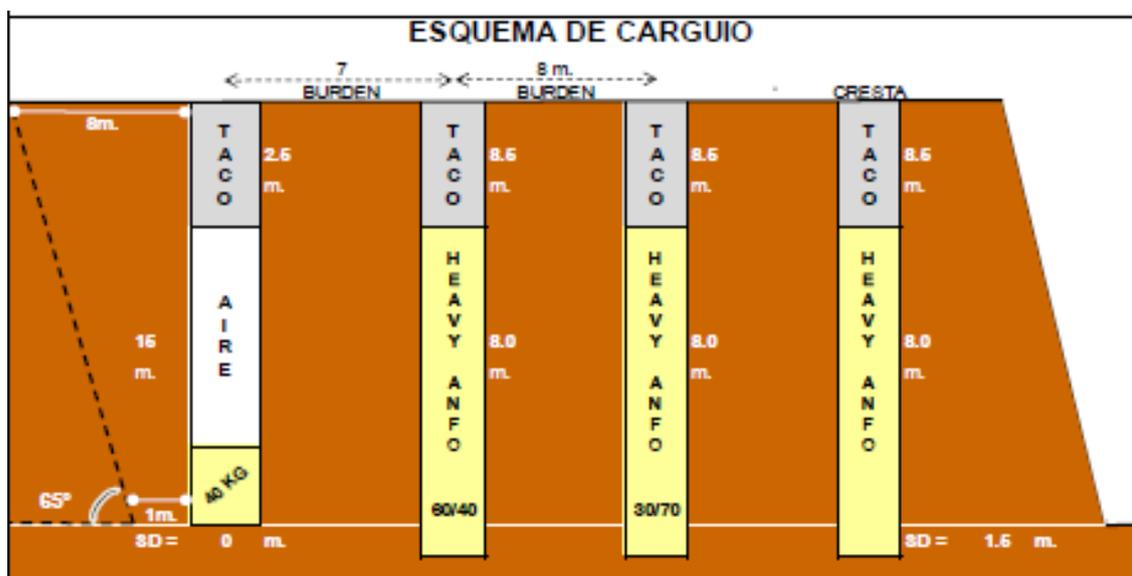


Figura 3.2: Esquema de carguío para HA-55/46 en mineral.

Fuente: Mina Constanca.

Tabla 3.6.: Costo por metro lineal y por taladro de cada tipo de voladura.

Parámetros:	Convencional: 9 7/8"		Cámaras de aire: 9 7/8"	
	Estimado	Unidades	Estimado	Unidades
Malla	6.93 x 8.00	m	6.93 x 8.00	m
Carga lineal:	62.79	Kg-exp/m	62.79	Kg-exp/m
Longitud de carga:	10.50	m	8.50	m
Explosivo por tal:	659.29	Kg-exp/tal	533.71	Kg-exp/tal
Costo por metro:	48.66	US\$/m	48.66	US\$/m
Costo por taladro:	515.93	US\$/tal	424.02	US\$/tal

Fuente: Mina Constanca.

3.2.2.4. Chancado primario y secundario:

El área de chancado de la mina Constanca se compone del chancado primario y chancado secundario. Los datos tomados de esta área, corresponden a los costos operativos de 5 meses del año 2017, periodo donde no se aplicaba aún las cámaras de aire. Véase las siguientes tablas:

Tabla 3.7.: Resumen de los costos de molino y proceso año 2017 de la mina Constanca.

Costo de Molino y Proceso	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Promedio
Chancado Primario y Secundario	0.875	0.794	0.824	0.791	0.867	0.83
Molienda	4.352	4.274	4.311	4.283	4.332	4.31
Transporte del Mineral por Fajas	0.38	0.42	0.39	0.43	0.41	0.406
Gastos de logística y otros	0.09	0.08	0.07	0.06	0.11	0.082
Costo total de M&P	5.70	5.57	5.60	5.56	5.72	5.63

Fuente: Mina Constanca.

En la tabla 3.7, se puede apreciar que el costo de chancado primario y secundario representa el 16% del costo total de Molino y Proceso.

Tabla 3.8.: Costos por tonelada del chancado primario del año 2017.

Meses CH-P 2017	Tamaño Máximo Pulgadas	Tamaño Máximo cm	Target cm	Tonelaje Chancado TM/mes	Costo total del CH-P US\$	US\$/TM Molida
Marzo	10	25	6.25	2,489,700	957,084.61	0.384
Abril	10	25	6.25	2,374,600	849,991.37	0.358
Mayo	10	25	6.25	2,425,980	891,606.58	0.368
Junio	10	25	6.25	2,406,704	856,965.56	0.356
Julio	10	25	6.25	2,476,840	937,263.79	0.378
Promedio:	10	25	6.25	2,434,765	898,582.38	0.369

Fuente: Mina Constanca.

Tabla 3.9.: Costos por tonelada del chancado secundario del año 2017.

Meses CH-S 2017	Tamaño Máximo Pulgadas	Tamaño Máximo cm	Target cm	Tonelaje Chancado TM/mes	Costo total del CH-S US\$	US\$/TM Molida
Marzo	2.46	6.25	1.25	2,489,700	1,220,189.41	0.490
Abril	2.46	6.25	1.25	2,374,600	1,035,857.34	0.436
Mayo	2.46	6.25	1.25	2,425,980	1,107,905.41	0.457
Junio	2.46	6.25	1.25	2,406,704	1,045,796.14	0.435
Julio	2.46	6.25	1.25	2,476,840	1,210,167.49	0.489
Promedio:	2.46	6.25	1.25	2,434,765	1,123,983.16	0.461

Fuente: Mina Constanca.

Tabla 3.10.: Distribución de los costos de chancado primario y secundario.

Meses CH-P y S 2017	Primario	Secundario	Total	Distribución %	
	US\$/TM	US\$/TM		Primario	Secundario
Marzo	0.384	0.490	0.875	43.96%	56.04%
Abril	0.358	0.436	0.794	45.07%	54.93%
Mayo	0.368	0.457	0.824	44.59%	55.41%
Junio	0.356	0.435	0.791	45.04%	54.96%
Julio	0.378	0.489	0.867	43.65%	56.35%
Promedio:	0.369	0.461	0.830	44.44%	55.56%

Fuente: Mina Constanca.

Dentro de los costos de chancado, el costo de chancado primario representa el 44.44% en promedio, mientras que el costo de chancado secundario el 55.56%. Esta distribución, muestra la gran relevancia que tiene el chancado secundario en la mina Constanca.

3.3. Operacionalización de Variables:

Las variables para esta investigación son:

a) Variable Dependiente:

El Costo de Chancado

b) Variable Independiente:

Fragmentación del Mineral con Cámaras de Aire.

Asimismo, se tiene la operacionalización de la variable independiente en la siguiente tabla:

Tabla 3.11.: Operacionalización de la variable independiente.

VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES	ÍNDICES	
Fragmentación del Mineral con Cámaras de Aire	Cambios en la Malla de Voladura del Mineral	Sobreperforación	Metros	
		Longitud del taladro	Metros	
		Longitud de Carga y Taco	Metros	
			Factor de Carga	Kg-ex/TM
	Costo de Perforación y Voladura con Cámaras de aire		Costo de perforación	US\$/TM
			Costo de voladura	US\$/TM
			Imágenes de los disparos	Imágenes
	Evaluación Post Voladura de la Fragmentación del mineral		Cantidad de fragmentos <= a 8" o 20 cm	%
		Tamaño promedio de los fragmentos	Pulgadas y cm	

Fuente: Elaborado por el tesista.

3.4. Técnicas de Recolección de Datos:

La recolección de datos para este estudio está dividido en dos partes:

La primera parte contiene a la línea de base, que se entiende como el “Antes de”. En el caso de mina Constancia, la línea de base se compone de datos históricos (archivos) y muestras que fueron recolectadas de la voladura convencional y los costos de chancado que se tenía en algunos meses del año 2017. Véase un resumen en la siguiente tabla:

Tabla 3.12.: Esquema de la línea de base del estudio.

Línea de base del estudio		
Voladura anterior	Resultados en voladura	Variable dependiente
Fragmentación del mineral con voladura convencional.	Tamaño de fragmentos del mineral 8" a 10", siendo el P80 = 20.30 cm a 25 cm.	Costos de chancado compuesto por: chancado primario + chancado secundario.

Fuente: Elaborado por el tesista.

La segunda parte contiene a la investigación aplicada, que se entiende como el “Después de”. En el caso de mina Constancia, la investigación aplicada se compone de la voladura con cámaras de aire y los costos de chancado después de aplicar las cámaras de aire en la fragmentación del mineral en el año 2018. Véase un resumen en la siguiente tabla:

Tabla 3.13.: Esquema de la investigación aplicada del estudio.

Investigación aplicada del estudio		
Variable independiente	Resultados en voladura	Variable dependiente
Fragmentación del mineral con cámaras de aire.	Tamaño de fragmentos del mineral 6" a 8", siendo el P80 = 15.30 cm a 18 cm.	Costos de chancado primario.

Fuente: Elaborado por el tesista.

CAPÍTULO IV:

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización del Área de Estudio:

4.1.1. Ubicación y acceso.

La U.M. Constancia se encuentra ubicado en los Andes surorientales del Perú, en los distritos de Chamaca y Livitaca, provincia de Chumbivilcas, departamento de Cusco, el cuadrante geológico de referencia para la ubicación es el 29-S. Coordenadas UTM: 201,811-E 8'399,875-N PSAD 56 zona 19.

Las instalaciones están emplazadas en los distritos de Chamaca y Velille, provincia de Chumbivilcas, en el departamento de Cusco; aproximadamente 634 km al sureste de la ciudad de Lima y 112 km al sur de la ciudad de Cusco (distancias en línea recta), a una altitud que varía entre los 4 000 y 4 500 m.s.n.m. La imagen de la ubicación se puede ver en el anexo N° 02.

4.1.2. Geología del yacimiento.

La geología del yacimiento de la mina Constancia se describe de la siguiente manera:

4.1.2.1. Geología regional.

El proyecto se encuentra emplazado en la margen este del batolito Andahuaylas – Yauri, aproximadamente a 3 Km al sur-este de la antigua mina Katanga. Las rocas

más antiguas en el área, corresponden a una secuencia de areniscas de grano de tamaño mediano de color blanco, rojo, violeta o gris con intercalaciones de esquistos de barro de color rojizo de la Formación Chilloroya del Cretácico Inferior (también denominada Formación Murco).

La Formación Arcurquina descansa de manera discordante sobre la Formación Chilloroya y se correlaciona con la Formación Ferrobamba del Cretácico Superior. Estas rocas se encuentran expuestas en un área alargada de norte-sur, de 15 Km de largo por 5 Km de ancho, conformando una secuencia de calizas, calcarenitas y lentes de conglomerados. Estas formaciones sedimentarias han sufrido fenómenos intrusivos por parte de las rocas plutónicas que pertenecen al Andahuaylas-Yauri batolito de la era Oligoceno.

El batolito varía de diorítico a granodiorítico en composición, con plagioclasa y ortoclasa feldespato, cuarzo, hornablenda, biotita, apatita, circón y esfeno como los minerales de formación rocosa principales. Mantos pequeños, vetas y lentes de skarn de magnetita masiva son comunes en el área, y probablemente se relacionan con el emplazamiento del batolito.

Varias intrusiones de roca ígnea monzoníticas, diques o lacolitos intrusionan y cortan transversalmente todas las litologías que se mencionan líneas arriba. Cuando estas rocas han intrusionado calizas, es común encontrar skarns mineralizados, algunos de los cuales contienen mineralización Cu como aquella en la mina Katanga. Algunas de las intrusiones de roca ígnea tienen características típicas de yacimientos de cobre porfirítico como en Constancia. La imagen de la geología regional se puede ver en el anexo N° 03.

4.1.2.2. Geología económica.

El yacimiento de la mina Constancia es un sistema pórfido de Cu-Mo que incluye mineralización skarn de cobre. Este tipo de mineralización es común en el cinturón metalogénico Yauri-Andahuaylas donde varios prospectos pórfidos de Cu-Mo han sido definidos pero no han sido explotados.

El pórfido Constancia ha sido evaluado por 317 sondajes de perforación diamantina (antes de Enero de 2009), algunos hasta profundidades de más de 600 m, con un máximo de 675.80 m. La mayor parte de la mineralización ocurre como disseminaciones, yacimientos fisurales de vetas de cuarzo y rellenos de diaclasamientos de sulfuros, asociados principalmente con el “Micro Pórfido de Monzonita 1 (MP1)”. La mineralización de cobre está mejor desarrollada en la parte central del yacimiento dentro del pórfido de monzonita y se encuentra abierto a una profundidad por debajo de 3800 msnm.

La zona de San José se encuentra en 350 m al oeste-noroeste del límite occidental del yacimiento Constancia y está separada de éste por la Zona de la Falla de Barita. Se completaron sesenta taladros de perforación en el área; muchos de ellos con el propósito de identificar la extensión y profundidad de la mineralización. Los controles principales para el área parecen ser dos fallas que lo conectan en el este (Falla San José) y el oeste. Estas dos fallas tienen generalmente rumbo norte-sur, pero podrían unirse en uno solo en la zona de Yanaccaca. La mineralización en esta área corresponde mayormente a conjuntos del tipo Hipógeno, con mineralización de skarn en forma secundaria.

4.1.2.3. Mineralización del yacimiento.

El yacimiento Constancia es un sistema pórfido de Cu-Mo que incluye mineralización skarn de cobre. Se han encontrado cinco asociaciones de mineralización diferente dentro del área del en la mina Constancia, estos:

a. Hipógeno:

Mineralización hipogénica de estilo porfídico, que incluye yacimiento fisural de vetas de cuarzo disseminadas y mineralización de calcopirita-molibdenita de diaclasamiento controlado en el intrusivo. La mineralización hipogénica (Tipo 1) constituye el grueso del yacimiento, extendiéndose por debajo del nivel de 3900 m.

b. Skarn:

La mineralización de skarn (Tipo 2) es volumétricamente más pequeña que el Tipo 1; sin embargo, las leyes son normalmente superiores, y la mineralización ocurre en la superficie o cerca de ésta. En el contacto entre los intrusivos y las calizas, se desarrolla skarn granate y magnetita, mientras que la asociación piroxena – diópsido (granate – epidota) es más común en areniscas calcáreas y arcosas de la Formación Chilloroya.

c. Supérgeno:

El enriquecimiento supérgeno (Tipo 3) ocurre inmediatamente debajo del Tipo 2, y ocasionalmente como remanentes dentro de la capa lixiviada. Las leyes más altas de cobre en el pórfido Constancia están generalmente asociadas con este tipo y con la zona de skarn. La Digenita- covelita- calcocitasupergénica (cobre nativo raro) principalmente alojada en intrusivo, que yace por debajo de una capa lixiviada.

d. Mixto o de transición:

La zona transicional (Tipo 4) corresponde a la zona donde se mezcla la mineralización supergénica e hipogénica; por ejemplo, donde coexisten los sulfuros supérgeno e Hipógeno. Es también denominado transicional (Mezclado) que incluye sulfuros de cobre secundario / calcopirita en la monzonita (transición del Tipo 1 y Tipo 3 líneas arriba).

e. Óxidos de cobre:

La mineralización de óxido de cobre (Tipo 5) ocurre localmente. Mientras sea superficial, es volumétricamente pequeña y por lo tanto, no es considerada relevante para su explotación en esta etapa de desarrollo.

Para efectos de un análisis económico, considerando un tratamiento y procesamiento de minerales, sólo se ha considerado los tipos de mineralizaciones 1, 2 y 3; y además el tipo 4, considerando que en esencia es la mezcla del tipo 1 y 3, correspondiente al

material Hipógeno y Supérgeno. Los óxidos de cobre no han sido considerados para efectos de evaluación económica. Siendo parte del material de desmonte.

La vista de la ocurrencia de la mineralización de la mina Constancia se puede apreciar en el anexo N° 04.

4.1.3. Planeamiento y reservas estimadas.

Para mina Constancia se ha planeado una vida útil de 22 años, desde la inversión, y 18 años operativos minado mineral y desmonte. El precio de cobre base es de 3.00 US\$/Lb, del molibdeno es de 13.50 US\$/Lb, el de oro es 1,250 US\$/Oz y la plata 25.00 US\$/Oz. Se ha proyectado obtener 82 mil toneladas de cobre por año.

Las reservas y recursos estimados para el tajo Constancia y tajo Pampacancha que componen las reservas y recursos de la mina Constancia se puede ver en las siguientes tablas:

Tabla 4.1.: Resumen de las reservas probadas y probables de la mina Constancia.

Tajo	Categoría	Mineral		Ley Promedio		
		KTM	Cu (%)	Mo (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)
Constancia	Probadas	477,000	0.30	94	0.038	2.91
	Probables	94,000	0.22	61	0.036	2.77
Pampacancha	Probadas	23,000	0.52	142	0.298	4.28
	Probables	20,000	0.44	159	0.252	3.74
Total probadas:		500,000	0.31	97	0.050	2.97
Total probables:		114,000	0.26	78	0.074	2.94
Total de reservas:		620,000	0.30	93	0.054	2.97

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.2.: Resumen de los recursos medidos, indicados e inferidos de Constancia.

Tajo	Categoría	Mineral		Ley Promedio		
		KTM	Cu (%)	Mo (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)
Constancia	Medidos	68,000	0.22	59	0.036	2.17
	Indicados	293,000	0.20	58	0.033	1.96
	Inferidos	200,000	0.19	51	0.031	1.86
Pampacancha	Medidos	5,000	0.41	69	0.243	5.46
	Indicados	6,000	0.34	98	0.211	4.68
Total medidos e indicados:		372,000	0.20	59	0.039	2.09
Total inferidos:		200,000	0.19	51	0.031	1.86

Fuente: Mina Constancia.

4.1.4. Operaciones de minado y procesamiento.

En la mina Constanza la operación de minado se compone de las siguientes operaciones unitarias:

4.1.4.1. Perforación.

La perforación en la mina Constanza se realiza con 3 perforados Pit Viper 271 de Atlas Copco que operan con brocas de 9 7/8" en bancos operativos de 15 m. La operación de estas perforadoras se realiza por compresión y cizalladura en patrones de distintas dimensiones para mineral y desmonte.

4.1.4.2. Voladura.

La operación de voladura está a cargo de la empresa ENAEX, se brinda un servicio integro de voladura. Este proceso básicamente se compone del: carguío mecanizado de taladros que cargan heavy Anfo en sus distintas variantes en los proyectos de voladura, la iniciación es de tipo pirotécnico - nonel con secuencias de salidas en sus distintas variantes, el disparo que se realiza en un solo horario una vez al día.



Figura 4.1: Carguío de taladros con camiones mezcladores.

Fuente: ENAEX S.A.

4.1.4.3. Carguío.

La operación de carguío en la mina Constancia se realiza con 3 palas Hitachi de la serie EX5600 con una capacidad de cuchara de 28 m³ (72 toneladas) y un cargador frontal CAT 994H. Estos equipos deben mover 144,000 TM de material por día en bancos de 15 m para cumplir los objetivos operacionales que en mineral es 80,000 TM por día como mínimo.



Figura 4.2: Pala Hitachi EX5600 en modo retroexcavadora.

Fuente: Hitachi.

4.1.4.4. Transporte.

La operación de transporte se realiza con 25 camiones CAT de la serie 793 de 240 TM de capacidad de tolva. Estos camiones están distribuidas para las palas Hitachi y el cargador frontal CAT 994H por un eficiente sistema de despacho que llevan mineral a los distintos destinos de la mina Constancia como, el botadero, los stockpiles y la chancadora primaria.

Los camiones recorren distancias hasta de 2 Km en rampas de 10% de gradiente y que tienen un ancho de vía de 32.50 m.



Figura 4.3: Transporte de material con el camión CAT 793F.

Fuente: Ferreyros - Caterpillar.

En tanto la operación de procesamiento de la mina Constancia se compone básicamente de las siguientes operaciones unitarias:

4.1.4.5. Chancado primario y secundario.

Es la primera operación de conminución de material en el procesamiento del mineral. Comienza cuando los camiones CAT 793F descargan el material en la boca de la chancadora primaria. Este material debe tener como máximo una dimensión de 25 cm (10 pulgadas) para pasar por la parrilla. El material que pasa por la parrilla es reducido hasta 4 veces su tamaño inicial en la chancadora primaria para después ser deposita en un stock donde es transportado hasta la chancadora secundaria donde el mineral es reducido nuevamente hasta 5 veces su tamaño inicial. Finalmente, este mineral chancado es depositado en un varios stock de mineral donde es transporta a la zona de molienda.

4.1.4.6. Molienda.

La operación de molienda se realiza con molinos SAG y comienza cuando el mineral chancado depositado en el stock de mineral es transportado por medio de las fajas transportadoras hasta los molinos SAG. Aquí el mineral es reducido hasta 80 veces su tamaño inicial para luego ser enviado a los hidro ciclones donde el material fino es seleccionado para ser flotado en primera instancia, mientras que el material grueso es molido en el molino de bolas.

4.1.4.6. Proceso complejo de flotación.

La flotación es un proceso bucle finito que comienza con la flotación en celdas Cleaner del cobre para luego ser concentrado, espesado en un concentrado cobre-molibdeno. Luego este concentrado es acondicionado para generar concentrados de cobre y también mineral que deberá ser flotado para recuperar molibdeno en otro proceso finito para finalmente producir concentrado de molibdeno.

4.1.4.7. Transporte del concentrado.

La mina Constancia no produce ni ánodos ni cátodos de cobre, sino que el proceso de molino y concentración termina cuando el mineral concentrado es transportado en camiones hasta el puerto para su posterior proceso y venta.

El diagrama de flujo de la operación de minado y procesamiento se puede apreciar en el anexo N° 05.

4.2. Aplicando las Cámaras de Aire en la Voladura de Mineral de la U.M.

Constancia:

En este punto se desarrolla la aplicación de las cámaras de aire en la voladura de mineral para reducir la fragmentación promedio de mineral en tamaños menores a 8” (20 cm). Esto conlleva a plantear un nuevo esquema de carguío para luego ser aplicado en los distintos disparos dentro del tajo de la mina Constancia. Véase el proceso de aplicación en los siguientes sub puntos:

4.2.1. El esquema de carguío con cámaras de aire.

Aplicar las cámaras de aire en la voladura de mineral no afecta a las mallas de voladuras de la mina Constancia, es decir, no hay cambios relevantes en los parámetros de la malla a excepción de la sobreperforación que ya no será 1.50 m sino que sólo 0.50 m. No obstante, si hay grandes cambios sobre el esquema de carguío cuando se incluyan las cámaras de aire. Véase las imágenes 4.4 y 4.5:

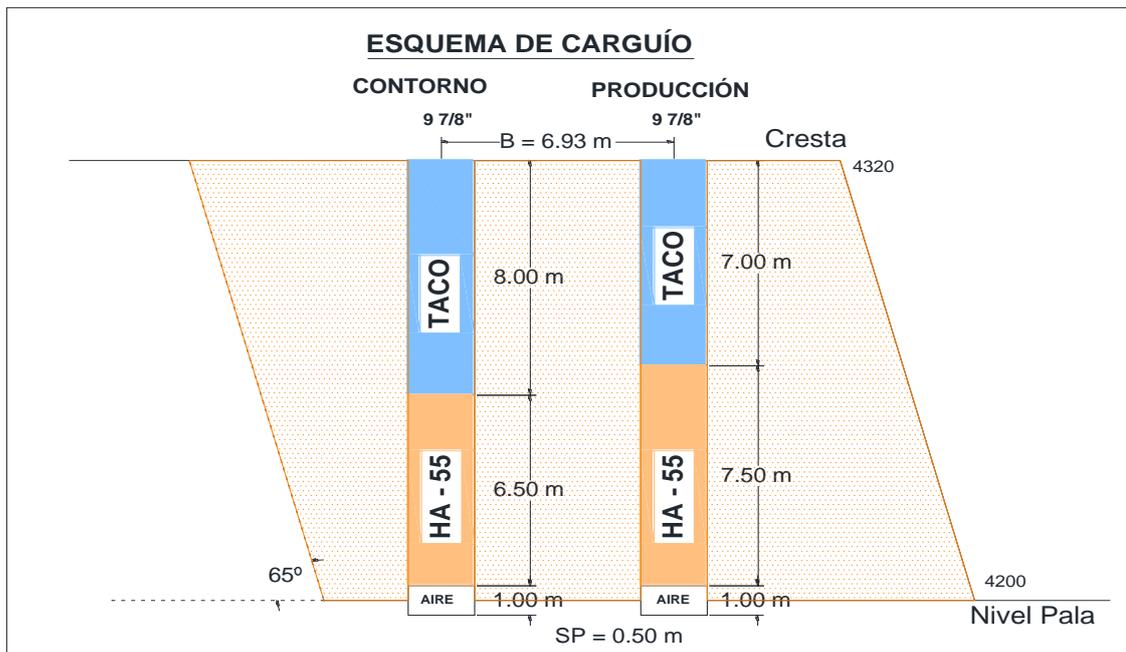


Figura 4.4: Esquema de carguío de mineral en roca dura.

Fuente: Elaboración propia.

Como se aprecia en la figura 4.4, en comparación de la figura 3.2: Esquema de carguío para HA-55/46 en mineral, al incluirse las cámaras de aire, se genera un deck – aire de 1 m, a eso agregar que se reduce en 1 m la sobreperforación, por tal motivo, la longitud de carga se reduce en 2 m.

Este esquema de carguío en roca dura, dentro de este estudio, será aplicado en las rocas dominantes como: diorita, monzonita porfirítica 2 y al Skarn. Los demás parámetros de la malla de voladura se pueden apreciar en la siguiente tabla:

Tabla 4.3.: Resumen de los parámetros de voladura de mineral para roca dura.

Parámetros de la malla con diámetro igual a 9 7/8":	Producción		Contorno
	Estimado	Estimado	Unidades
Burden:	6.93	6.93	metros
Espaciamiento:	8.00	8.00	metros
Sobreperforación:	0.50	0.50	metros
Altura de banco:	15.00	15.00	metros
Longitud del taladro:	15.50	15.50	metros
Taco:	7.00	8.00	metros
Deck - aire:	1.00	1.00	metros
Longitud de carga:	7.50	6.50	metros
Carga lineal:	62.79	62.79	Kg-exp/m
Factor de carga	0.22	0.19	Kg-exp/TM

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 4.3, para agregar los cambios con el uso de las cámaras de aire, pues el factor de carga es otro parámetro que cambia, siendo el factor de carga, en la voladura convencional para la misma malla de voladura, igual a 0.28 Kg-exp/TM reduciendo hasta 0.22 Kg-exp/TM con usando las cámaras de aire.

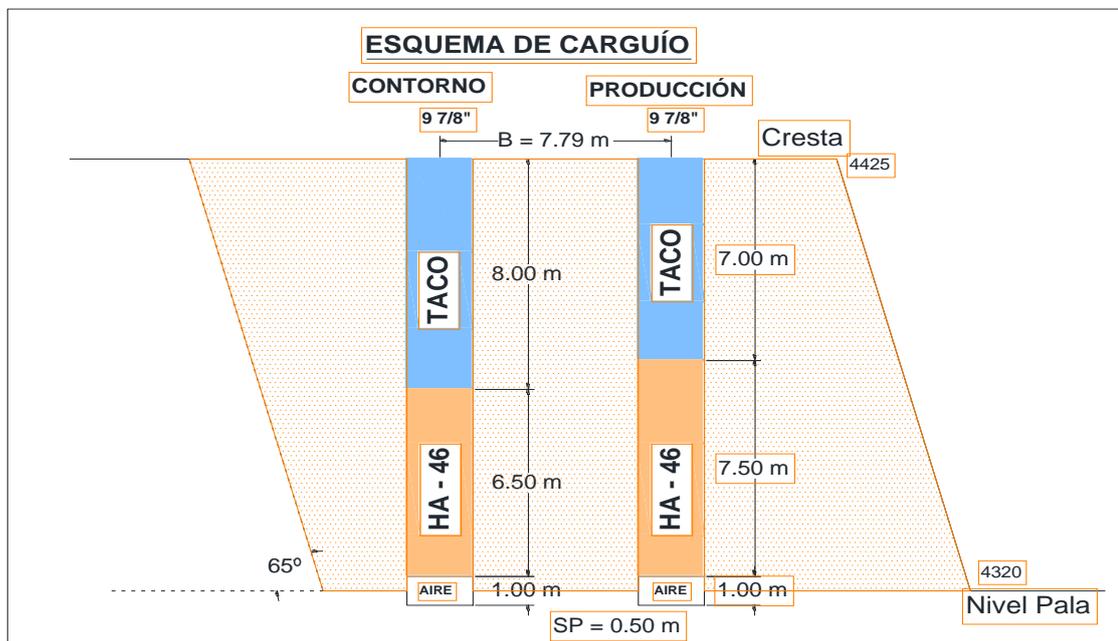


Figura 4.5: Esquema de carguío de mineral en roca de dureza media.

Fuente: Elaboración propia.

Del mismo modo, en la figura 4.5 se parecían cambios en el esquema de carguío; sin embargo, al tratarse de roca de dureza media, y teniéndose una malla más amplia, el taco se reduce en 1 m en comparación a la figura 3.2: Esquema de carguío para HA-55/46, ello para agregarlo a la longitud de carga y producir mejores resultados en fragmentación.

Este esquema de carguío en roca de dureza media, dentro de este estudio, será aplicado en las rocas dominantes como: monzonita porfirítica 1, monzonita microporfirítica 1 y arenisca. Los demás parámetros de la malla de voladura se pueden apreciar en la siguiente tabla:

Tabla 4.4.: Resumen de los parámetros de voladura de mineral para roca media.

Parámetros de la malla con diámetro igual a 9 7/8":	Producción		Contorno
	Estimado	Estimado	Unidades
Burden:	7.79	7.79	metros
Espaciamiento:	9.00	9.00	metros
Sobreperforación:	0.50	0.50	metros
Altura de banco:	15.00	15.00	metros
Longitud del taladro:	15.50	15.50	metros
Taco:	7.00	8.00	metros
Deck - aire:	1.00	1.00	metros
Longitud de carga:	7.50	6.50	metros
Carga lineal:	58.83	58.83	Kg-exp/m
Factor de carga	0.16	0.14	Kg-exp/TM

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 4.4, también el factor de carga cambia en comparación a la voladura convencional, siendo en este igual a 0.20 Kg-exp/TM reduciendo hasta 0.16 Kg-exp/TM cuando se usan las cámaras de aire.

4.2.2. **Compilación de proyectos en voladura de mineral.**

En este punto se resumirán los aspectos operativos donde se aplicaron las cámaras de aire sobre algunos proyectos de voladura dentro del tajo Constancia. Estos proyectos son:

4.2.2.1. En el proyecto 4245 – 071.

Este proyecto se ubicó en la fase 1 del tajo constancia, tal y como se puede apreciar en la figura 4.6, asimismo, este proyecto se emplaza sobre mineral tipo hipógeno teniendo como roca dominante la diorita (DI) una roca dura; por lo que su esquema de carguío y parámetros de la malla correspondieron según a la figura 4.4 y la tabla 4.3. Otros detalles del proyecto 4245 – 071 se pueden ver en la siguiente tabla:

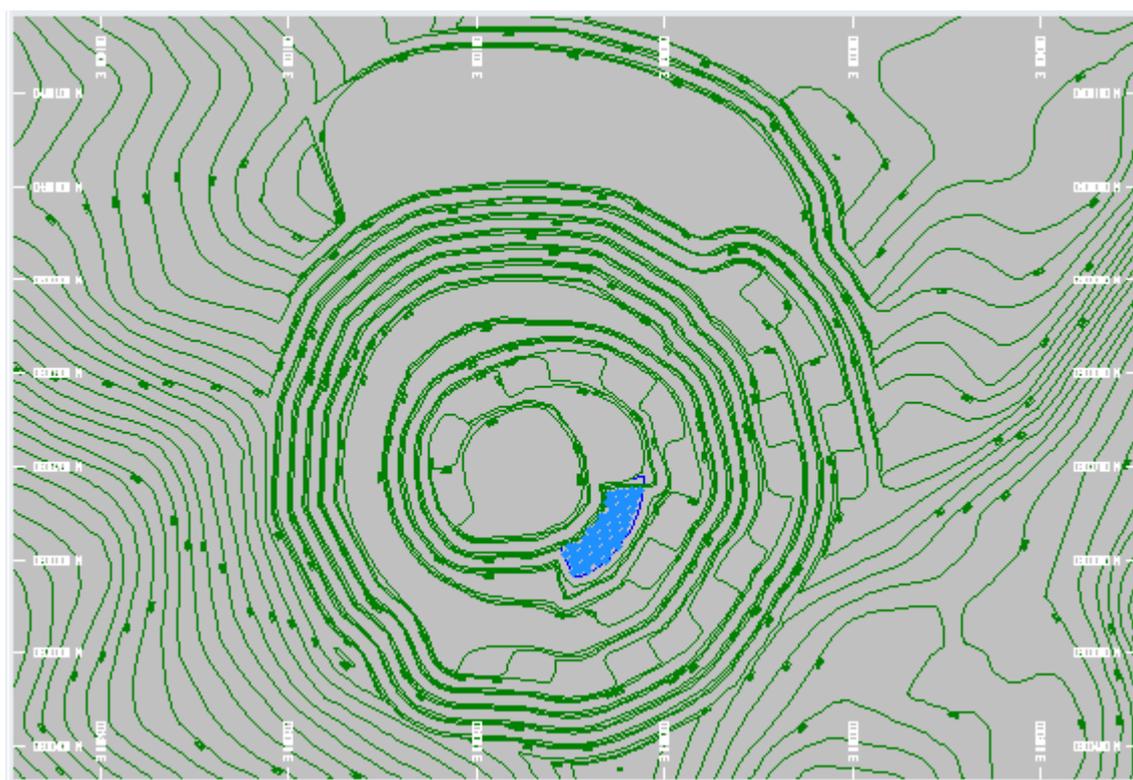


Figura 4.6: Proyecto 4245 – 071 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.5.: Detalles de los taladros del proyecto 4245 – 071.

Descripción	Nº Tal	D-Tal (")	L-Carga (m)	CA - m	Kg-exp/Tal
Producción	49	9 7/8	7.50	1.00	470.92
Contorno	17	9 7/8	6.50	1.00	408.13
Total:	66	9 7/8			879.05

Fuente: ENAEX S.A.

En la tabla 4.5, puede verse que el proyecto 4245 – 071 tuvo 66 taladros los cuales fueron distribuidos en un patrón triangular. Estos taladros diseñados fueron ingresados al software JK Simblast para realizar su análisis y simulación de voladura. Véase la imagen 4.7:

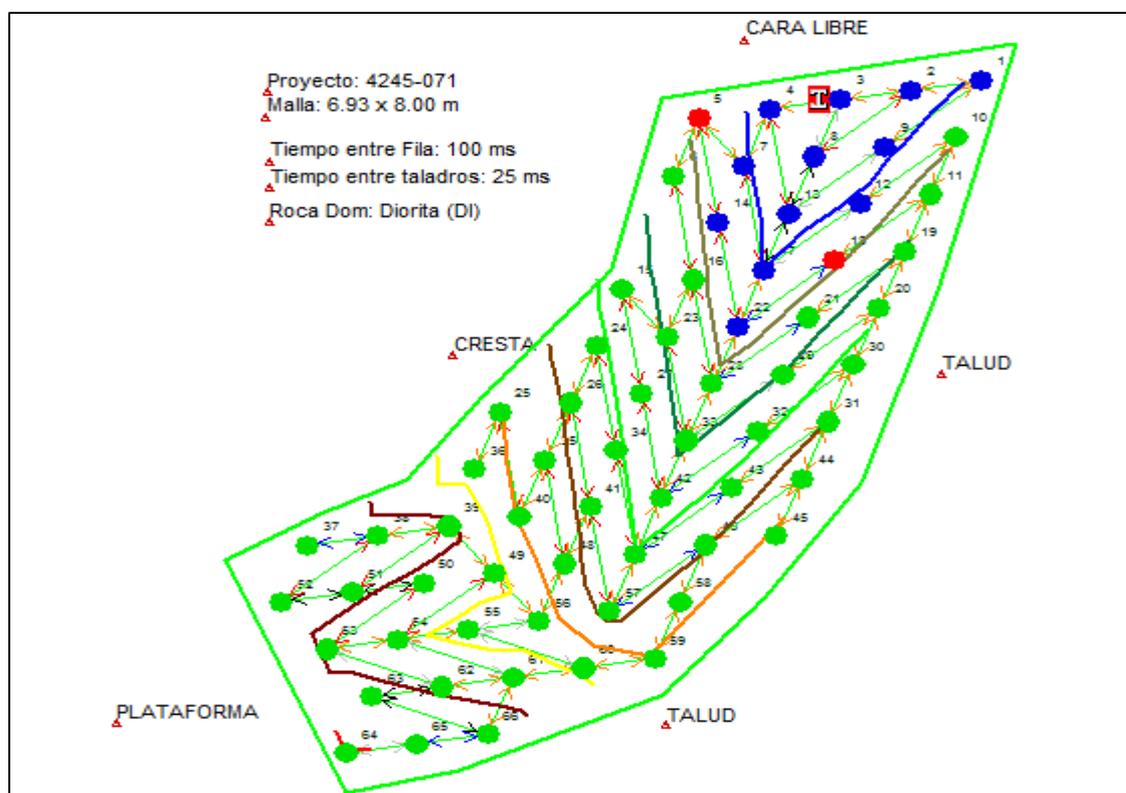


Figura 4.7: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4245 – 071.

Fuente: ENAEX S.A.

Asimismo, el proyecto 4245 – 071 pudo dispararse sin ningún inconveniente, detonando los 66 taladros cargados. Los detalles post voladura se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.6.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4245 – 071.

Explosivo	Total del explosivo en Kg	TM del disparo	Factor de carga (Kg-exp/Tal)
HA-55	30,013.30	121,862.37	0.246
Costo total del disparo US\$:			23,946.71
Costo por tonelada US\$/TM:			0.197

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.6, el disparo tuvo un costo total de US\$ 23,946; con un costo por tonelada de 0.197 US\$/TM.

Finalmente, el estado de la pila de material y la vista global de la fragmentación del proyecto 4245 – 071 se puede ver en la imagen 4.8



Figura 4.8: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4245 – 071.

Fuente: ENAEX S.A.

4.2.2.2. En el proyecto 4275 – 136.

Este proyecto también se ubicó en la fase 1 del tajo constancia, tal y como se puede apreciar en la figura 4.9, asimismo, este proyecto se emplaza sobre mineral tipo hipógeno teniendo como roca dominante a la monzonita porfírica 2 (MP2) una roca dura; por lo que su esquema de carguío y parámetros de la malla correspondieron según a la figura 4.4 y la tabla 4.3. Otros detalles del proyecto 4275 – 136 se pueden ver en la siguiente tabla:

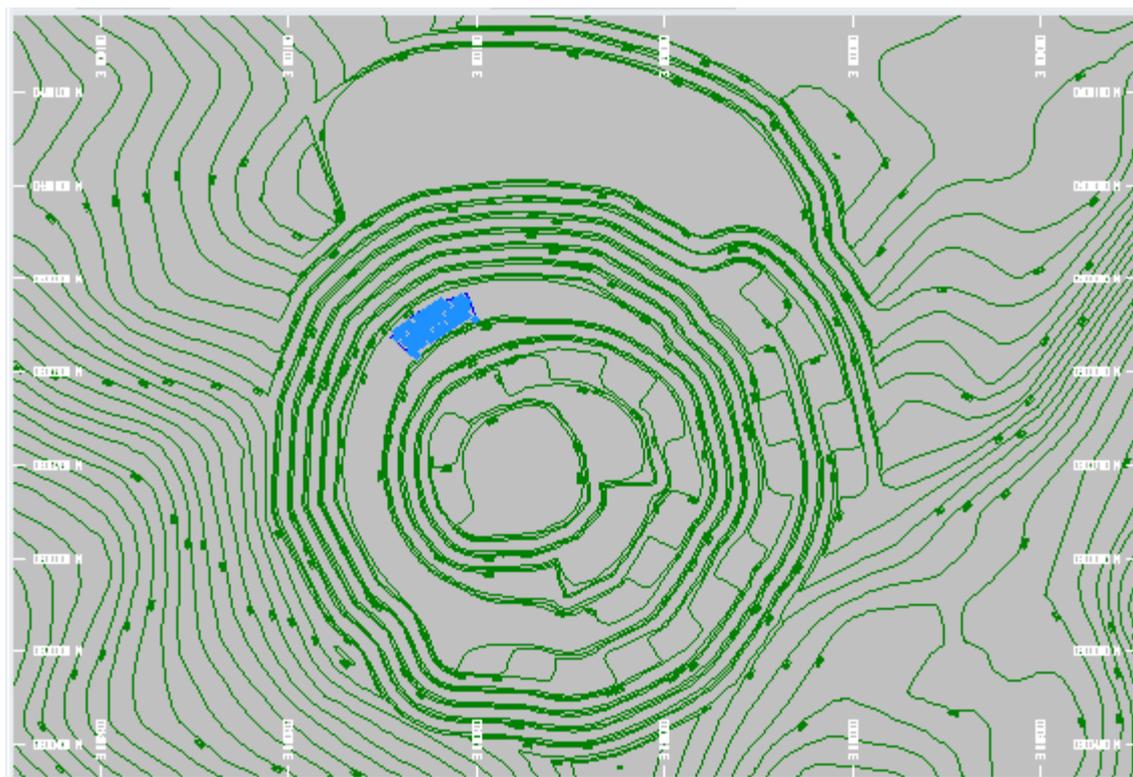


Figura 4.9: Proyecto 4275 – 136 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.7.: Detalles de los taladros del proyecto 4275 – 136.

Descripción	Nº Tal	D-Tal (")	L-Carga (m)	CA - m	Kg-exp/Tal
Producción	38	9 7/8	7.50	1.00	470.92
Contorno	14	9 7/8	6.50	1.00	408.13
Total:	52	9 7/8			879.05

Fuente: ENAEX S.A.

En la tabla 4.7, puede verse que el proyecto 4275 – 136 tuvo 52 taladros los cuales fueron distribuidos en un patrón triangular. Estos taladros diseñados fueron ingresados al software JK Simblast para realizar su análisis y simulación de voladura. Véase la figura 4.10:

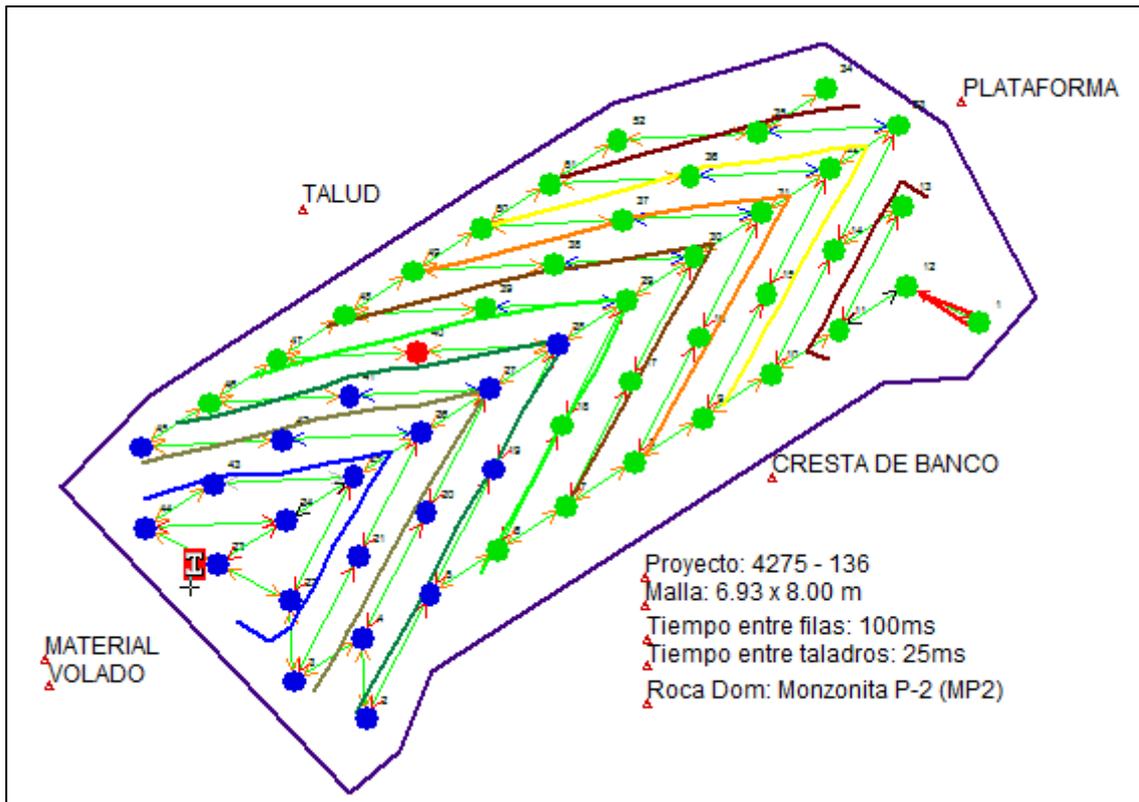


Figura 4.10: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4275 – 136.

Fuente: ENAEX S.A.

Asimismo, el proyecto 4275 – 136 pudo dispararse sin ningún inconveniente, detonando los 52 taladros cargados. Los detalles post voladura se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.8.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4275 – 136.

Explosivo	Total del explosivo en Kg	TM del disparo	Factor de carga (Kg-exp/Tal)
HA-55	23,608.79	88,906.62	0.266
Costo total del disparo US\$:			18,837.61
Costo por tonelada US\$/TM:			0.212

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.8, el disparo tuvo un costo total de US\$ 18,838; con un costo por tonelada de 0.212 US\$/TM.

Finalmente, el estado de la pila de material y la vista global de la fragmentación del proyecto 4275 – 136 se puede ver en la imagen 4.11:



Figura 4.11: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4275 – 136.

Fuente: ENAEX S.A.

4.2.2.3. En el proyecto 4275 – 137.

Este proyecto del mismo modo se ubicó en la fase 1 del tajo constancia, tal y como se puede apreciar en la figura 4.12, asimismo, este proyecto se emplaza sobre mineral tipo hipógeno teniendo como roca dominante a la monzonita porfírica 2 (MP2) una roca dura; por lo que su esquema de carguío y parámetros de la malla correspondieron según a la figura 4.4 y la tabla 4.3. Otros detalles del proyecto 4275 – 137 se pueden ver en la siguiente tabla:

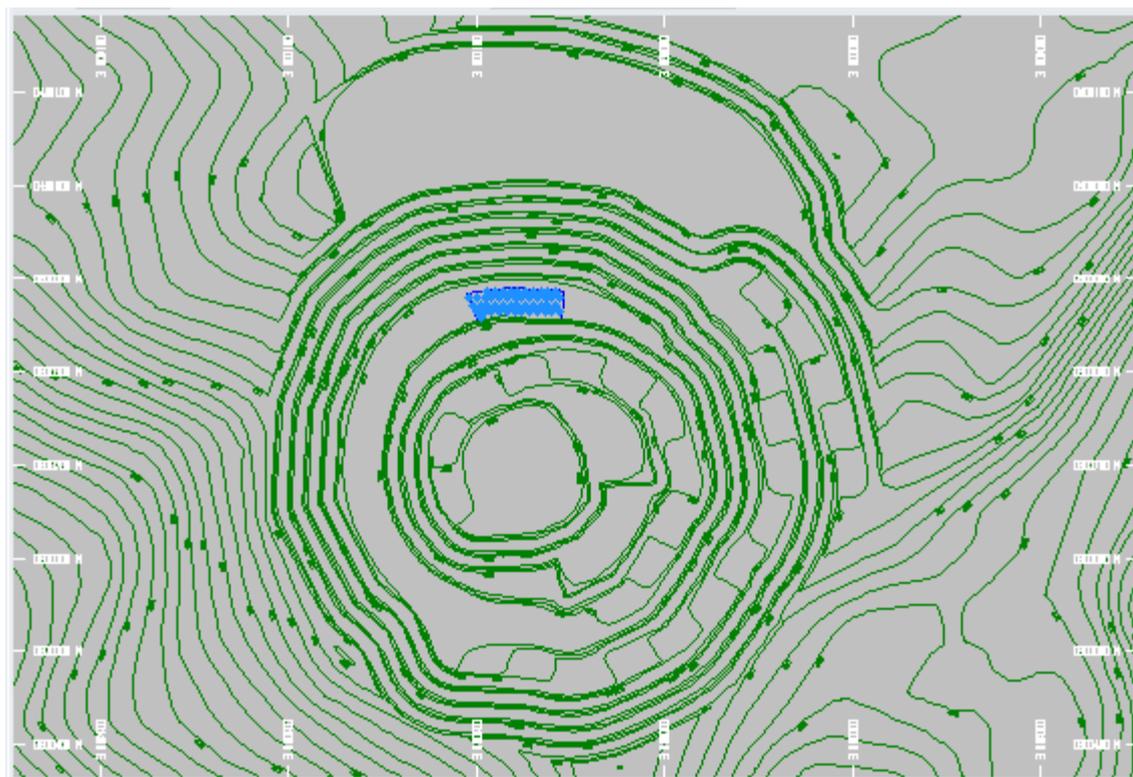


Figura 4.12: Proyecto 4275 – 137 ubicado en fase 1 del tajo Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.9.: Detalles de los taladros del proyecto 4275 – 137.

Descripción	Nº Tal	D-Tal (")	L-Carga (m)	CA - m	Kg-exp/Tal
Producción	36	9 7/8	7.50	1.00	470.92
Contorno	12	9 7/8	6.50	1.00	408.13
Total:	48	9 7/8			879.05

Fuente: ENAEX S.A.

En la tabla 4.9, puede verse que el proyecto 4275 – 137 tuvo 48 taladros los cuales fueron distribuidos en un patrón triangular. Estos taladros diseñados fueron ingresados al software JK Simblast para realizar su análisis y simulación de voladura. Véase la figura 4.13:

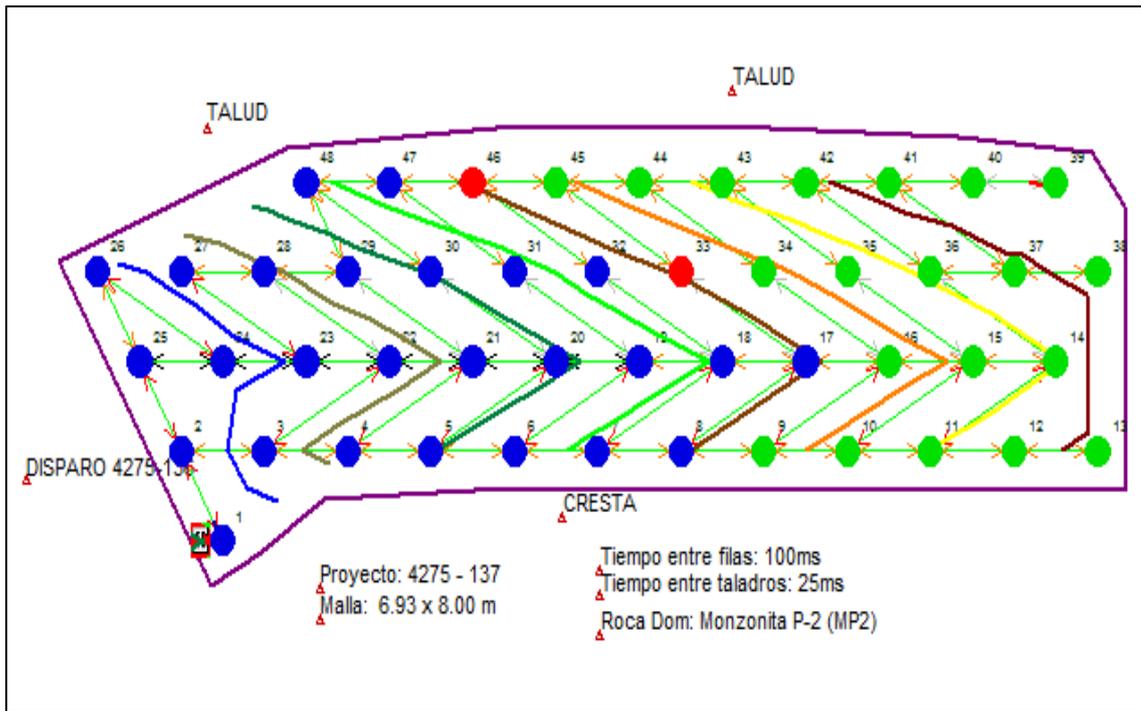


Figura 4.13: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4275 – 137.

Fuente: ENAEX S.A.

Asimismo, el proyecto 4275 – 137 pudo dispararse sin ningún inconveniente, detonando los 48 taladros cargados. Los detalles post voladura se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.10.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4275 – 137.

Explosivo	Total del explosivo en Kg	TM del disparo	Factor de carga (Kg-exp/Tal)
HA-55	21,850.69	89,778.78	0.243
Costo total del disparo US\$:			17,433.48
Costo por tonelada US\$/TM:			0.194

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.10, el disparo tuvo un costo total de US\$ 17,433; con un costo por tonelada de 0.194 US\$/TM.

Finalmente, el estado de la pila de material y la vista global de la fragmentación del proyecto 4275 – 137 se puede ver en la imagen 4.14:



Figura 4.14: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4275 – 136.

Fuente: ENAEX S.A.

4.2.2.4. En el proyecto 4380 – 042.

Este proyecto se ubicó en la fase 2 del tajo constancia, tal y como se puede apreciar en la figura 4.15, asimismo, este proyecto se emplaza sobre mineral tipo lixiviado – óxido teniendo como roca dominante a la monzonita microporfirítica 1 (MMP) una roca de dureza media; por lo que su esquema de carguío y parámetros de la malla correspondieron según a la figura 4.5 y la tabla 4.4. Otros detalles del proyecto 4380 – 042 se pueden ver en la siguiente tabla:

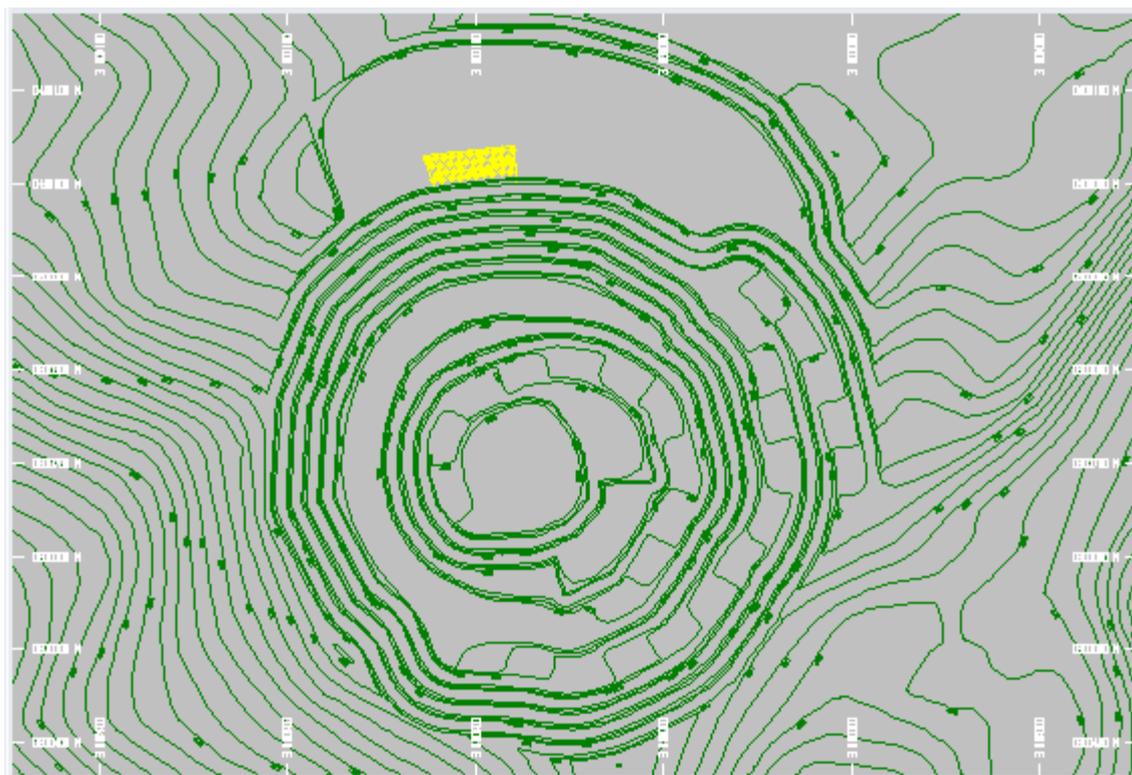


Figura 4.15: Proyecto 4380 – 042 ubicado en fase 2 del tajo Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.11.: Detalles de los taladros del proyecto 4380 – 042.

Descripción	Nº Tal	D-Tal (")	L-Carga (m)	CA - m	Kg-exp/Tal
Producción	29	9 7/8	7.50	1.00	470.92
Contorno	12	9 7/8	6.50	1.00	408.13
Total:	41	9 7/8			879.05

Fuente: ENAEX S.A.

En la tabla 4.11, puede verse que el proyecto 4380 – 042 tuvo 41 taladros los cuales fueron distribuidos en un patrón triangular. Estos taladros diseñados fueron ingresados al software JK Simblast para realizar su análisis y simulación de voladura. Véase la figura 4.16:

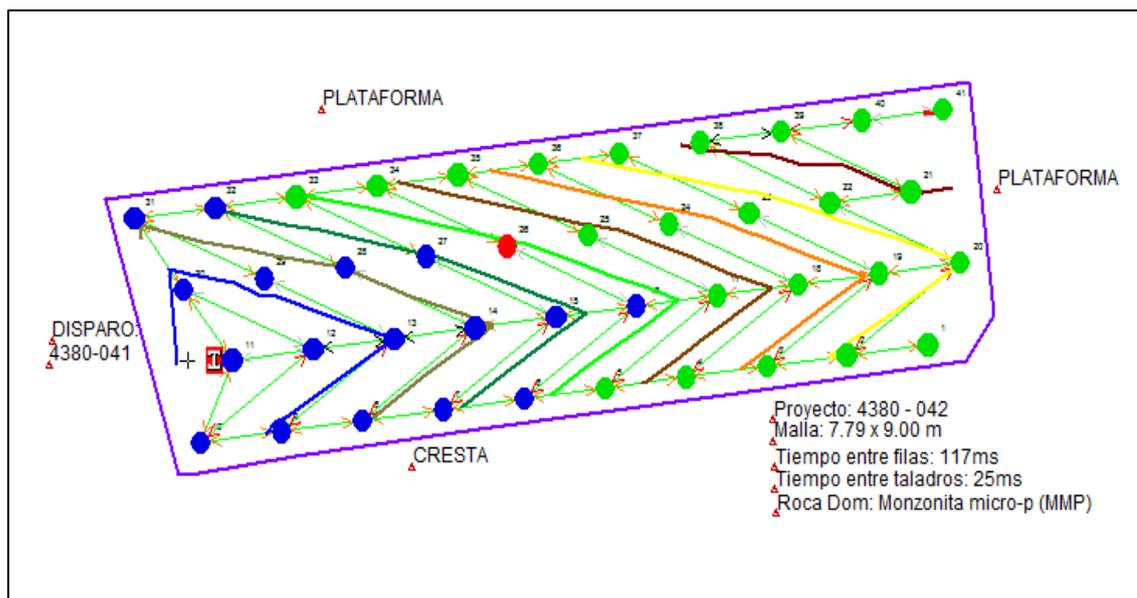


Figura 4.16: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4380 – 042.

Fuente: ENAEX S.A.

Asimismo, el proyecto 4380 – 042 pudo dispararse sin ningún inconveniente, detonando los 41 taladros cargados. Los detalles post voladura se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.12.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4380 – 042.

Explosivo	Total del explosivo en Kg	TM del disparo	Factor de carga (Kg-exp/Tal)
HA-55	18,554.25	93,698.68	0.198
Costo total del disparo US\$:			14,805.94
Costo por tonelada US\$/TM:			0.158

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.12, el disparo tuvo un costo total de US\$ 14,806; con un costo por tonelada de 0.158 US\$/TM.

Finalmente, el estado de la pila de material y la vista global de la fragmentación del proyecto 4380 – 042 se puede ver en la imagen 4.17:



Figura 4.17: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4380 – 042.

Fuente: ENAEX S.A.

4.2.2.4. En el proyecto 4380 – 043.

Este proyecto también se ubicó en la fase 2 del tajo constancia, tal y como se puede apreciar en la figura 4.18, asimismo, este proyecto se emplaza sobre mineral tipo lixiviado – óxido teniendo como roca dominante a la monzonita microporfírica 1 (MMP) una roca de dureza media; por lo que su esquema de carguío y parámetros de la malla correspondieron según a la figura 4.5 y la tabla 4.4. Otros detalles del proyecto 4380 – 043 se pueden ver en la siguiente tabla:

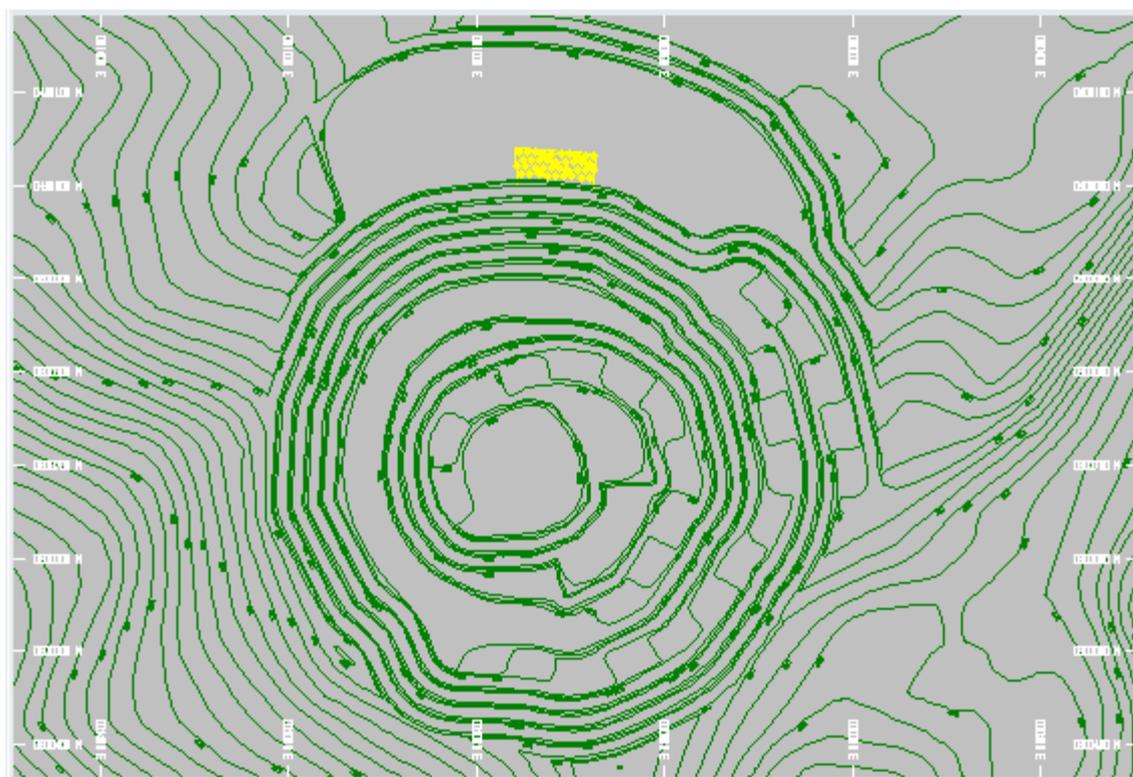


Figura 4.18: Proyecto 4380 – 043 ubicado en fase 2 del tajo Constancia.

Fuente: Mina Constancia.

Tabla 4.13.: Detalles de los taladros del proyecto 4380 – 043.

Descripción	Nº Tal	D-Tal (")	L-Carga (m)	CA - m	Kg-exp/Tal
Producción	27	9 7/8	7.50	1.00	470.92
Contorno	11	9 7/8	6.50	1.00	408.13
Total:	38	9 7/8			879.05

Fuente: ENAEX S.A.

En la tabla 4.13, puede verse que el proyecto 4380 – 043 tuvo 38 taladros los cuales fueron distribuidos en un patrón triangular. Estos taladros diseñados fueron ingresados al software JK Simblast para realizar su análisis y simulación de voladura. Véase la figura 4.19:

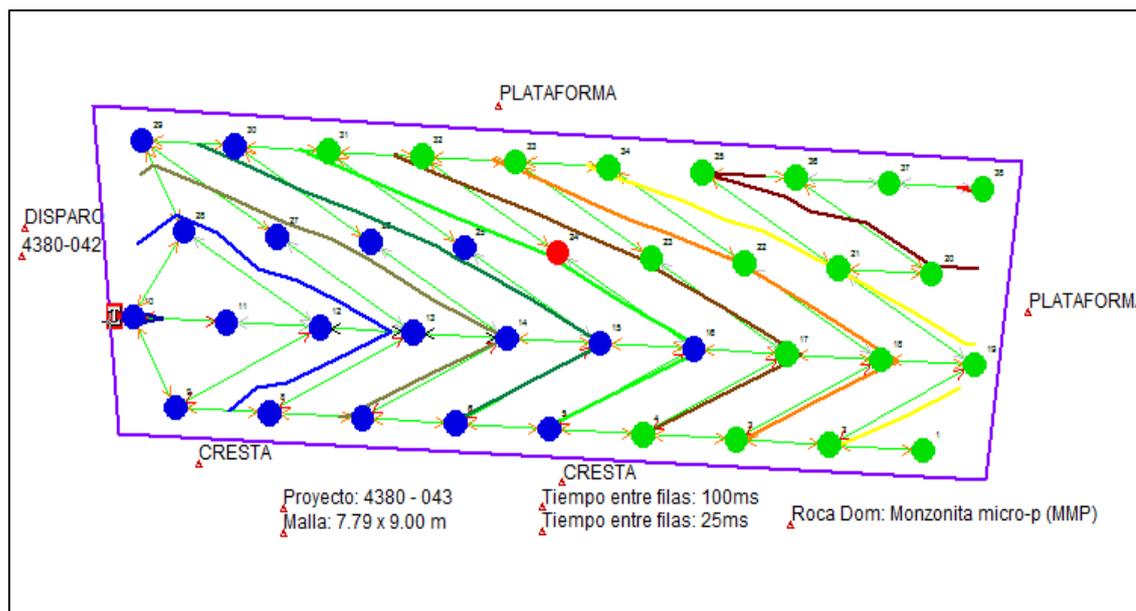


Figura 4.19: Iso-tiempos de una salida en V para el proyecto 4380 – 043.

Fuente: ENAEX S.A.

Asimismo, el proyecto 4380 – 043 pudo dispararse sin ningún inconveniente, detonando los 38 taladros cargados. Los detalles post voladura se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.14.: Resumen operativos post voladura del proyecto 4380 – 043.

Explosivo	Total del explosivo en Kg	TM del disparo	Factor de carga (Kg-exp/Tal)
HA-55	17,204.28	86,502.47	0.199
Costo total del disparo US\$:			13,728.52
Costo por tonelada US\$/TM:			0.159

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.14, el disparo tuvo un costo total de US\$ 13,729; con un costo por tonelada de 0.159 US\$/TM.

Finalmente, el estado de la pila de material y la vista global de la fragmentación del proyecto 4380 – 043 se puede ver en la imagen 4.20:



Figura 4.20: Vista global de la fragmentación del mineral del proyecto 4380 – 043.

Fuente: ENAEX S.A.

Con ello se termino la compilación de algunos proyectos donde se aplicó exitosamente las cámaras de aire, pues como se pueden apreciar en las imágenes post voladura, la fragmentación es muy aceptable. Sin embargo, será necesario analizarlos con el software Wipfrag.

4.3. Monitoreando con el Software Wipfrag la Fragmentación Promedio del Mineral en la U.M. Constancia:

En este punto se evalúa con el software Wipfrag si la fragmentación promedio de mineral usando las cámaras de aire logra estar en tamaños menores a 8” (20 cm). Para ello, se analizaron las imágenes de fragmentación de cada disparo detallado en el punto 4.2.2. Estas imágenes representan tres ubicaciones fundamentales dentro de la pila del material fragmentado: cresta, centro de la pila y talud. Asimismo, para monitorear la fragmentación, los proyectos se agruparon por rocas dominantes los cuales se detallan a continuación:

4.3.1. Fragmentación promedio en la roca diorita (DI).

La roca dominante Diorita (DI), es considerada una roca dura en el tajo de la mina Constancia. Dentro de los proyectos compilados en el punto 4.2.2, el proyecto 4245 – 071 fue disparo teniendo como roca dominante la diorita. Véase a continuación sus resultados en fragmentación:

4.3.1.1. Análisis de la fragmentación con Wipfrag.

A. Proyecto 4245 – 071:

Cuya fragmentación se puede apreciar en la imagen 4.21:



Figura 4.21: Fragmentación del proyecto 4245 – 071 en la parte de la cresta del banco.

Fuente: ENAEX S.A.

De acuerdo a la figura 4.21, en la parte de la cresta se puede apreciar una fragmentación casi homogénea en el cual también se presentan fragmentos con grandes tamaños. Esta imagen así como las otras imágenes para el proyecto 4245 – 071 se detallan en el anexo N° 06.

Al procesar las imágenes del proyecto 4245 – 071 se obtuvo la siguiente curva de fragmentación con Wipfrag:

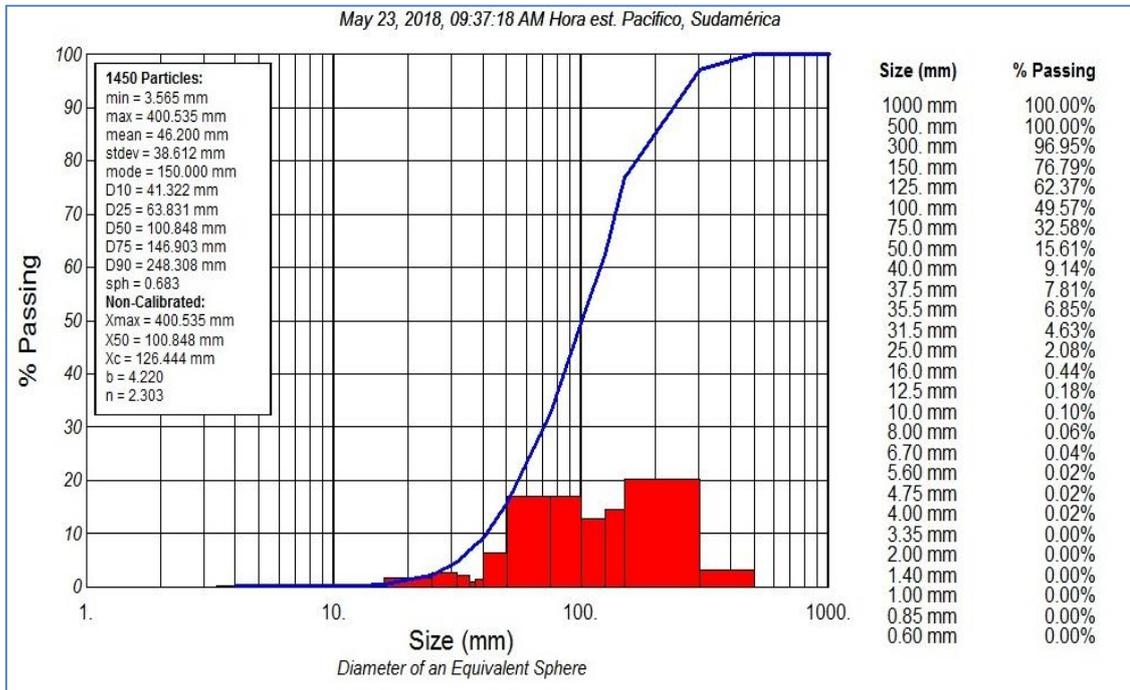


Figura 4.22: Curva de fragmentación del proyecto 4245 – 071.

Fuente: ENAEX S.A.

Los puntos más relevantes de la curva de fragmentación (CF) de la figura 4.22, se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4.15.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4245 – 071.

Escala representativa	X10	X25	X50	X75	X90
Valores (cm)	4.13	6.38	10.08	14.69	24.83
Valores (pulg)	1.63	2.51	3.97	5.78	9.78
% Pasante	10%	25%	50%	75%	90%
<i>Tamaño del fragmento representativo Xc (cm, pulg):</i>				12.64	4.98
<i>Tamaño del %50 del total del material P50 (cm, pulg):</i>				10.08	3.97
Tamaño del %80 del total del material P80 (cm, pulg):				17.12	6.74

Fuente: ENAEX S.A.

Conforme a la tabla 4.x, en el proyecto 4245 – 071 se ha obtenido un P80 igual a 17 cm (6.74”), es decir, el tamaño de fragmentos del 80% del total del material, es inferior a 20 cm (8.00”).

4.3.1.2. Historial de la fragmentación.

Si bien en la fragmentación evaluada del proyecto 4245 – 071 se obtuvo un P80 igual a 17 cm (6.74”), como ha sido la fragmentación de la roca dominante diorita en otros proyectos disparados antes del proyecto 4245 – 071. Véase la siguiente tabla e imagen:

Tabla 4.16.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4245 – 071.

Proyecto disparado:	Code	Roca dominante	P80		FC Kg-exp/TM
			cm	pulg	
4245 - 061	1	DI	18	7.09	0.194
4245 - 062	2	DI	18	7.09	0.192
4245 - 065	3	DI/SK	16	6.30	0.201
4260 - 044	4	DI/MP2	17	6.69	0.197
4260 - 045	5	DI/MP2	16	6.30	0.207
4260 - 047	6	DI/MP2	15	5.91	0.212
4260 - 050	7	DI/AAN	17	6.69	0.198
4260 - 051	8	DI/AAN	15	5.91	0.209
4245 - 068	9	DI/SK	16	6.30	0.205
4245 - 069	10	DI/SK	17	6.69	0.203
4245 - 070	11	DI	16	6.30	0.199
4245 - 071	12	DI	17	6.69	0.197
Promedio:			16.50	6.50	0.201

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.16, la fragmentación P80 en la roca diorita (DI) ha oscilado entre 15 a 18 cm (5.91” a 7.09”) que en promedio se tiene un P80 igual a 16.50 cm (6.50”). Estos resultados de la fragmentación con cámaras de aire, indican una fragmentación P80 menor a 20 cm (8.00”).

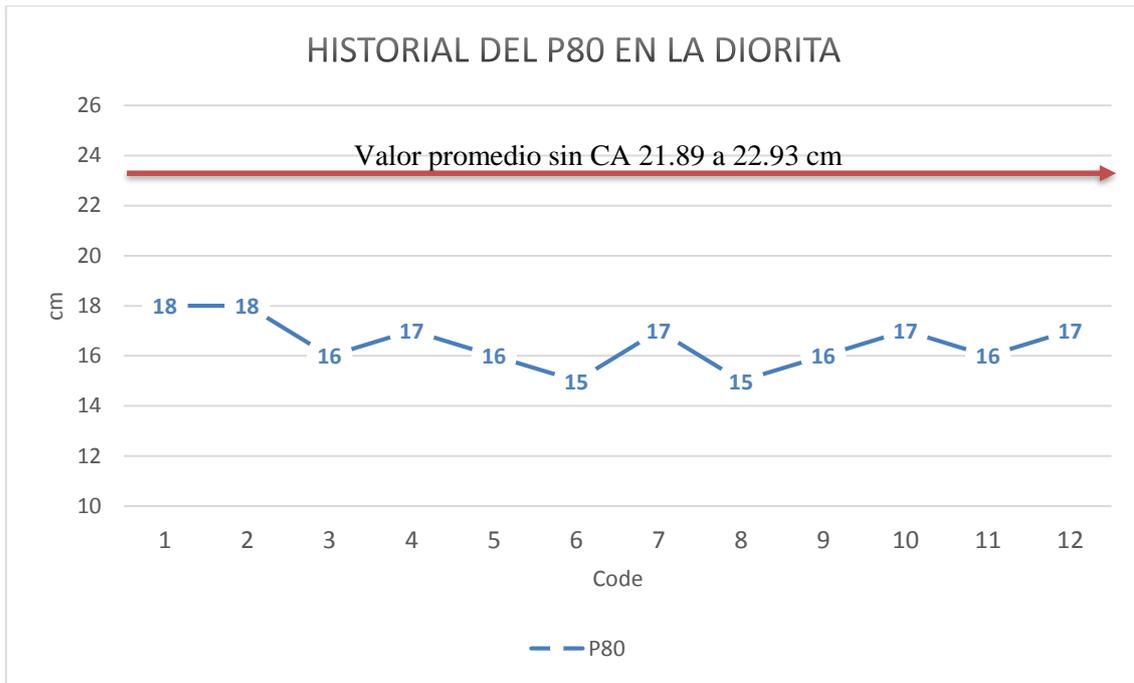


Figura 4.23: Historial de la fragmentación P80 en la roca diorita (DI).

Fuente: ENAEX S.A.

En comparación al P80 promedio de la fragmentación sin cámaras de aire (la línea roja en la figura 4.23) que oscilaba entre 21.89 a 22.93 (8.62 a 9.03”), el P80 usando las cámaras de aire ha reducido el tamaño de la fragmentación del mineral en la roca diorita de 22.41 cm a 16.50 cm (6.50”).

4.3.2. Fragmentación promedio en la roca monzonita porfirítica 2 (MP2).

La roca dominante Monzonita Porfirítica 2 (MP2), es considerada una roca dura en el tajo de la mina Constancia. Dentro de los proyectos compilados en el punto 4.2.2, tanto el proyecto 4275 – 136 como el 4275 – 137 fueron disparados teniendo como roca dominante a la monzonita porfirítica 2. Véase a continuación sus resultados en fragmentación:

4.3.2.1. Análisis de la fragmentación con Wipfrag.

B. Proyecto 4275 – 136:

Cuya fragmentación se puede apreciar en la imagen 4.24:



Figura 4.24: Fragmentación del proyecto 4275 – 136 en la parte del talud de banco.

Fuente: ENAEX S.A.

De acuerdo a la figura 4.24, en la parte del talud se puede apreciar una fragmentación medianamente homogénea en el cual también se presentan fragmentos con grandes tamaños. Esta imagen así como las otras imágenes para el proyecto 4275 – 136 se detallan en el anexo N° 06.

Al procesar las imágenes del proyecto 4275 – 136 se obtuvo la siguiente curva de fragmentación con Wipfrag:

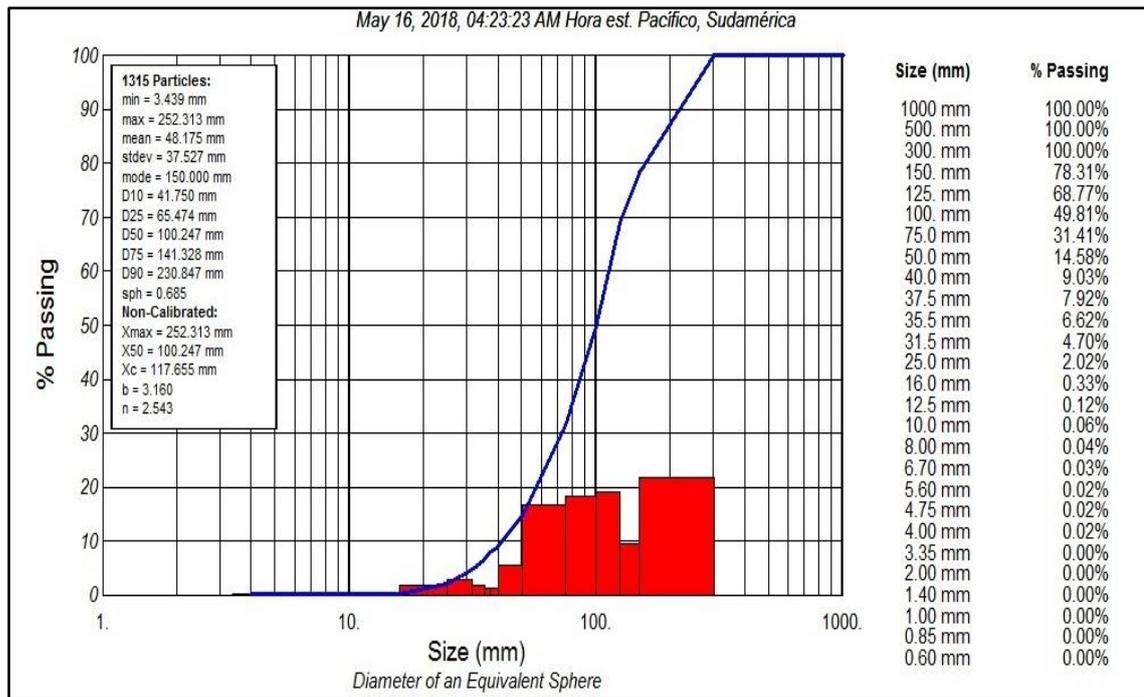


Figura 4.25: Curva de fragmentación del proyecto 4275 – 136.

Fuente: ENAEX S.A.

Los puntos más relevantes de la curva de fragmentación (CF) de la figura 4.25, se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4.17.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4275 – 136.

Escala representativa	X10	X25	X50	X75	X90
Valores (cm)	4.18	6.55	10.02	14.13	23.08
Valores (pulg)	1.65	2.58	3.94	5.56	9.09
% Pasante	10%	25%	50%	75%	90%
<i>Tamaño del fragmento representativo Xc (cm, pulg):</i>				11.77	4.63
<i>Tamaño del %50 del total del material P50 (cm, pulg):</i>				10.02	3.94
Tamaño del %80 del total del material P80 (cm, pulg):				17.22	6.78

Fuente: ENAEX S.A.

Conforme a la tabla 4.17, en el proyecto 4275 – 136 se ha obtenido un P80 igual a 17 cm (6.78”), es decir, el tamaño de fragmentos del 80% del total del material, es inferior a 20 cm (8.00”).

C. Proyecto 4275 – 137:

Cuya fragmentación se puede apreciar en la imagen 4.26:



Figura 4.26: Fragmentación del proyecto 4275 – 137 en la parte del centro del banco.

Fuente: ENAEX S.A.

De acuerdo a la figura 4.26, en la parte del centro de la pila (banco) se puede apreciar una fragmentación con presencia de finos y también se presentan fragmentos con grandes tamaños. Esta imagen así como las otras imágenes para el proyecto 4275 – 137 se detallan en el anexo N° 06.

Al procesar las imágenes del proyecto 4275 – 137 se obtuvo la siguiente curva de fragmentación con Wipfrag:

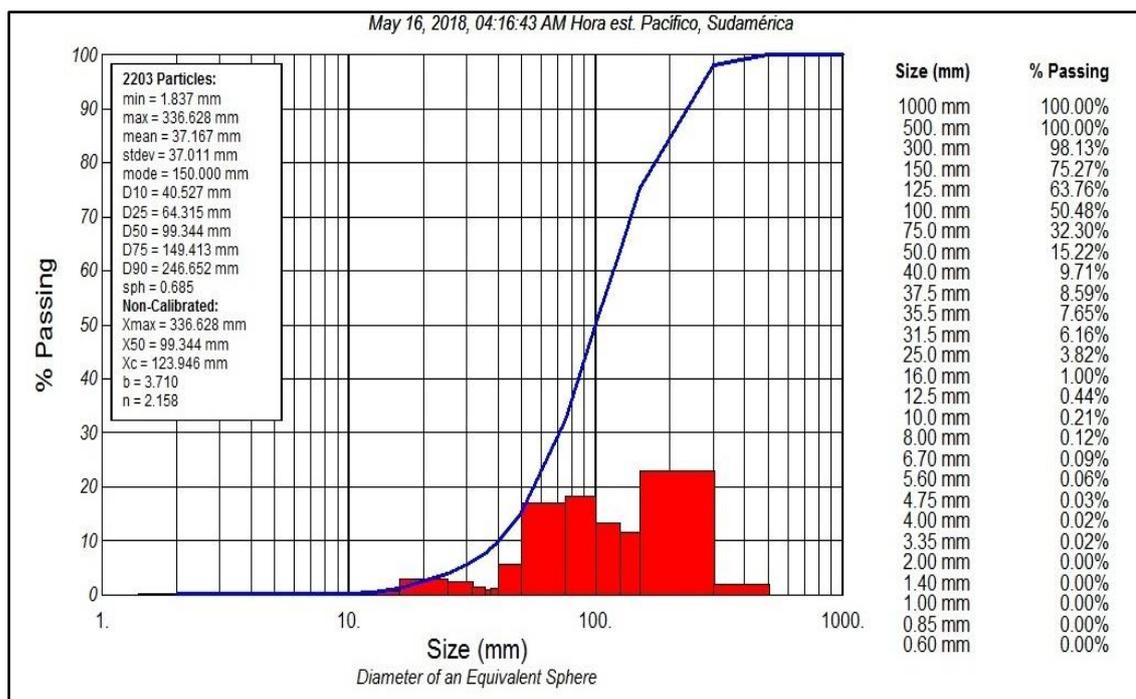


Figura 4.27: Curva de fragmentación del proyecto 4275 – 137.

Fuente: ENAEX S.A.

Los puntos más relevantes de la curva de fragmentación (CF) de la figura 4.27, se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4.18.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4275 – 137.

Escala representativa	X10	X25	X50	X75	X90
Valores (cm)	4.05	6.43	9.93	14.94	24.67
Valores (pulg)	1.59	2.53	3.91	5.88	9.71
% Pasante	10%	25%	50%	75%	90%
<i>Tamaño del fragmento representativo Xc (cm, pulg):</i>				12.39	4.88
<i>Tamaño del %50 del total del material P50 (cm, pulg):</i>				9.93	3.91
Tamaño del %80 del total del material P80 (cm, pulg):				17.97	7.07

Fuente: ENAEX S.A.

Conforme a la tabla 4.18, en el proyecto 4275 – 137 se ha obtenido un P80 igual a 18 cm (7.07”), es decir, el tamaño de fragmentos del 80% del total del material, es inferior a 20 cm (8.00”).

4.3.2.2. Historial de la fragmentación.

Si bien en la fragmentación evaluada del proyecto 4275 – 136 se obtuvo un P80 igual a 17 cm (6.74”) y en el proyecto 4275 – 137 se obtuvo un P80 igual a 18 cm (7.07”), como ha sido la fragmentación de la roca dominante monzonita porfirítica 2 en otros proyectos disparados antes del proyecto 4275 – 136 y 4275 – 137. Véase la siguiente tabla e imagen:

Tabla 4.19.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4275 – 137.

Proyecto disparado:	Code	Roca dominante	P80		FC Kg-exp/TM
			cm	pulg	
4275 - 126	1	MP2/SK	17	6.69	0.216
4290 - 085	2	MP2/DI	16	6.30	0.222
4290 - 086	3	MP2/DI	17	6.69	0.213
4290 - 087	4	MP2/DI	16	6.30	0.221
4290 - 090	5	MP2/SK	19	7.48	0.191
4290 - 093	6	MP2/SK	18	7.09	0.195
4290 - 095	7	MP2/SK	18	7.09	0.193
4275 - 133	8	MP2/AAN	17	6.69	0.211
4275 - 134	9	MP2/AAN	16	6.30	0.217
4275 - 135	10	MP2	17	6.69	0.213
4275 - 136	11	MP2	17	6.69	0.212
4275 - 137	12	MP2	18	7.09	0.194
Promedio:			17.17	6.76	0.208

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.19, la fragmentación P80 en la monzonita porfirítica 2 (MP2) ha oscilado entre 16 a 19 cm (6.30” a 7.48”) que en promedio se tiene un P80 igual a 17.17 cm (6.76”). Estos resultados de la fragmentación con cámaras de aire, indican una fragmentación P80 menor a 20 cm (8.00”).

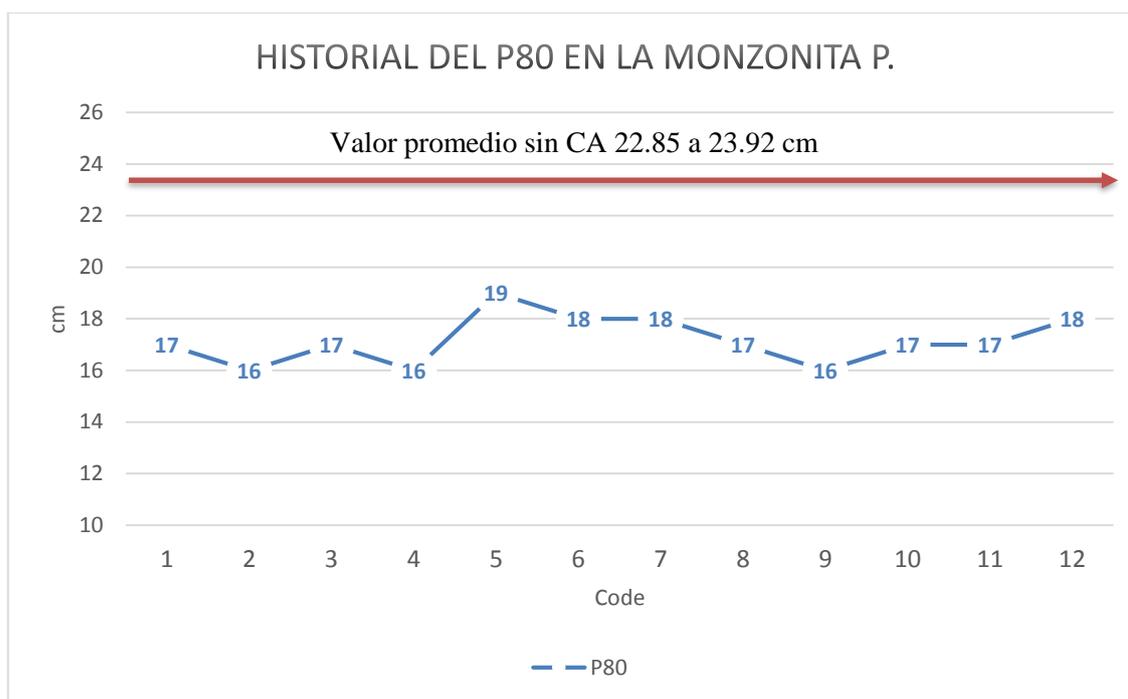


Figura 4.28: Historial de la fragmentación P80 en la roca monzonita porfirítica 2 (MP2).

Fuente: ENAEX S.A.

En comparación al P80 promedio de la fragmentación sin cámaras de aire (la línea roja en la figura 4.28) que oscilaba entre 22.85 a 23.92 (8.99 a 9.42”), el P80 usando las cámaras de aire ha reducido el tamaño de la fragmentación del mineral en la roca monzonita porfirítica 2 de 23.39 cm a 17.17 cm (6.76”).

4.3.3. Fragmentación promedio en la roca monzonita microporfirítica 1 (MMP).

La roca dominante Monzonita Microporfirítica 1 (MMP), es considerada una roca de dureza media en el tajo de la mina Constancia. Dentro de los proyectos compilados en el punto 4.2.2, tanto el proyecto 4380 – 042 como el 4380 – 043 fueron disparados teniendo como roca dominante a la monzonita microporfirítica 1. Véase a continuación sus resultados en fragmentación:

4.3.3.1. Análisis de la fragmentación con Wipfrag.

D. Proyecto 4380 – 042:

Cuya fragmentación se puede apreciar en la imagen 4.29:



Figura 4.29: Fragmentación del proyecto 4380 – 042 en la parte central del banco.

Fuente: ENAEX S.A.

De acuerdo a la figura 4.29, en la parte del centro de la pila (banco) se puede apreciar una fragmentación bastante presencia de finos y fragmentos de tamaños pequeños a grandes. Esta imagen así como las otras imágenes para el proyecto 4380 – 042 se detallan en el anexo N° 06.

Al procesar las imágenes del proyecto 4380 – 042 se obtuvo la siguiente curva de fragmentación con Wipfrag:

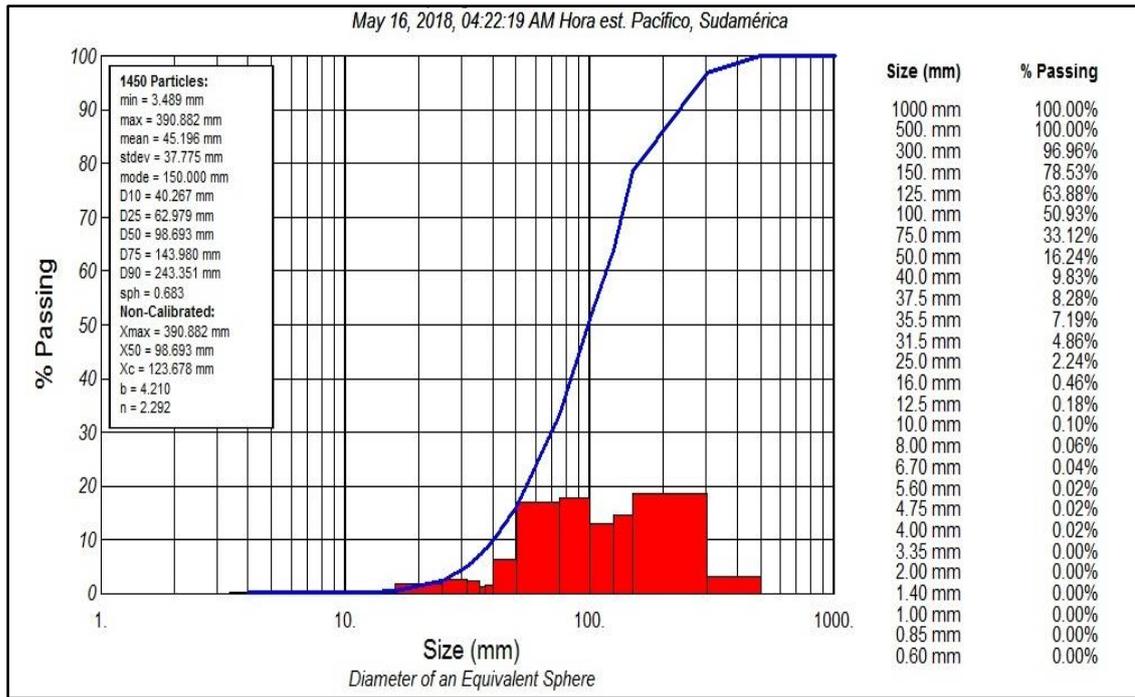


Figura 4.30: Curva de fragmentación del proyecto 4380 – 042.

Fuente: ENAEX S.A.

Los puntos más relevantes de la curva de fragmentación (CF) de la figura 4.30, se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4.20.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4380 – 042.

Escala representativa	X10	X25	X50	X75	X90
Valores (cm)	4.03	6.29	9.87	14.39	24.33
Valores (pulg)	1.59	2.48	3.89	5.67	9.58
% Pasante	10%	25%	50%	75%	90%
<i>Tamaño del fragmento representativo Xc (cm, pulg):</i>				12.37	4.87
<i>Tamaño del %50 del total del material P50 (cm, pulg):</i>				9.87	3.89
Tamaño del %80 del total del material P80 (cm, pulg):				17.16	6.76

Fuente: ENAEX S.A.

Conforme a la tabla 4.20, en el proyecto 4380 – 042 se ha obtenido un P80 igual a 17 cm (6.76”), es decir, el tamaño de fragmentos del 80% del total del material, también es inferior a 20 cm (8.00”).

E. Proyecto 4380 – 043:

Cuya fragmentación se puede apreciar en la imagen 4.31:



Figura 4.31: Fragmentación del proyecto 4380 – 043 en la parte de la cresta de banco.

Fuente: ENAEX S.A.

De acuerdo a la figura 4.31, en la parte de la cresta se puede apreciar una fragmentación con presencia de finos así como fragmentos con grandes tamaños. Esta imagen así como las otras imágenes para el proyecto 4380 – 043 se detallan en el anexo N° 06.

Al procesar las imágenes del proyecto 4380 – 043 se obtuvo la siguiente curva de fragmentación con Wipfrag:

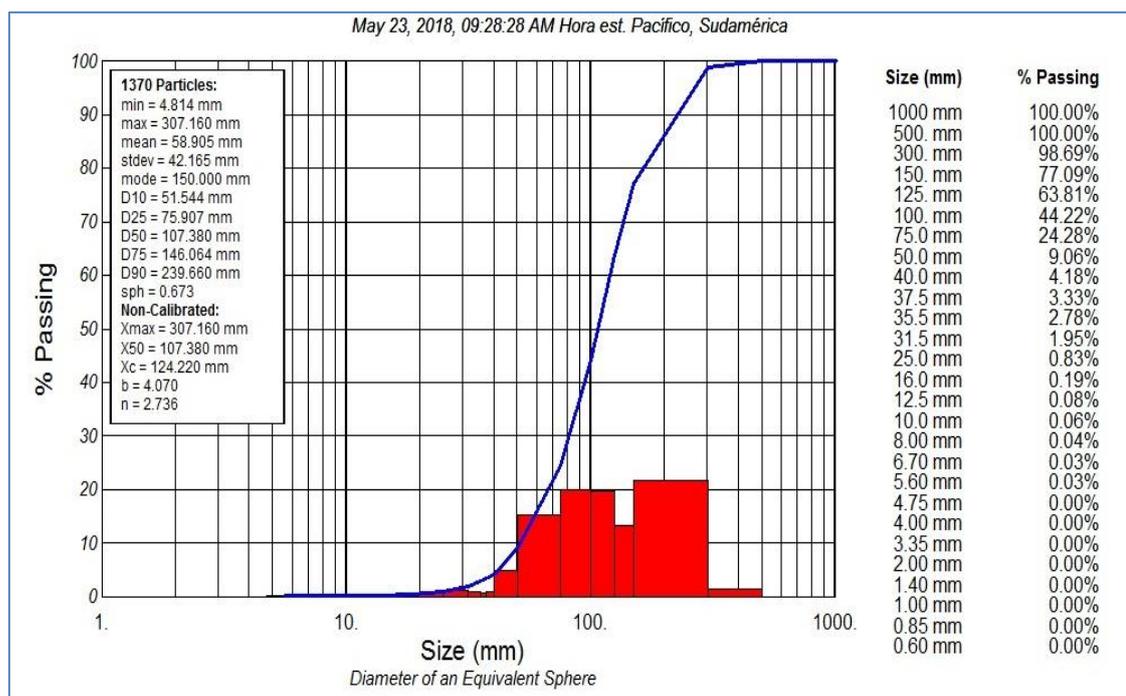


Figura 4.32: Curva de fragmentación del proyecto 4380 – 043.

Fuente: ENAEX S.A.

Los puntos más relevantes de la curva de fragmentación (CF) de la figura 4.32, se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 4.21.: Datos relevantes de la CF del proyecto 4380 – 043.

Escala representativa	X10	X25	X50	X75	X90
Valores (cm)	5.15	7.59	10.74	14.51	23.97
Valores (pulg)	2.03	2.99	4.23	5.71	9.44
% Pasante	10%	25%	50%	75%	90%
Tamaño del fragmento representativo Xc (cm, pulg):				12.42	4.89
Tamaño del %50 del total del material P50 (cm, pulg):				10.74	4.23
Tamaño del %80 del total del material P80 (cm, pulg):				17.07	6.72

Fuente: ENAEX S.A.

Conforme a la tabla 4.21, en el proyecto 4380 – 043 se ha obtenido un P80 igual a 17 cm (6.72”), es decir, el tamaño de fragmentos del 80% del total del material, al igual que los anteriores proyectos es inferior a 20 cm (8.00”).

4.3.3.2. Historial de la fragmentación.

Si bien en la fragmentación evaluada del proyecto 4380 – 042 se obtuvo un P80 igual a 17 cm (6.76”) y en el proyecto 4380 – 043 se obtuvo un P80 igual a 17 cm (6.72”), como ha sido la fragmentación de la roca dominante monzonita microporfirítica 1 en otros proyectos disparados antes del proyecto 4380 – 042 y 4380 – 043. Véase la siguiente tabla e imagen:

Tabla 4.22.: El P80 de otros proyectos disparados antes del proyecto 4380 – 043.

Proyecto disparado:	Code	Roca dominante	P80		FC Kg-exp/TM
			cm	pulg	
4395 - 034	1	MMP/MP2	16	6.30	0.216
4395 - 035	2	MMP/MP2	14	5.51	0.222
4395 - 037	3	MMP/MP2	15	5.91	0.213
4395 - 038	4	MMP	14	5.51	0.221
4395 - 039	5	MMP	16	6.30	0.191
4380 - 030	6	MMP/MP1	15	5.91	0.195
4380 - 034	7	MMP/MP2	17	6.69	0.193
4380 - 037	8	MMP/MP1	15	5.91	0.211
4380 - 038	9	MMP/MP1	16	6.30	0.217
4380 - 041	10	MMP	16	6.30	0.213
4380 - 042	11	MMP	17	6.69	0.212
4380 - 043	12	MMP	17	6.69	0.194
Promedio:			15.67	6.17	0.208

Fuente: ENAEX S.A.

Según la tabla 4.22, la fragmentación P80 en la monzonita microporfirítica 1 (MMP) ha oscilado entre 14 a 17 cm (5.51” a 6.69”) que en promedio se tiene un P80 igual a 15.67 cm (6.17”). Estos resultados de la fragmentación con cámaras de aire, indican una fragmentación P80 menor a 20 cm (8.00”).

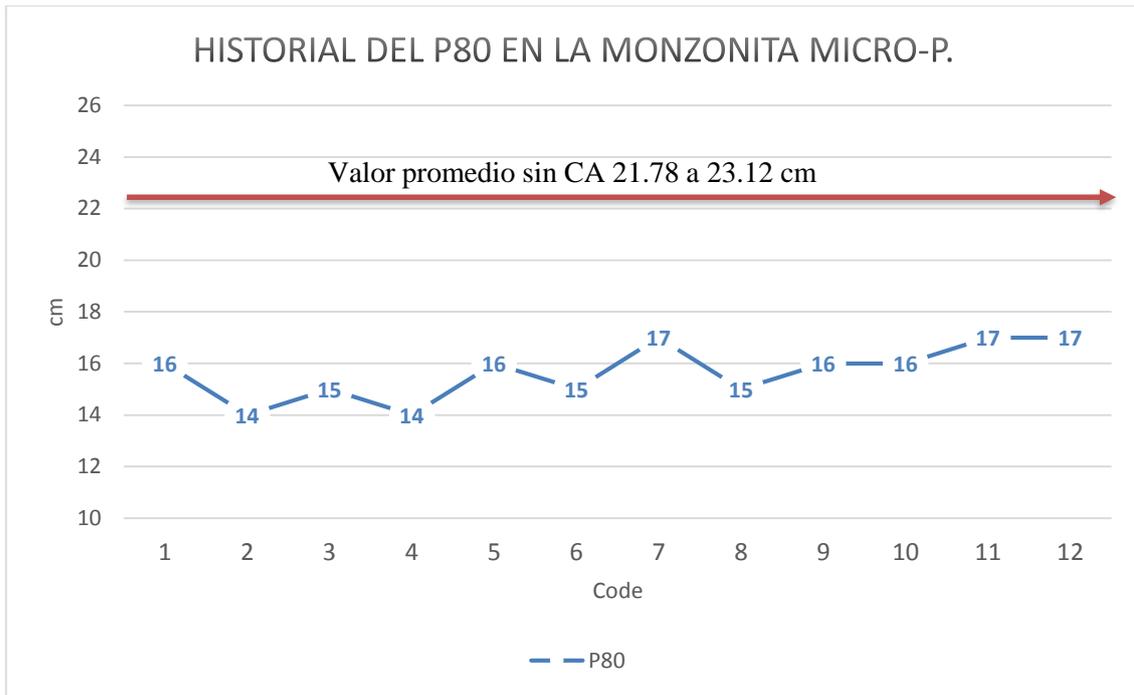


Figura 4.33: Historial de la fragmentación P80 en la roca monzonita microporfirítica 1 (MMP).

Fuente: ENAEX S.A.

En comparación al P80 promedio de la fragmentación sin cámaras de aire (la línea roja en la figura 4.33) que oscilaba entre 21.78 a 23.12 (8.57 a 9.10”), el P80 usando las cámaras de aire ha reducido el tamaño de la fragmentación del mineral en la roca monzonita microporfirítica 1 de 22.45 cm a 15.67 cm (6.17”).

POR LO TANTO:

De acuerdo al monitoreo con el software Wipfrag, la fragmentación del mineral en el tajo Constancia ha estado por debajo de los 20 cm (8.00”), con lo cual se puede afirmar que la fragmentación del mineral se ha reducido usando las cámaras de aire. No obstante, que impactos tendrá sobre el proceso de chancado.

4.4. Evaluando el Costo Total de Chancado al Procesar el Mineral Fragmentado con las Cámaras de Aire en la U.M. Constancia:

En este punto se va a evaluar el impacto en el costo total de chancado al procesar el mineral fragmentado usando las cámaras de aire. Para se va a comparar los costos del chancado primario y secundario antes de utilizar las cámaras de aire, entre los costos de chancado simplificado después de aplicar las cámaras de aire en la fragmentación del mineral. Véase esta evaluación en los siguientes sub puntos:

4.4.1. Impacto de la fragmentación sobre el proceso de chancado.

Como ya se había mencionado anteriormente dentro de este estudio, el proceso de chancado de la mina Constancia se componía del chancado primario y el secundario. Esto antes de utilizar las cámaras de aire. Con este proceso dual, el costo total del chancado en promedio era de 0.83 US\$/TM, siendo el 44.44% del chancado primario y el 55.56% del chancado secundario. Véase la imagen 4.34:

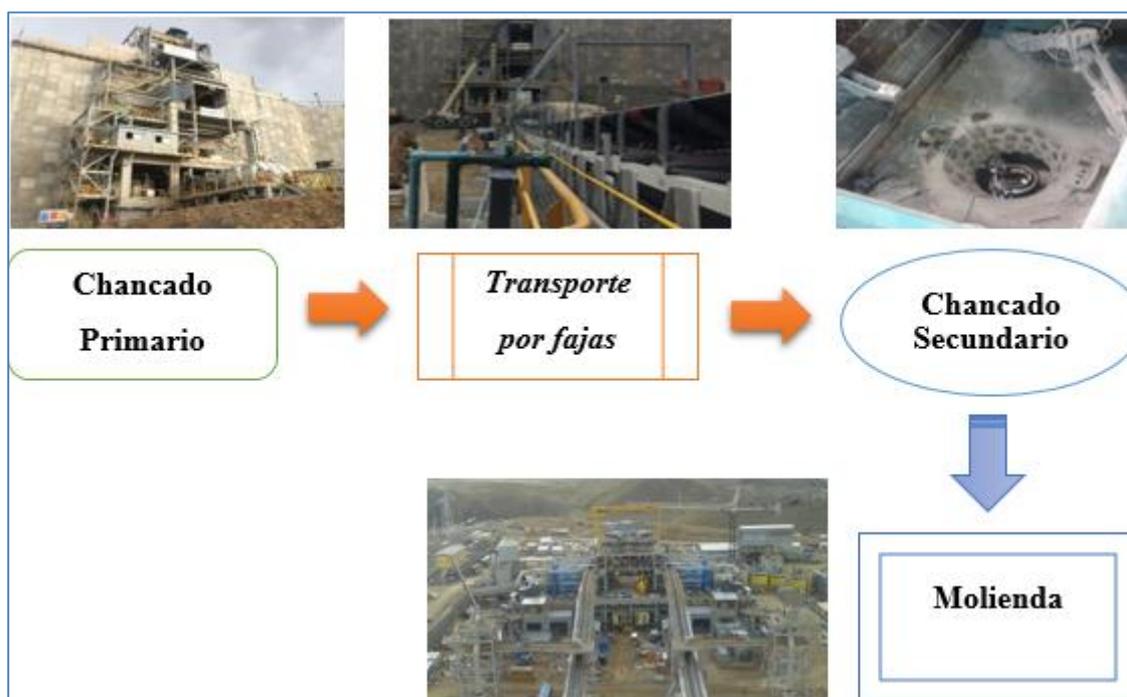


Figura 4.34: Flujo del proceso del proceso de chancado dual.

Fuente: Mina Constancia.

El proceso dual de chancado se simplificó en un solo chancado que se conoce actualmente como “Chancado Primario”. Este proceso es más simple (véase la figura 4.35) y proyecta una operación de menor costo, pero la entrada de mineral como máximo es 20 cm (8.00”); por lo que, la fragmentación del mineral necesariamente tenía que reducirse a un tamaño menor 20 cm (8.00”); ya que si esto no podía cumplirse, el costo de chancado simplificado podía ser hasta 25% más costoso que el proceso dual. Sin embargo, como se vio a detalle en el punto 4.3, la fragmentación del mineral usándose las cámaras de aire estuvo por debajo de los 20 cm (8.00”). Véase en la siguiente tabla cuales fueron los tamaños de los fragmentos P80 que se procesaron en el chancado primario – simplificado después de utilizar las cámaras de aire:

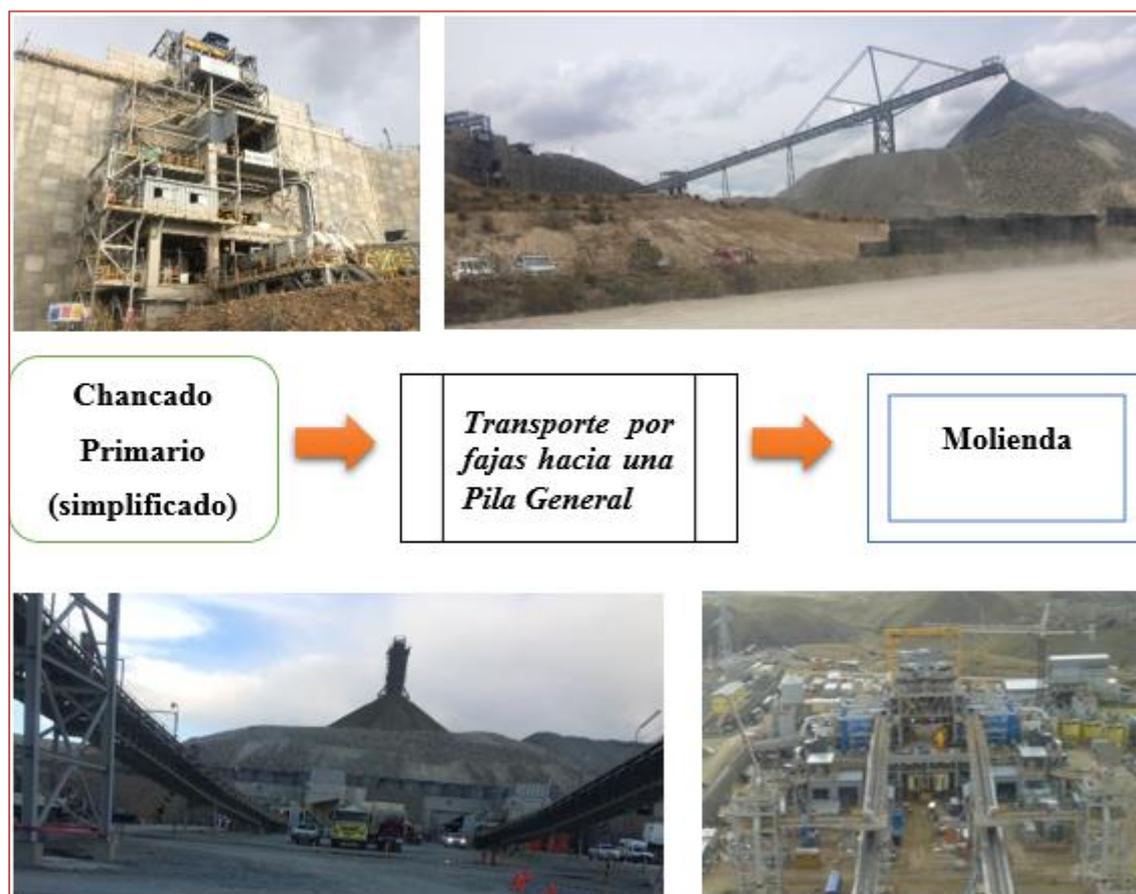


Figura 4.35: Flujo del proceso del proceso de chancado primario – simplificado.

Fuente: Mina Constanca.

Tabla 4.23.: El P80 con CA procesado por el chancado primario – simplificado.

Chancado-P meses 2018	Código Num-Alf	Tamaño Máximo		Target cm	P80 (cm)		Mineral Chancado TM/mes
		pulg	cm		Leach	Sulf	
Febrero	18-F	8	20	1.25	15.39	16.45	2,307,080
Marzo	18-M	8	20	1.25	15.72	17.26	2,495,732
Abril	18-A	8	20	1.25	16.32	16.78	2,421,870
Mayo	18-MY	8	20	1.25	15.67	16.84	2,503,005
Junio	18-JN	8	20	1.25	15.46	17.03	2,418,954
Promedio:		8	20	1.25	16.29		2,429,328

Fuente: Mina Constancia.

Conforme a la tabla 4.23, el P80 promedio procesado en los meses de febrero a junio del 2018 ha sido 16.29 cm, esto pues nos indica que el tamaño de los fragmentos P80 es menor que el tamaño máximo de 20 cm. Asimismo, el P80 procesado en el chancado primario – simplificado, también es menor al P80 procesado en el chancado primario y secundario. Véase la siguiente tabla:

Tabla 4.24.: El P80 sin CA procesado por el chancado primario y secundario.

Chancado- P/S meses 2017	Código Num-Alf	Tamaño Máximo		Target cm	P80 (cm)		Mineral Chancado TM/mes
		pulg	cm		Leach	Sulf	
Marzo	17-M	10	25	1.25	22.11	23.14	2,489,700
Abril	17-A	10	25	1.25	22.83	23.07	2,374,600
Mayo	17-MY	10	25	1.25	22.32	22.87	2,425,980
Junio	17-JN	10	25	1.25	21.75	22.31	2,406,704
Julio	17-JL	10	25	1.25	21.62	22.98	2,476,840
Promedio:		10	25	1.25	22.50		2,434,765

Fuente: Mina Constancia.

Como se aprecia en la tabla 4.24, el P80 promedio procesado en los meses de marzo a julio del 2017 ha sido 22.50 cm; si bien el P80 es menor al valor máximo de 25 cm, es 6.21 cm más que el P80 del chancado primario – simplificado. Con ello se afirma que la voladura con cámaras de aire puede reducir el tamaño de los fragmentos, siendo el P80 27.6% menos que en la voladura convencional de la mina Constancia. Véase la figura 4.36:

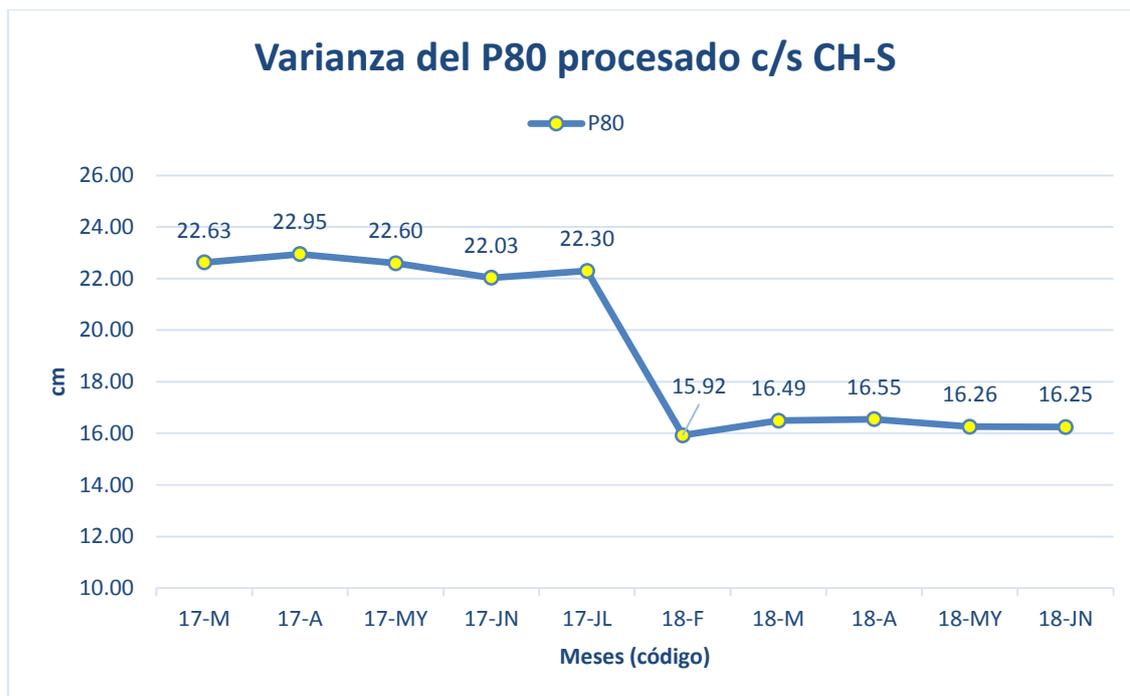


Figura 4.36: El P80 procesado con el chancado dual y el chancado simplificado.

Fuente: Mina Constanca.

En la figura 4.36, claramente se puede notar un cambio del tamaño de los fragmentos P80, siendo para el chancado dual – primario y secundario con P80 mayores de 20 cm y para chancado primario – simplificado con P80 menores a 20 cm.

4.4.2. Los costos de chancado dual y el chancado simplificado.

A. Chancado primario + secundario:

Los costos del proceso de chancado dual – primario más secundario, ya se expusieron en las tablas 3.8 y 3.9 costos por tonelada del chancado primario y secundario del año 2017, donde además se puede ver todos los aspectos técnicos operativos resumidos tanto del chancado primario como del chancado secundario. En compacto, los costos de chancado dual se pueden ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.25.: Costo total y por tonelada del chancado primario y secundario.

Chancado P+S meses 2017	P80 cm	Costo E US\$/Kw-h	WI Kwh/TM	Tonelaje Chancado TM/mes	Costo total del CH-P US\$	US\$/TM Molida
Marzo	22.63	0.1877	4.659	2,489,700	2,177,274.02	0.875
Abril	22.95	0.1877	4.231	2,374,600	1,885,848.71	0.794
Mayo	22.60	0.1877	4.391	2,425,980	1,999,511.99	0.824
Junio	22.03	0.1877	4.212	2,406,704	1,902,761.70	0.791
Julio	22.30	0.1877	4.619	2,476,840	2,147,431.28	0.867
Promedio:	22.50	0.1877	4.422	2,434,765	2,022,565.54	0.830

Fuente: Mina Constancia.

Como se puede notar en la tabla 4.25, que con el proceso dual de chancado en promedio, el work index (WI) era 4.42 Kwh/TM, mientras que el costo total era 2.02 millones de dólares y el costos por tonelada era 0.83 US\$/TM. Esto cuando la voladura del mineral se hacía de forma convencional teniéndose un P80 en promedio igual a 22.50 cm.

B. Chancado primario (simplificado):

Si bien el proceso de chancado primario simplificado tiene un procedimiento más sencillo que el chancado dual, el resultado de sus costos operativos no dependen directamente de la unificación del proceso de chancado, sino del tamaño de los fragmentos de mineral procesados. Los costos del chancado primario simplificado se pueden ver en la siguiente tabla:

Tabla 4.26.: Costo total y por tonelada del chancado primario simplificado.

Chancado P meses 2018	P80 cm	Costo E US\$/Kw-h	WI Kwh/TM	Tonelaje Chancado TM/mes	Costo total del CH-P US\$	US\$/TM Molida
Febrero	15.92	0.1877	3.162	2,307,080	1,369,297.70	0.594
Marzo	16.49	0.1877	3.141	2,495,732	1,471,428.77	0.590
Abril	16.55	0.1877	3.204	2,421,870	1,456,520.81	0.601
Mayo	16.26	0.1877	3.179	2,503,005	1,493,570.08	0.597
Junio	16.25	0.1877	3.218	2,418,954	1,461,123.78	0.604
Promedio:	16.29	0.1877	3.181	2,429,328	1,450,388.23	0.597

Fuente: Mina Constancia.

Conforme a la tabla 4.26, el proceso de chancado primario simplificado tiene en promedio, un work index (WI) igual 3.18 Kwh/TM, mientras que el costo total es 1.45 millones de dólares y el costos por tonelada es 0.597 US\$/TM. Esto se lograr al realizar voladura del mineral usándose las cámaras de aire teniéndose un P80 en promedio igual a 16.29 cm.

4.4.3. Análisis de variación de costos del chancado.

Ya en la tabla 4.26, se ha podido ver que el costo de chancado se ha reducido de 0.83 US\$/TM a 0.597 US\$/TM, un dato no menor y bastante relevante es el tonelaje mineral procesado en la tabla 4.25 y 4.26, que es casi igual; lo cual hace que el factor más importante en la reducción de costos de chancado es el P80 que afecta directamente al work index y este finalmente impacta en los costos operativos de chancado. Véase la figura 4.37:

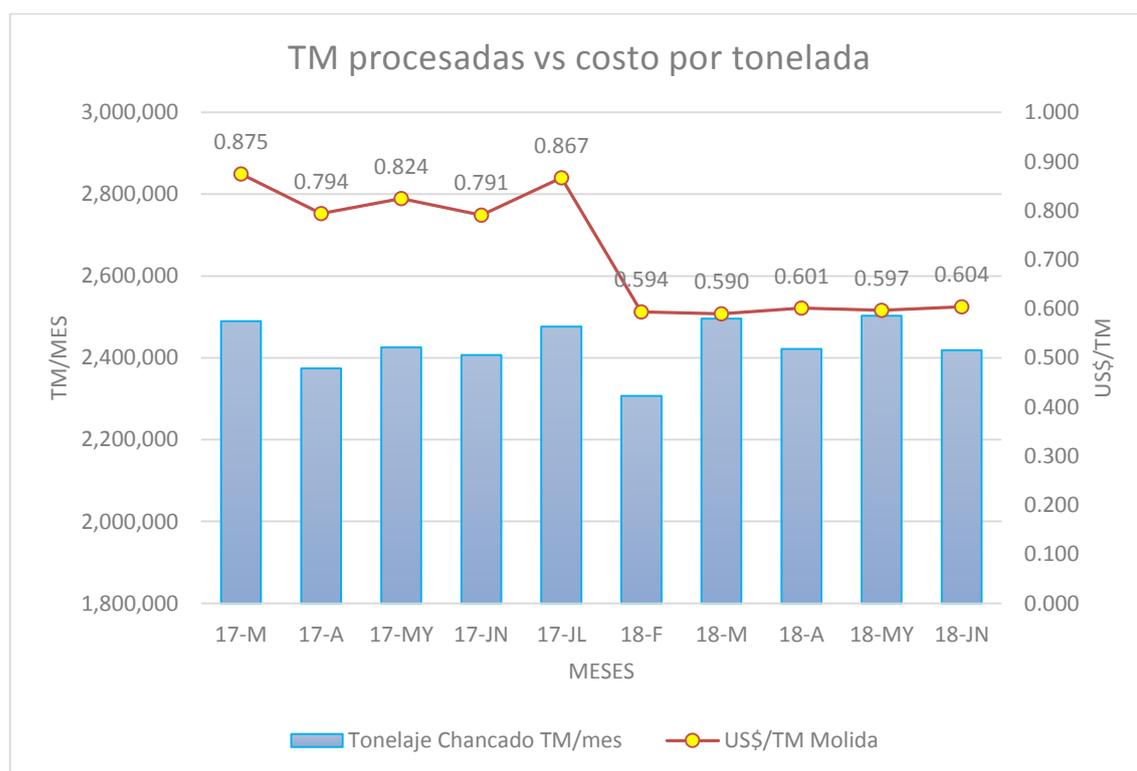


Figura 4.37: Toneladas procesadas mensuales versus los costos por tonelada del chancado dual y el chancado simplificado.

Fuente: Mina Constanca.

De acuerdo a la figura 4.37, el tonelaje procesado en el chancado dual y el chancado primario simplificado es casi constante, presentándose un baja en el mes de febrero (18-F) porque febrero trae solo 28 días. No obstante, en el costo por tonelada hay una diferenciación clara entre el chancado dual y el chancado primario simplificado. Véase un análisis más detallado en la siguiente tabla:

Tabla 4.27.: Variación entre el chancado dual y chancado primario simplificado.

Proceso de Chancado - Mina Constancia	Work índex	Tonelaje Chancado TM/mes	US\$/TM Molida
Primario + Secundario (dual):	4.422	2,434,764.8	0.830
Primario (simplificado):	3.181	2,429,328.2	0.597
Variación promedio:	-1.242	-5,436.60	-0.233
% de variación:	-28.08%	-0.22%	-28.08%

Fuente: Mina Constancia.

De acuerdo a la tabla 4.27, el work índex se reduce de 4.42 Kwh/TM a 3.18 Kwh/TM, utilizándose 1.242 Kwh/TM menos en el chancado primario simplificado, es decir, 28.08% menos de consumo de energía. Consecuentemente, el costo por tonelada se reduce de 0.83 US\$/TM a 0.597 US\$/TM, teniéndose una diferencia de 0.233 US\$/TM menos en el chancado primario simplificado, es decir, el costo de chancado se reduce en un 28.08%. Y como ya se pudo ver en la figura 4.36, la diferencia del tonelaje procesado en el chancado dual y el chancado primario simplificado es de solo 0.22%.

Finalmente, la reducción del costo de chancado, afecta la participación del costo operativo total del área de Molino y Proceso. Véase las siguientes tablas e imágenes:

A: Participación del chancado primario + secundario (dual):

Tabla 4.28.: Participación promedio de cada proceso en el área de M&P en 2017.

Costo de Molino y Proceso	Code	US\$/TM	% Composición
Chancado Primario y Secundario	CH P+S	0.83	15.35%
Molienda	MO	4.31	76.40%
Transporte del Mineral por Fajas	TFJ	0.406	6.67%
Gastos de logística y otros	GLO	0.082	1.58%
Costo total de M&P		5.63	100%

Fuente: Mina Constancia.

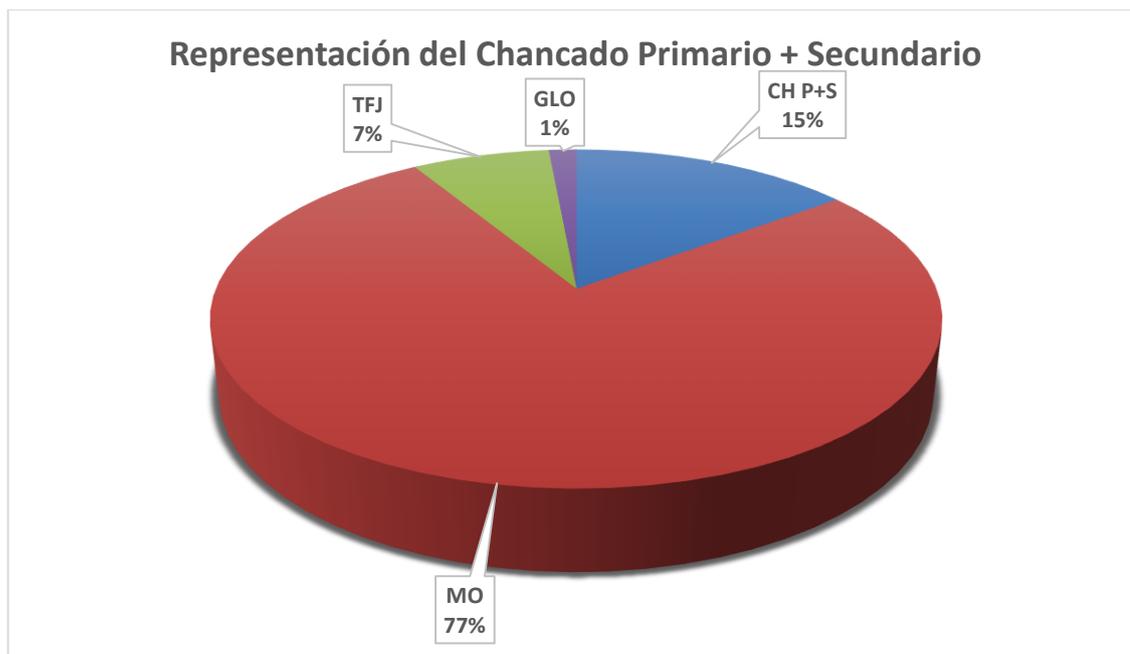


Figura 4.38: Participación del costo de chancado dual en el costo total de M&P.

Fuente: Mina Constanca.

Según la tabla 4.28 y la figura 4.38, el costo del chancado primario + secundario (dual) representaba el 15.35% del costo total del área de Molino y Proceso, siendo el que tiene más participación el costo de Molienda con 77% y teniéndose un costo total de M&P de 5.63 US\$/TM en promedio.

B: Participación del chancado primario simplificado:

Tabla 4.29.: Participación promedio de cada proceso en el área de M&P en 2018.

Costo de Molino y Proceso	Code	US\$/TM	% Composición
Chancado Primario	CH P	0.60	11.10%
Molienda	MO	4.29	79.69%
Transporte del Mineral por Fajas	TFJ	0.413	7.68%
Gastos de logística y otros	GLO	0.083	1.54%
Costo total de M&P		5.38	100%

Fuente: Mina Constanca.

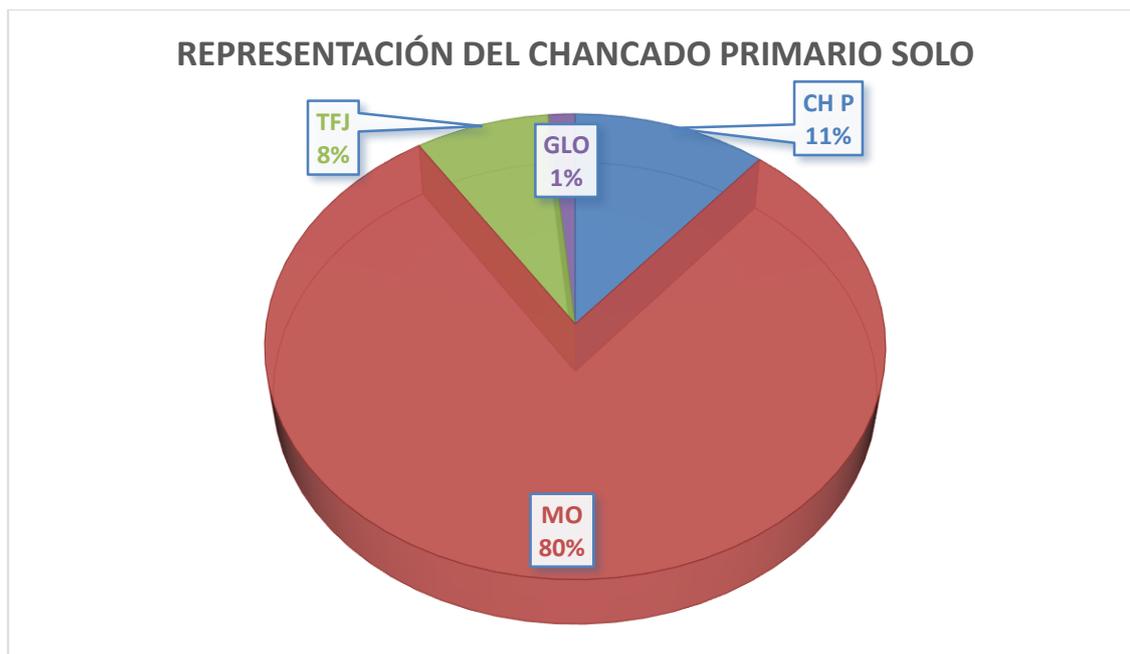


Figura 4.39: Participación del costo de chancado primario simplificado en el costo total de M&P.

Fuente: Mina Constanca.

Según la tabla 4.29 y la figura 4.39, el costo del chancado primario simplificado, en la actualidad representa el 11.10% del costo total del área de Molino y Proceso, teniendo la mayor participación el costo de Molienda con 77%. Dentro del contexto del chancado primario simplificado el costo total de M&P es de 5.38 US\$/TM en promedio. Con ello, la reducción del costo de chancado minimiza el costo total de M&P de 5.63 US\$/TM a 5.38 US\$/TM, es decir, se tiene una reducción hasta de 4.41%.

4.5. Discusión de los Resultados:

La discusión de los resultados obtenidos en este estudio se hará en comparación de los resultados de los antecedentes que se tuvieron en cuenta para este estudio y que se resumieron en el punto 2.1.

En comparación a Chambi (2016), en este estudio no se realizan cambios en las dimensiones de la malla como el burden y espaciamento, pero si en el esquema de carguío incluyendo las cámaras de aire que afectaron principalmente: la sobreperforación, la longitud de carga y el taco. Asimismo, el Wipfrag se utilizó

únicamente para medir la eficiencia de las cámaras de aire sobre la fragmentación del mineral. En tanto, el P80 dentro de este estudio se logra reducir de 22.50 cm a 16.29 cm con lo cual se logra una mejora en la fragmentación de 27.6%.

En comparación a Zuñiga (2015), en este estudio se utiliza el software Wipfrag como primer control de la fragmentación utilizando las cámaras de aire, que como resultado de su monitoreo con las imágenes post disparo de distintos proyectos expuesto en este estudio, se logra medir una reducción del P80 de 22.50 cm a 16.29 cm en promedio; presentando varianzas de acuerdo a la dureza de la roca del tajo Constancia.

En comparación a Quispe y Chávez (2014), en este estudio es una extensión y/o complemento del estudio de Quispe (2014), pues se desarrolla estas mejoras complementarias, del impacto de procesos posteriores como el proceso de chancado del mineral, el cual, al procesar el mineral fragmentado con un P80 igual 16.29 cm en promedio; logró reducir los costos de chancado de 0.83 US\$/TM a 0.597 US\$/TM, es decir, el costo de chancado se redujo en un 28.08%.

En comparación a Rojas (2010), en este estudio donde se detalla la voladura usando las cámaras de aire; el factor de carga de la voladura convencional se reduce de 0.28 Kg-exp/TM a 0.22 Kg-exp/TM para roca dura y de 0.20 Kg-exp/TM a 0.16 Kg-exp/TM para roca de dureza media. Ello permitió tener un menor consumo del agente explosivo Heavy Anfo; que consecuentemente logra reducir los costos en voladura. Asimismo, al reducirse la sobreperforación; también se reduce los costos de perforación. Esto pues ha sido ampliamente desarrollado en Quispe (2014). Este estudio, como ya se mencionó antes, complementa el estudio de Quispe (2014); ya que amplía el contexto de los beneficios del uso de las cámaras de aire dentro de este estudio, pues no solo se reduce los costos de perforación y voladura; sino que también ya que se logra una mejora en la fragmentación del mineral en un 27.6%, reduciendo el costos de chancado en un 28.08%.

CONCLUSIONES

La voladura en mineral utilizando las cámaras de aire, se aplicó satisfactoriamente dentro del tajo de la mina Constancia. El uso de las cámaras de aire produjo cambios principalmente en el esquema de carguío siendo los parámetros más afectados: la sobreperforación, el cual se redujo en 1 m de forma estandarizada; la longitud de carga, el cual disminuyó en 2 m – 1m por la sobreperforación y 1 m por la cámaras de aire; el taco, que también se redujo para la aplicación en rocas de dureza media. Con ello, el factor de carga de la voladura convencional se redujo de 0.28 Kg-exp/TM a 0.22 Kg-exp/TM para roca dura y de 0.20 Kg-exp/TM a 0.16 Kg-exp/TM para roca de dureza media; lo que se traduce una disminución de los costos de perforación y voladura.

Con el monitoreo de la fragmentación del mineral con el software Wipfrag determinó que el P80 usando las cámaras de aire ha reducido el tamaño de la fragmentación del mineral en: la roca diorita (DI) de 22.41 cm a 16.50 cm (6.50”), en la roca monzonita porfirítica 2 (MP2) de 23.39 cm a 17.17 cm (6.76”), la roca monzonita microporfirítica 1 (MMP) de 22.45 cm a 15.67 cm (6.17”). En forma global y en promedio, el P80 se logra reducir de 22.50 cm a 16.29 cm con lo cual se obtiene una mejora en la fragmentación de 27.6%.

El costo total de chancado se redujo con el chancado primario simplificado de 0.83 US\$/TM a 0.597 US\$/TM en promedio, teniéndose una diferencia de 0.233 US\$/TM, es decir, el costo de chancado se redujo en un 28.08% aplicando la voladura con cámaras de aire en la fragmentación del mineral en la mina Constancia. Asimismo, dentro del área de Molino y Proceso (M&P), la participación del costo del chancado disminuye de 15.35% a 11.10%, es decir, el costo de M&P se redujo de 5.63 US\$/TM a 5.38 US\$/TM, lo cual ha significado una reducción hasta de 4.41%.

RECOMENDACIONES

Si bien el uso de las cámaras de aire en la voladura primaria de mineral trae beneficios en los costos de perforación y voladura, fragmentación, vibraciones, fly rocks, y otros. El punto más débil de la aplicación de las cámaras de aire es su instalación y operatividad, siendo más tedioso que la voladura convencional. Asimismo, requiere de la capacitación del personal de voladura así como de un control de campo que asegure su correcta instalación. Ya que si las cámaras de aire no operan adecuadamente, puede ocasionar perjuicios sobre la fragmentación del material.

La fragmentación del material viene a ser el producto principal de la voladura; por ello es siempre recomendable monitorear la fragmentación obtenida con cualquier técnica de voladura. Los softwares de análisis de imágenes, son el primer control que se pueden realizar en la fragmentación del mineral, siendo fundamental su aplicación hoy por hoy en la voladura, ya que permite realizar ajustes, cambios e innovaciones sobre la malla de voladura para obtener mejores resultados sobre la fragmentación del mineral, lo cual puede facilitar la eficiencia de perforación, de voladura, carguío, transporte y por supuesto chancado y molienda.

El costo de chancado y molienda es mucho más prominente que el costo de perforación y voladura, y aunque parezca paradójico, el costo de chancado y molienda dependerá de la calidad de fragmentación del mineral que puedan otorgar las áreas de perforación y voladura; pues si bien es importante reducir los costos de perforación y voladura con un proceso más eficiente; es más importante aún pensar en procesos posteriores que dependen de la fragmentación del mineral. La investigación de Chávez (2014) así como otros estudios son claros casos donde se mejora la fragmentación del mineral aunque ello significó incrementar los costos de perforación y voladura, para reducir tiempos de carguío, para incrementar la productividad de chancado y molienda y por ende para reducir los costos de chancado y molienda.

REFERENCIAS

- Barona, A. (2014). *Evaluación del Funcionamiento de Sistemas de Análisis Digital de Imágenes - Wipfrag (edición manual) y Split Online* (tesis de pregrado). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas Y Energía, Madrid, España.
- Bernaola, J., Castilla, J. y Herrera, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid: E.T.S. De Ingenieros de Minas de Madrid.
- BS Consultores. (2009). *Planificación Minera de Superficie y Subterránea*. Santiago de Chile: Maestría Internacional en Ingeniería de Minas.
- Catacora, J. C. (2015). *Aplicación del Método Air Deck para Optimizar la Voladura en Mina Pierina* (tesis de pregrado). Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna, Perú.
- Chambi, D. E. (2016). *Monitoreo Continuo para Determinar el Grado de Fragmentación en Roca a Tiempo Real y Mejora en el Proceso de Voladura - Unidad Minera Cuajone* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, Perú.
- Chávez, L. A. (2014). *Optimización de la Fragmentación en los Proyectos de Voladura Primaria en la Zona Norte del Tajo San Pedro Sur, Minera la Zanja* (tesis de pregrado). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.
- ENAEX S.A. (2007). *Manual de Tronadura ENAEX S.A.* Chile: S.E.
- EXSA S.A. (2011). *Manual Práctico de Voladura*. Lima, Perú: S.E.
- Gomez, W. F. (2016). *Diseño de Malla de Perforación Basado en la Energía de Mezclas Explosivas, para Optimizar Costos de Perforación y Voladura en Aruntani SAC* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Moquegua, Moquegua, Perú.
- Leiva, A. (2007). *Influencia de la Optimización de la Fragmentación de Roca en la Rentabilidad de las Operaciones Mina - Molienda* (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- Poma, J. L. (2012). *Importancia de la Fragmentación de la Roca en el Proceso Gold Mill - Caso Minera Yanacocha* (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- Quispe, J. A. (2014). *Reducción de Costos de Perforación y Voladura por la Aplicación de Cámaras de Aire en la U.M. Constancia - Hudbay Perú S.A.C.* (tesis de pregrado). Universidad de San Agustín de Arequipa, Arequipa, Perú.

Rojas, J. C. (2010). *Método de Voladura Tensional Utilizando Cámaras de Aire* (informe de suficiencia). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.

Zuñiga, P. D. (2015). *Diseño de Tronaduras y su Impacto en el Costo Mina de Compañía Minera Cerro Negro* (tesis de pregrado). Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.

ANEXOS