

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LA VOLADURA
DE BANCOS DE PRODUCCIÓN DE LA U.M. TACAZA”**

INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

Bach. JUAN EDGAR HUANCA PARICAHUA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

“PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LA VOLADURA
DE BANCOS DE PRODUCCIÓN DE LA U.M. TACAZA”

PRESENTADO POR:

Bach. JUAN EDGAR HUANCA PARICAHUA

A la Dirección de Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de Ingeniero de Minas.

APROBADO:

PRESIDENTE DEL JURADO

Dr. Juan Mayhua Palomino

PRIMER MIEMBRO

Ing. Esteban Aquino Alanoca

SEGUNDO MIEMBRO

Ing. Agustín Pérez Quispe

ÁREA: Ingeniería de Minas

TEMA: Perforación y Voladura

DEDICATORIA

El presente trabajo se las dedico a mis padres Sabino Huanca Huayta y Valentina Paricahua Hañari, también no debo de olvidar de mencionar a mi pareja Eva Paricahua Aedo, por ser las personas más importantes de mi vida y por estar siempre a mi lado; brindándome su esfuerzo y su apoyo incondicional en todo momento. A ellos le dedico y dedicare todos mis logros, mis triunfos y con ello mi trabajo de investigación porque gracias a ellos desarrolle el presente trabajo, la cual espero que enriquezca más el campo de la minería.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional del Altiplano, A la facultad de Ingeniería de Minas, por haberme albergado en su seno durante los años de mi formación profesional.

Al personal docente de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por haberme transmitido sus conocimientos y experiencias. En especial a los miembros de jurado, por dedicar su tiempo, esfuerzo y dedicación desde la primera etapa del presente trabajo hasta la etapa final.

También agradezco a la empresa CIEMSA, por haberme acogido en sus instalaciones y permitirme desenvolverme profesionalmente y haberme dado la confianza y herramientas para el desarrollo de esta investigación en su Unidad Minera Tacaza.

De igual forma, mis agradecimientos al Ing. Rene Wilfredo Ojeda Mestas, por su aporte al presente trabajo con las experiencia que el posee.

PRESENTACION

Señores miembros de jurado.

El sustentante ha laborado en distintas empresas mineras de nuestro país, por lo que me permito presentar a vuestra consideración el presente informe de trabajo profesional “PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LA VOLADURA DE BANCOS DE PRODUCCIÓN DE LA U.M. TACAZA”, realizado en la empresa Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. en adelante CIEMSA, con la finalidad de optar el Título profesional de Ingeniero de Minas, en cumplimiento de Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional del Altiplano de la ciudad de Puno.

INDICE

RESUMEN	12
INTRODUCCIÓN.....	13
CAPITULO I	18
GENERALIDADES	18
1.1 Ubicación clima y accesibilidad.....	18
1.2 Breve reseña histórica	19
1.3 Características del yacimiento.....	19
1.3.1 Geología.....	19
1.4 Estimación de recursos.....	24
1.4.1 Datos utilizados.....	24
1.4.2 Dominio geológico	24
1.4.3 Modelo de bloques.....	24
1.4.4 Estimación de toneladas	25
1.5 Optimización de tajo	25
1.5.1 Parámetros:	26
1.6 Plan de minado	27
1.7 Diseño del tajo.....	27
1.8 Operación mina	28
1.8.1 Producción mina	28
1.8.2 Botadero de desmonte.....	29
1.8.3 Equipos de mina.....	30
1.8.4 Descripción de las actividades:.....	30
CAPITULO II.....	33
DESCRIPCIÓN ACTUAL DE LOS TRABAJOS DE VOLADURA.....	33
2.1 Introducción.....	33
2.2 Problematización.....	34
2.2.1 Problema general	34
2.2.2 Problemas específicos.....	34
2.3 Objetivos de trabajo	35
2.3.1 Objetivo general.....	35
2.3.2 Objetivos específicos	35

2.4	Justificación del trabajo.....	35
CAPÍTULO III		37
ANTECEDENTES DE TRABAJO.....		37
3.1	Antecedentes	37
3.1.1	A nivel internacional:.....	37
3.1.2	A nivel nacional:.....	37
3.2	Bases teóricas.	39
3.2.1	Predicción de la fragmentación.....	39
3.2.2	Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital WipFrag	55
3.3	Definiciones conceptuales:.....	58
3.3.1	Perforación	58
3.3.2	Voladura.....	60
3.3.3	Agentes y accesorios de voladura	61
3.3.4	Fragmentación	62
CAPÍTULO IV.....		63
DETERMINACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN		63
4.1	Método utilizado	63
4.1.1	Procedimiento de recolección de datos	65
4.1.2	Procesamiento de la información	66
4.2	Propiedades de la roca.....	67
4.2.1	Evaluación geomecánica.....	67
4.2.2	Determinación de factor de roca.....	71
4.3	Propiedades de los explosivos:.....	75
4.4	Informe de equipos de perforación.....	75
4.5	Procedimientos para la ejecución de la voladura	76
4.5.1	Voladura No 1.....	76
4.5.2	Voladura No 2	81
4.5.3	Voladura No 3.....	86
4.5.4	Voladura No 4.....	91
CAPÍTULO V		97
EXPOSICION DE RESULTADOS		97
5.1	Predicción de la fragmentación	97

5.2	Análisis de curvas de fragmentación.....	102
5.3	Análisis de costos	103
5.4	Comparación de los resultados con otras fuentes.....	107
	CONCLUSIONES.....	109
	RECOMENDACIONES	110
	BIBLIOGRAFÍA.....	111
	ANEXOS.....	113

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Accesibilidad U.M. Tacaza.	18
Tabla 2: Geología regional	20
Tabla 3: Recursos de mineral sulfuro U.M. Tacaza 2017	25
Tabla 4: Reservas minables U.M. Tacaza 2017	26
Tabla 5: Parámetros geométricos de diseño de tajo	26
Tabla 6: Producción de mineral y desmonte U.M. Tacaza.....	28
Tabla 7: Parámetros de diseño de botadero de desmonte.....	29
Tabla 8: Ranking para el factor de roca de Kuz-Ram	45
Tabla 9: Características de los taludes Zona 01	67
Tabla 10: Sistema de discontinuidades estructurales	68
Tabla 11: Criterio de clasificación de la masa rocosa	70
Tabla 12: Clasificación geomecánica de la zona mapeada	70
Tabla 13: Propiedades de la roca intacta rocosa.....	70
Tabla 14: Propiedades del macizo rocoso	71
Tabla 15: Determinación del factor de roca	72
Tabla 16: Propiedades de los explosivos utilizados	75
Tabla 17: Propiedades de los accesorios utilizados.....	75
Tabla 18: Características técnicas del equipo de perforación	75
Tabla 19: Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 1	76
Tabla 20: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 1	77
Tabla 21: Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 2	81
Tabla 22: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 1	82
Tabla 23: Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 3	86
Tabla 24: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 3	87
Tabla 25: Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 4.....	91
Tabla 26: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 4	93
Tabla 27: Evaluación de la fragmentación teórica vs real.....	98
Tabla 28: Análisis de la curva de la fragmentación	102

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Distribución de leyes U.M. Tacaza	25
Figura 2: Parámetros de diseño del Pit	26
Figura 3: Pit final (Vista en 3D)	28
Figura 4: Producción de mineral y desmonte	29
Figura 5: Parámetros de diseño de botadero.....	30
Figura 6: Fragmentación obtenida en ensayos a pequeña escala con bloques de granito con tiempo de retardo entre taladros variable.....	51
Figura 7: Línea de tendencia de la fragmentación vs. retardo entre taladros propuesta por Cunningham (2005).	52
Figura 8: Típicas curvas de distribución de tiempos de detonación para retardos pirotécnicos y electrónicos	54
Figura 9: Ejemplo de curva granulométrica	56
Figura 10: Esquema metodológico del trabajo	64
Figura 11. Posición de la cámara.....	66
Figura 12: Diagrama estereográfico de contornos de estructuras	68
Figura 13: Diagrama estereográfico de planos principales de estructuras	69
Figura 14: Diagrama del compósito de estructuras en el túnel	69
Figura 15: Modelo de análisis de estabilidad de cuñas	71
Figura 16: Esquema de carga voladura No 1.....	76
Figura 17: Proyecto de voladura No 1	78
Figura 18: Evaluación de la voladura No 1	79
Figura 19: Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 1	80
Figura 20. Esquema de carga voladura No 2.....	81
Figura 21: Proyecto de voladura No 2.....	83
Figura 22: Evaluación de la voladura No 2	84
Figura 23: Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 2	85
Figura 24: Esquema de carga voladura No 3.....	86
Figura 25: Proyecto de voladura No 3.....	88
Figura 26: Evaluación de la voladura No 3.....	89
Figura 27: Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 3	90
Figura 28: Esquema de carga voladura No 4.....	92
Figura 29: Proyecto de voladura No 4.....	94
Figura 30: Evaluación de la voladura No 4	95

Figura 31: Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 4 96

Figura 32: Variación de la fragmentación predecida vs la fragmentación obtenida malla 5pulg..... 99

Figura 33: Variación de la fragmentación predecida vs la fragmentación obtenida malla 10 pulg..... 99

Figura 34: Fragmentación vs factor carga. 101

Figura 35: Distribución de la fragmentación vs factor de carga. 101

Figura 36: Evaluación de costos de perforación y voladura..... 103

Figura 37: Evaluación de costos de extracción de mineral. 104

Figura 38: Evaluación de costos de planta concentradora..... 105

Figura 39: Evaluación de costos de planta concentradora..... 105

Figura 40: Curvas de fragmentación real. 106

Figura 41: Valor neto versus tratamiento de mineral 107

RESUMEN

El propósito de este trabajo fue dar solución la deficiente fragmentación en las voladuras de mineral de los Bancos de producción de la Unidad Minera Tacaza (U.M. Tacaza), con la finalidad de aumentar la capacidad de la chancadora primaria de la planta concentradora.

El método y seguimiento de este trabajo inicia con la predicción de la fragmentación utilizando el modelo matemático Kuz-Ram, proponiendo nuevos parámetros de perforación y voladura más económicas para la empresa, en segundo lugar se hace una evaluación de los resultados de fragmentación mediante un ordenador, que consiste en procesar fotografías tomadas después de la voladura y finalmente se hace un comparativo de la fragmentación que fue predecida versus la fragmentación obtenida.

Se identificó que el modelo matemático Kuz – Ram, devuelve resultados variando los parámetros de perforación y voladura, con una variación aceptable hasta de $\pm 3\%$. Con ello se logró obtener la fragmentación requerida, reduciendo las voladuras secundarias y el uso de equipo rompe banco en las voladuras de mineral en la U.M. Tacaza.

Se incrementó el tratamiento de la planta concentradora de 743 toneladas métricas secas por día (TMSD) que fue en el año 2013 hasta 820 TMDS como resultado en el año 2014, determinándose una un tratamiento óptimo de un promedio de 800 TMDS para la planta concentradora de la U.M. Tacaza.

INTRODUCCIÓN

La ingeniería de la fragmentación es una importante parte de la minería del presente. Pues los equipos de carguío son más automatizados, las fajas transportadoras son una regla en vez de una excepción, entonces es requerida una especificación de tamaño para el material fragmentado. Por ello la voladura es una operación elemental en la actividad minera y su diseño está basado en diversos modelos matemáticos planteados hasta hoy, pero aun hoy en día las fallas en la voladura es un desafío que todos los mineros queremos superar.

La importancia de la fragmentación en cualquier voladura es de carácter trascendental para una mayor productividad en mina y planta, siendo la única variable aleatoria que interrelaciona a todas y cada una de las operaciones mineras.

Con este trabajo se ha planteado la predicción para mejorar la fragmentación del material volado de los Bancos de producción proveniente del tajo, con la finalidad de obtener una granulometría de un 80% del material volado menores a 5 pulgadas, con ello se aumentó la capacidad de tratamiento de planta concentradora, debido a que los más finos pasaron directamente hacia los molinos y/o celdas de flotación. También ha favorecido en la optimización del carguío y transporte. Además la adecuada fragmentación desde la mina nos ha permitido la reducción de costos en la planta con menos consumo de aceros, energía, equipos y otros.

El modelo Kuz-Ram presentado en esta investigación es el realizado por Cunningham (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de voladura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas. El nombre de Kuz-Ram es una abreviación de los dos principales contribuyentes a las ecuaciones que forman la base del modelo: Kuznetsov y Rosin-Rammler

Para la predicción de la fragmentación de las voladuras en los Bancos de mineral de la U.M. Tacaza, se ha utilizado el modelo matemático Kuz-Ram, siendo los elementos básicos para su cálculo los siguientes:

- Factor de roca que comprende las características físicas y mecánicas de las rocas que conforman el macizo rocoso; la estratigrafía y los rasgos estructurales.
- Otro parámetro que se ha tenido en cuenta en el diseño, son los parámetros de perforación y voladura, asociado con los objetivos de la voladura; este otro factor ha conllevado a modificar los diseños en virtud de favorecer la granulometría lograda.
- El principio de una buena voladura se fundamenta en un buen diseño de la malla y supervisión al proceso de perforación y voladura.

Una vez realizada la predicción de la fragmentación, se procede a materializar la voladura, donde es importante realizar la medición de la fragmentación que nos permite evaluar la granulometría de la voladura y esta se describe con una curva granulométrica que representa el porcentaje acumulado en masa del material que pasa por un tamiz de luz de malla determinada.

Para la evaluación de la fragmentación se ha usado un programa de análisis digital de imágenes, que a partir de fotografías da datos de fragmentación en tiempo real sin necesidad de interrumpir el proceso de producción.

Los resultados obtenidos en la presente investigación son satisfactorios, logrando una granulometría requerida de las voladuras de mineral, que ha permitido el aumento de tratamiento en la planta concentradora y la reducción de las voladuras secundarias.

Para su mayor comprensión, la presente investigación se ha dividido en 5 capítulos, donde se darán a conocer sobre la fragmentación como: importancia, predicción, evaluación, beneficios y entre otros aspectos los cuales serán explicados de una manera clara y precisa en el desarrollo del mismo

PRIMERA PARTE

REPORTE DE LA ACTIVIDAD PROFESIONAL

14/03/2018 – Actualidad

Empresa : Lupaka Gold - Invicta Mining Corp – U.M. INVICTA

Cargo : Jefe de Planeamiento y Diseño

Funciones:

Planeamiento a corto, mediano y largo plazo.

Evaluación de la viabilidad técnico económica del proyecto de exploración, desarrollo, preparación y explotación del proyecto Invicta.

Elaboración del programa y reporte de producción mensual y anual.

Estimación de recursos asistido por el Software Datamine.

Diseñar los proyectos en interior mina (bypass, rampas, accesos. Etc.)

Diseñar de métodos de explotación e infraestructura mina.

01/04/2016 – 13/03/2018

Empresa : Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S. A.

CIEMSA -TACAZA

Cargo : Asistente de Superintendente de Mina

Funciones:

Gestionar y controlar el cumplimiento de las normas, estándares y procedimientos de seguridad del área.

Supervisión de los trabajos en el tajo abierto U.M. Tacaza, elaboración de reportes de producción, informe mensual y presupuesto del área.

Supervisión en el proceso de perforación, voladura, carguío, transporte y servicios auxiliares de mina con equipos como Rock Drill, Track Drill, Excavadora CAT 336DL, Volquetes de 15 m³ y 20 m³, Motoniveladora 160H, Tractores D6D-D8R y Otros.

Desarrollo y análisis para la optimización de las operaciones en mina en coordinación con las áreas de soporte.

Planeamiento de mina a largo, mediano y corto plazo.

Elaboración de valorizaciones mensuales y precios unitarios a empresas contratistas.

Elaboración de presupuestos, evaluación del control de costos y KPIs de Unidad Minera.

Recibir las auditorías externas por parte de las autoridades competentes tales como OSINERMINING y OEFA

01/02/2014 – 31/03/2016

Empresa : Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S. A.
CIEMSA – TACAZA y EL COFRE

Cargo : Jefe Planeamiento Corporativo

Funciones:

Ejecución, planificación y control de estimación de nivel de reservas en la unidad, con el objetivo de alargar la vida de la mina.

Elaboración y construcción de modelo de bloques del yacimiento Tacaza y El Cofre.

Estimación de recursos: (cálculo de leyes por método kriging con software Datamine, Minesight y Vulcan, modelamiento de cuerpos mineralizados, modelamiento de recursos medidos, indicados e inferidos.

Estimación de reservas probadas y probables con software minero.

Diseño de mina (Rampa de acceso principal, By Pass, Galerías, Cruceros, Chimeneas de ventilación primaria y secundaria, Ore Pass y otros.

Diseño de parámetros de tajos abierto y subterráneo.

Elaboración de LOM de la mina Tacaza y El Cofre.

Elaboración de secuencia de minado.

Plan de minado a corto mediano y largo plazo.

Seguimiento del cumplimiento de los programas de minado, desarrollos y preparaciones de la mina Tacaza y El Cofre.

Elaboración de precios unitarios para los contratistas mineros.

Elaboración de costos y presupuestos.

01/06/2013 – 31/01/2014

Empresa : Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S. A.
CIEMSA - TACAZA

Cargo : Ingeniero de Planeamiento Mina

Funciones:

- Implementación de software minero para el cálculo de reservas de la mina.
- Elaboración del modelo de bloques.
- Elaboración del plan de minado diario, semanal, mensual, trimestral y anual de las operaciones a tajo abierto en coordinación con el área de geología, mina, planta, mantenimiento y SSOMA.
- Supervisión de las labores de minado a tajo abierto.
- Elaboración de presupuestos y análisis de costos.

01/08/2010 – 31/01/2011

Empresa : Minera Perú Mundo S.A.C (Nazca)

Cargo : Supervisor de Área

Funciones:

- Cumplimiento de objetivos en producción, diseño de infraestructura, edición y modelamiento en MineSight de tajos, rampas, galerías, cruceros y chimeneas.
- Elaboración y control de ratios de operación (KPIs)

SEGUNDA PARTE

DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Ubicación clima y accesibilidad

- ❖ Ubicación: La Mina Tacaza está ubicado en la comunidad de Choroma, distrito de Santa Lucia, provincia de Lampa, región Puno. El Proyecto tiene como coordenadas referenciales en UTM 8'271,500N y 314,750E, a una altitud entre 4,200 a 4,450 msnm, siendo el campamento a una altura de 4350 msnm según Datum WGS84, zona19 y Cuadrángulo: Lagunillas (32-U). *Ver Anexo No 1 Plano de ubicación – Lámina 01*
- ❖ Clima: frio y seco (Mayo a Noviembre), frio y lluvioso (Diciembre a Abril).
- ❖ Accesibilidad: La ruta de menor tiempo para llegar a la Unidad Minera Tacaza desde la ciudad de Lima se muestra en la tabla siguiente.

Tabla 1: *Accesibilidad U.M. Tacaza.*

Ruta de Acceso	Tipo de Vía	Tiempo (Hras)	Distancia (Km.)
Lima – Juliaca	Aérea	1.67	1,200
Juliaca – Santa Lucia	Carretera Asfaltada	0.91	58.00
Santa Lucia-Desvió Mina	Carretera Asfaltada	0.42	16.60
Desvió Ocorache-Área de estudio	Trocha carrozable	0.09	2.10

- ❖ Fuente: Elaboración propia

1.2 Breve reseña histórica

La Mina “Tacaza” fue trabajada anteriormente por la empresa Lampa Mining con una pequeña planta concentradora de la cual se podían apreciar las bases existentes y su cancha de relaves al inicio de las operaciones a cargo de CIEMSA.

CIEMSA inicia sus operaciones en Tacaza el año 2008, verificando las labores subterráneas y haciendo exploración por medio de sondajes diamantinos. En setiembre del 2009 se realizó la Audiencia Pública para la presentación del Estudio del Impacto Ambiental (EIA) y se inicia la construcción de la infraestructura de la nueva Planta concentradora para una capacidad de 500 TMSD de mineral. En agosto del año 2011 se inicia las operaciones de mina con el inicio de tratamiento de la planta concentradora. En junio del 2013 realiza la ampliación de la Planta concentradora a 750 TMSD, donde se ha obtenido resultados positivos haciendo una segunda ampliación en julio del 2016 a una capacidad de la planta de 1,200 TMSD. (CIEMSA, 2017)

1.3 Características del yacimiento

1.3.1 Geología

La información geológica tomada en la presente investigación es proveniente del plan de minado de ampliación de producción a 800 TMSD del año 2014, realizado por Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A.

a) Geología regional

La Unidad Minera Tacaza se encuentra en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los andes del sur del Perú, dentro de una faja de conos volcánicos terciario-cuaternario que siguen el alineamiento andino, el cual va desde Ayacucho hasta la frontera con Chile. El área de estudio corresponde a rocas del Cenozoico del sur del Perú. *Ver Anexo No 1 Plano geológico regional – Lámina 02*

b) Estratigrafía.

Durante el Oligoceno, en el flanco Este de la Cordillera Occidental, el vulcanismo fue activo desarrollándose una secuencia volcánica y vulcano-sedimentaria, muchas de ellas depositadas en medios lacustres, con diferentes litologías. A este

vulcanismo corresponde el grupo Tacaza, el cual descansa en discordancia angular sobre el grupo Puno. El grupo Tacaza consiste en una serie de derrames, aglomerados y tobas; localmente presenta flujos de composición basáltica variando su composición de un lugar a otro, y horizontes de areniscas tufáceas.

Durante el Mioceno hubo una actividad volcánica explosiva intensa, desarrollándose una gruesa y variada secuencia de piroclastos interdigitados en muchos lugares con sedimentos lacustrinos y continentales. Este vulcanismo piroclástico corresponde al grupo Palca, conformado por tobas blanquesinas de composición andesítica, dacítica y riódacítica, hacia el tope aparecen tobas no soldadas e ignimbritas. Sobre el grupo Palca y grupo Tacaza descansan los volcánicos Sillapaca, compuestos por lavas andesíticas y dacíticas. Una característica distintiva es que presenta disyunción columnar.

Tabla 2: Geología regional

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRAFICA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICO	CUATERNARIO	Plioceno (reciente)	Dep. Cuaternarios	Cubriendo diversas parte de la Zona rellenando valles, depresiones y Planicies existen morrenas que demuestran la actividad glacial y depósitos fluvioaluviales.	
		NEOGENO	Mioceno	Gpo. Sillapaca	Flujos lávicos de composición Andesíticas y Dacíticas sobreyacen en aparente concordancia a las ignimbritas del Grupo Palca. En la localidad de Pinaya aflora formando una estructura circular muy similar a la de un cono piroclástico
	Gpo. Palca			Sup. 100-150m	Representada por intercalaciones sedimentarias de areniscas de origen volcánico intercaladas con material de explosiones volcánicas (Surges). Tobas líticas basal y toba de cristales con relictos y pómez (ignimbritas)
				Basal 180-200m	
	Oligoceno		Gpo. Tacaza	Sup. 30-40m	Conformado por rocas volcánicas y vulcano- sedimentarios de la sgte. manera. Sucesión inferior vulcano-sedimentario de 90 a 350mts. Secesión intermedia conformado por lavas y brechas con potencia de 250-450mts. Susección superior conformado por lavas porfiríticas de 30-40mts.
				Med. 250-450m	
				Inf.	
			Eoceno	Inf. 90-350m.	
	PALEOGENO		Eoceno-Oligoceno Inferior	100-3000m	Gpo. Puno

Fuente: Plan de minado – CIEMSA, 2014

c) *Geología local*

Localmente el área del proyecto se ubica en la microcuenca de la quebrada Sayocomana a una altitud del orden de 4,270 y 4,370 msnm aproximadamente. El riachuelo que discurre por el fondo de esta quebrada es un afluente de la margen derecha del río verde que toma el nombre de Río Cabanillas inmediatamente aguas abajo de la desembocadura del Río Cerrillos efluente de la Laguna Lagunillas, todos pertenecientes a la cuenca endorreica del Lago Titicaca. En toda la zona afloran rocas piroclásticas consistentes en tobas arenáceas (retrabajadas) y tobas brechas.

La unidad estratigráficas del yacimiento son expuestas en las superficies aflorantes son rocas volcánicas piroclásticas consistente en tobas retrabajadas, tobas brechas o aglomerados volcánicos, pertenecientes al grupo Tacaza del Oligoceno tardío al Mioceno medio. *Ver Anexo No 1 Zoneamiento de mineral – Lámina 03*

❖ **TERCIARIO:**

Grupo Tacaza (T-Ta)

En este grupo está conformada mayormente por tobas volcánicas y lavas andesíticos, superficialmente se presentan meteorizadas y fracturadas. En la unidad se denominó Manto Tacaza que se emplaza como unidad litoestratigráfica.

La unidad litoestratigráfica denominada brechas (aglomerados volcánicos) son rocas huésped más favorables para la mineralización y las Andesitas Augíticas son poco favorables es decir solo en fracturas.

❖ **CUATERNARIO**

Depósitos Morrenicos (q-mo)

Estos depósitos se encuentran cubriendo irregularmente las laderas de la quebrada Sayocomana. Litológicamente consiste de gravas limo-arenosos con cantos y bloque subangulosos. En conjunto estos materiales se presentan semicompactos a compactas.

Depósitos aluviales de quebrada (q-al)

Estos depósitos se encuentran distribuidos en el cauce de la quebrada Sayocomana y consisten de una mezcla heterogénea de gravas, canto y bloques englobados en matriz arenolimoso, todo el conjunto se presenta semicompacto

❖ TECTONISMO

En el territorio peruano la sismicidad es principalmente producto de la subducción de la placa de Nazca por debajo de la placa Continental a lo largo de la costa peruana, con un índice de convergencia de aproximadamente 10 cm/año.

El tectonismo de la zona produjo la formación de anticlinales y sinclinales, con ejes direccionados al NE y E-W. Estos plegamientos corresponderían a las discordancias Post Fase Inca y Quechua 1 (intra Tacaza).

d) Geología estructural

Estructuralmente el yacimiento Tacaza se encuentra ubicado entre dos fallas regionales paralelas con rumbo andino, Fallas Río Verde y Lagunillas. El fallamiento general fue compresivo y en bloques con movimientos verticales (normal) y horizontales (dextral); los cuales generaron fallas transversales al rumbo andino. Estas fallas actuaron como trampas estructurales por donde ascendieron los fluidos hidrotermales y mineralizaron las unidades permeables más favorables, así como también rellenaron algunas estructuras.

Los patrones estructurales del yacimiento Tacaza son NE – SW y ENE – WSW, producto del movimiento compresivo de las fallas Río Verde y Lagunillas. El movimiento vertical fue de apenas unos metros y del tipo normal. La mineralización guarda relación directa con el dominio estructural, teniendo una forma elongada con rumbo Norte – Sur. Algunas de estas fallas han sido mineralizadas en forma de veta con espesores considerables en superficie.

e) Geología económica

El yacimiento de la mina Tacaza es un yacimiento de manto sub-horizontal de mineral de cobre en zonas supergénicas. Se tiene el Manto Principal mineralizado

denominado Manto Tacaza o Manto Principal, en la cual se vienen desarrollando los dos principales tajos de producción. Gran Tajo Norte y Tajo Central.

La mineralización en Manto Principal se presenta en “mantos de cobre” dentro de los estratos intercalados de tobas Andesíticas augíticas y brechas (aglomerados volcánicos) donde los clastos se encuentran moderadamente soldadas y las soluciones hidrotermales han rellenado y reemplazado los espacios abiertos de las brechas y fracturas de las andesitas encontrándose diseminaciones de calcopirita, covelita, digenita y vetillas de calcosina masivas.

f) Alteración y Mineralización.

La alteración hidrotermal es en general moderada. Principalmente hay carbonatación y una argilización moderada, también hay una propilitización de moderado a débil. En la parte superior de la zona mineralizada hay una zona de oxidación el cual en algunas partes llega a tener una potencia de 4-5m.

Las andesitas en el depósito Tacaza presentan amígdalas las cuales están rellenas con calcita y cuarzo calcedónico; estas amígdalas tienen formas lenticulares mostrando una dirección de flujo. La calcita se observa en todas las rocas del depósito, ya sea como venillas o relleno. Hacia el Este del manto aparece cuarzo hialino prismático (drusas) relleno de fracturas.

- ***Carbonatación:***

Está presente en todas las rocas del depósito Tacaza (andesitas, aglomerados, areniscas tufáceas) manifestándose bien cristalizados como relleno de amígdalas, fracturas y venillas. Está asociado a la mineralización, por lo que se infiere que ocurrió a baja temperatura.

- ***Argilización:***

Está presente en toda la zona mineralizada. En algunos sectores se observa una alteración moderada y en otras débil, alterándose los feldespatos y piroxenos.

- ***Propilitización:***

Se presenta directamente debajo de la zona de oxidación. Tiene poco espesor. Es guía para determinar el inicio de la presencia de sulfuros en el manto. Aunque las

concentraciones de Cobre son bajas en esta zona, aumentan considerablemente debajo. Se observa un ensamble epidota-clorita-calcita-pirita.

1.4 Estimación de recursos

La estimación de recursos del U.M. Tacaza fue realizada por el área de geología de CIEMSA. Este trabajo ha sido verificado y aprobado por consultoras especialistas en el tema, así como por la alta dirección de la empresa CIEMSA. (CIEMSA C. d., Plan de Minado - Ampliación de producción a 800 TMSD, 2014)

Los datos contenidos en el presente informe profesional desde el Ítem 1.4 al 1.8 son provenientes del plan de minado de ampliación de producción realizado en el año 2014, la cual fue actualizada en el año 2017.

1.4.1 Datos utilizados

Los datos utilizados para la estimación de recursos provienen de las propias bases de datos de exploración de CIEMSA (campañas de perforación diamantina durante los años 2010-2015).

1.4.2 Dominio geológico

Para la diferenciación de poblaciones de compósitos, el cálculo variográfico y la posterior estimación de leyes dentro del modelo de bloques se ha considerado los siguientes dominios de estimación:

- ❖ Manto (CSX)
- ❖ Retrabajado superior e inferior (ND)

1.4.3 Modelo de bloques

Se estableció un modelo de bloques tridimensional rotado con azimut de 90°. El modelo de bloques se encuentra basado en celdas patrón de 5m x 5m x 5m, el tamaño de las celdas se considera representativo de la data disponible y sus características, tomando éstas las consideraciones operativas de la explotación del tajo abierto.

El modelo de bloques ha sido debidamente codificado y sus campos asignados en función de la información disponible como se muestra en la siguiente figura.

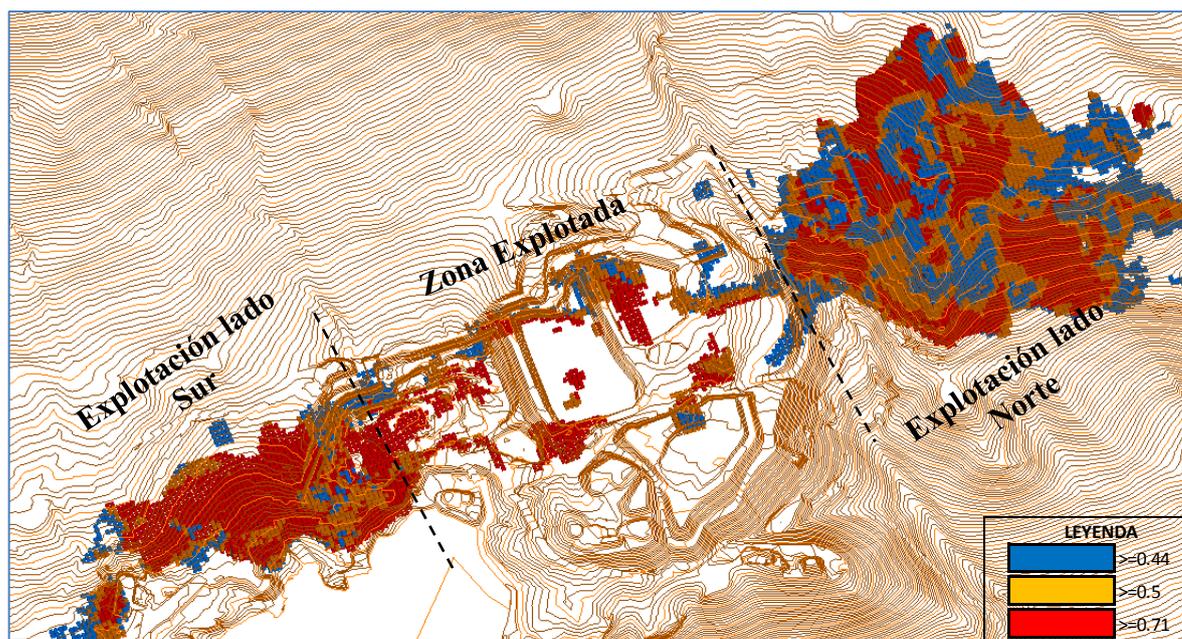


Figura 1. Distribución de leyes U.M. Tacaza. Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.4.4 Estimación de tonelajes

Las recursos estimados para el horizonte mineralizado actualizado al año 2017 han sido calculadas en base a la ley de corte de 0.71%Cu, tal como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 3: Recursos de mineral sulfuro U.M. Tacaza 2017

Total Reservas Mineral Sulfuro - .U.M. Tacaza					
Tipo de Mineral	Rango de Ley	MANTO	M3	Toneladas	% Cu
Marginal - Sulfuros	0.50 - 0.70	Sup. - Princ.	471,041	1,149,339	0.60
Mena - Sulfuros	0.71 - mas	Sup. - Princ.	1,097,263	2,918,720	1.16
TOTAL			1,568,304	4,068,059	1.00

Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.5 Optimización de tajo

Para el diseño del tajo final se han determinado parámetros y características principales en base a la información actualizada a la fecha, para este diseño se apoyó con un software geológico - minero, ingresando parámetros técnicos y económicos utilizando el método Lerch and Grossman.

Los resultados del diseño de tajo actualizado al año 2017 se muestran en la siguiente tabla, cabe mencionar que el S/R es de 2.8.

Tabla 4: Reservas minables U.M. Tacaza 2017

Descripción	Mineral	Desmonte
Cantidad (m3)	1,019,278	2,867,762
Tonelaje (TM)	2,711,281	5,305,360
Ley (% Cu)	1.12	0.03
Margen \$ / TM	23.976	-2.92
MARGEN TOTAL (\$)	72,228,265	-14,699,291

Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.5.1 Parámetros:

Para el diseño de mina se ha considerado los parámetros óptimos de diseño de Pit, cumpliendo con los requerimientos geomecánicos y geotécnicos de la estabilidad de taludes y peligros sísmicos según el estudio de factibilidad.

Tabla 5: Parámetros geométricos de diseño de tajo

PARAMETROS DE DISEÑO U.M. TACAZA

Descripción	Tajo Tacaza (lado Sur)	Tajo Tacaza (lado Norte)
Altura de banco (m)	5	5
Altura de banco Pit Final (m)	10	10
Ángulo de talud final Pit (°)	45	43.2
Ángulo de talud operativo Pit (°)	65	65
Ancho de Banco (m)	5	6
Nivel Superior más alto del Pit	4350	4400
Nivel inferior del Pit	4300	4285

Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

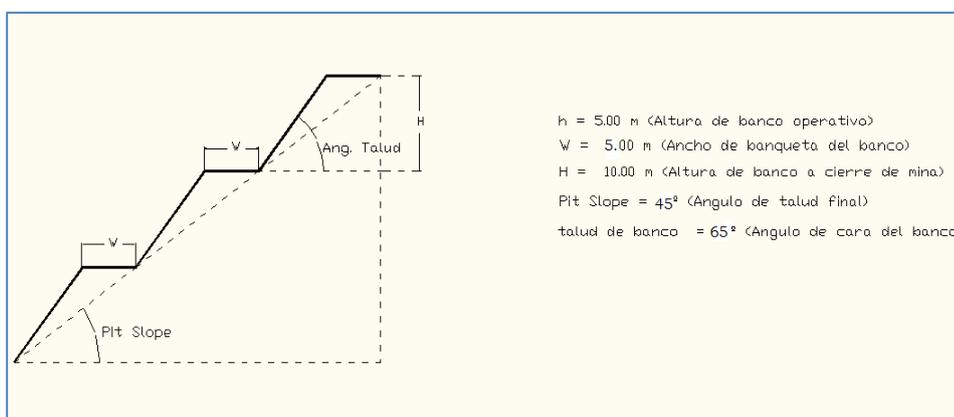


Figura 2. Parámetros de diseño del Pit. Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.6 Plan de minado

Teniendo en cuenta las características mineralógicas, morfogenéticas y geotécnicas del yacimiento, el método de explotación que actualmente se viene desarrollando en la mina es de tajo abierto con sistema de bancos (de arriba hacia abajo); el cual se realiza igualmente en base a las especificaciones técnicas de minado (volumen, velocidad, equipos y otros). Las operaciones mineras, se ejecutan de modo progresivo y sistemático, de conformidad con el plan de minado.

La secuencia de minado nos permite manejar adecuadamente el desmonte proveniente del desbroce de los tajos y evitar mayores costos por transporte.

Es de suponer, que, tratándose de un tajo en operación, en las fases iniciales se efectuaron trabajos de preparación y desarrollo, como la remoción de coberturas y material de desbroce, nivelación del terreno en plataformas escalonadas y otros, especialmente diseñadas para posibilitar la ley planteada.

A dichos trabajos se suma la preparación de las respectivas rampas de acceso y minado, contándose a la fecha con una rampa principal (con sus respectivos accesos secundarios) para el acarreo del mineral y otra para el desmonte.

1.7 Diseño del tajo

El diseño de minado está basado en un cono optimizado a 0.71 %Cu/TMS de mineral. El diseño de Pit final se basa en tener un solo tajo. Todos los niveles superiores son de fácil acceso. *Ver Anexo No 1 Plano diseño de Pit – Lámina 04*

Dentro del planeamiento de mina, se ha considerado la explotación secuencial, con dos frentes de explotación, una en dirección hacia Norte y la otra hacia el Sur, de manera similar se ha iniciado el cierre progresivo de mina, rellenando el tajo con material desmonte y relaves espesados de Norte a Sur y Sur a Norte.



Figura 3. Pit final (Vista en 3D). Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.8 Operación mina

1.8.1 Producción mina

En la planta Tacaza la producción de mineral hasta junio del año 2013 fue para un ritmo de producción planta de 600 TMSD, incrementando esta producción a 750 TMSD hasta junio del año 2016 y en julio de 2016, se realizó la ampliación de planta a una capacidad de 1,200 TMSD, con la finalidad de bajar los costos de producción y lograr el tratamiento de minerales de menor ley.

Para la planta El Cofre se da inicio al aporte del mineral desde el año 2014, debido a que bajo la producción de mina El Cofre, en el año 2015, el aporte de mineral incrementa hasta el punto que cierra la mina El Cofre e Inmaculada 4.

Tabla 6: Producción de mineral y desmonte U.M. Tacaza

PRODUCCIÓN DE MINERAL Y DESMONTE U.M. TACAZA								
AÑO	MINERAL TACAZA		MINERAL EL COFRE		TOTAL MINERAL		DESMONTE	S/R
	TMS	% Cu	TMS	% Cu	TMS	% Cu	TMS	
2013	238,018	1.55			238,018	1.55	334,256	1.40
2014	300,444	1.40	8,655	1.63	309,099	1.41	305,534	0.99
2015	276,510	1.28	73,881	1.33	350,391	1.29	233,364	0.67
2016	331,335	1.19	111,793	1.27	443,127	1.21	1,129,092	2.55
2017	351,282	1.10	85,457	1.17	436,739	1.12	1,655,578	3.79
TOTAL	1,497,588	1.29	279,786	1.26	1,777,374	1.28	3,657,824	2.06

Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)



Figura 4. Producción de mineral y desmonte. Fuente: Operación mina CIEMSA

1.8.2 Botadero de desmonte

Todo el desmonte proveniente del desbroce del tajo, es usado para la construcción de muros de los contenedores de relaves espesados en el tajo y relleno de los mismos contenedores de relaves en su etapa final dándole la forma del relieve original encontrada.

Se cuenta con una desmontera que se encuentra ubicado al Este de la mina con una capacidad de 642,000 m³ que en la actualidad no se deposita desmonte. La estabilidad física del botadero se encontrará mediante banquetas intermedias y taludes estables determinadas por las características geotécnicas. El ángulo de talud de banco es de 2H:1V, con un ancho de banqueta de 6.0 m, altura de banco de 8m.

El volumen almacenado a la actualidad es de 360,000M³ de desmonte.

Tabla 7: Parámetros de diseño de botadero de desmonte.

PARÁMETROS DE DISEÑO	UNIDADES
Angulo de talud de banco	2H:1v
Ancho de banqueta	6.0 m.
Altura de banco	8 m
Capacidad	642,000 m ³

Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

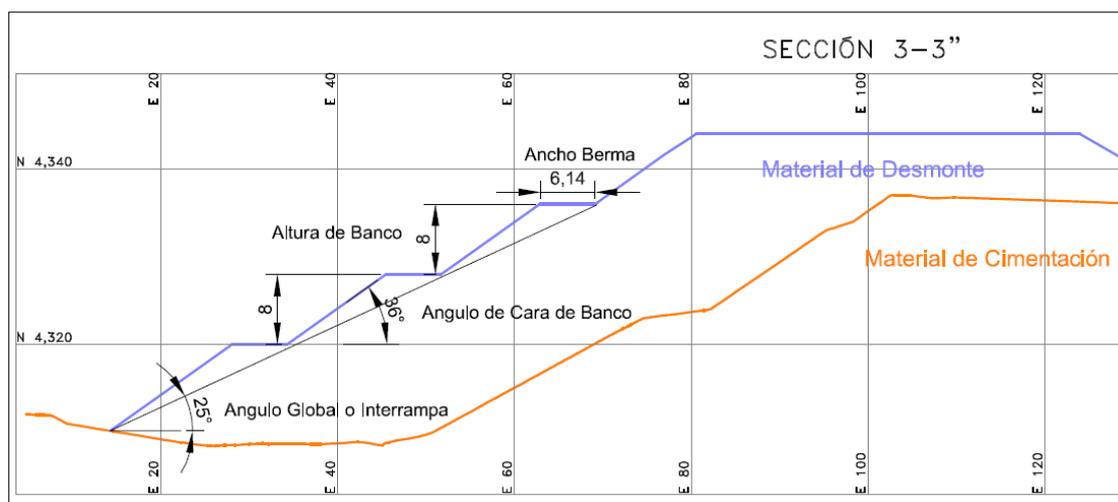


Figura 5. Parámetros de diseño de botadero. Fuente: Plan de minado año 2017 (CIEMSA, 2017)

1.8.3 Equipos de mina

Para las operaciones en mina actualizada al año 2017, se cuenta con una combinación de camiones convencionales y excavadoras en las actividades que se realizan en el tajío, las cuales están a cargo de una empresa especializada en movimiento de tierras (contratista minero).

- Ocho volquetes de 15 m³
- Cuatro volquetes de 20 m³
- Dos cisternas de agua 6,000 galones
- Tres excavadoras (2 CAT 336DL y 1 JHON DEERE 350G)
- Una perforadora Track Drill Ingersoll Rand y una compresora Sullair de 750 CFM
- Una perforadora Rock Drill con compresora incorporada.
- Dos tractores de orugas (CAT D8R y D6D)
- Un rompe banco Hyundai R 360
- Una retroexcavadora CASE 580N
- Una Motoniveladora CAT 160H
- Rodillo liso vibratorio VOLVO CP130

1.8.4 Descripción de las actividades:

1.8.4.1 Perforación

En la U.M. Tacaza se contaba con 02 grupos de perforación; un perforista calificado y dos ayudantes de perforación por cada grupo, quienes realizaban la perforación con dos máquinas perforadoras Track Drill CM - 351 Ingersoll Rand, utilizando taladros de 3" de diámetro de broca, con profundidad de taladros de 5 m por banco y 0.5 m adicionales de sobre perforación. La malla de perforación fue cuadrada para mineral de 1.50 metros x 1.50 metros y para desmonte de 2.5 metros x 2.5 metros.

Con la ampliación de producción y planteamiento de mejoras se cambió al equipo de Rock Drill, a partir del año 2017, con diámetro de broca de 4" y una malla de perforación cuadrada de 2.30 metros x 2.30 metros en mineral y en desmonte una malla de 3.50 metros x 3.50 metros.

1.8.4.2 Voladura

La voladura está a cargo de un grupo de 06 personas altamente capacitadas y con supervisión directa para el desarrollo de esta actividad cíclica. Todos ellos como manipuladores de explosivos cuentan con su respectivo carnet de SUCAMEC.

Para el diseño de una voladura se toman en cuenta los siguientes parámetros: mineral o desmonte, tipo de roca, condiciones geológicas, propiedades físico mecánicas de la roca, volumen de roca a ser volada, tipo de explosivos y accesorios en el sistema de iniciación.

Para el diseño de voladura en el tajo, se emplea el diseño de arranque en diamante, en algunas ocasiones se emplea la salida en paralelo y en V.

Los explosivos usados para voladura primaria son el Anfo para taladros secos y el Emulfan 300 para taladros con contenido de agua, como primer se usa el Boosters de 450 gr, Los accesorios usados son los detonadores no eléctricos. Para la voladura secundaria se usa el Cordón Detonante 3P y Fameplast. Las voladuras se realizan al medio día con proyectos de 50 a 250 taladros.

1.8.4.3 Carguío

El carguío del mineral de mina a la planta concentradora y desmorte hacia los echaderos de desmorte (contenedores del tajo) se realiza mediante la excavadora CAT-336 DL y excavadora Jhon Deere 350G.

1.8.4.4 Acarreo

El transporte de material en la operación se realiza con volquetes FM Volvo de 15 m³ y 20 m³. El circuito de transporte se realiza de esta manera: El primero es transportando mineral del tajo lado Sur a la cancha de gruesos de la planta concentradora (1.10km) y del lado Norte es de (1.7km). El segundo es transportando desmorte del tajo hacia la zona de construcción de los diques para el almacenamiento de relaves, con un recorrido de 0.8 km promedio.

Se cuenta con una flota de 12 volquetes, de los cuales 08 volquetes son de capacidad de 15m³ y 4 volquetes de capacidad de 20m³ para estos circuitos de producción.

El estado de las vías es uno de los factores predominantes para una optimización en el transporte, manteniendo el ancho adecuado que es de 9 metros y la gradiente máxima en las rampas de 12%.

El número adecuado de volquetes en la flota permite el continuo flujo de éstos y no haya tiempos de espera por parte del equipo de carguío.

1.8.4.5 Equipos auxiliares

Se cuenta con una flota de equipos auxiliares en operación mina, que incluye dos cisternas de agua de 6,000 galones, dos tractores CAT D8R y D6D, una motoniveladora CAT 160H, un rodillo vibratorio Volvo CP 130 y una retroexcavadora CASE 540N.

Los Tractores CAT D8R y D6D trabajan en el empuje de carga de desmorte para conformar los diques de contención para el almacenamiento de relaves espesados con desmorte de mina. También realizan la conformación de accesos y vías principales, nivelación de bermas, plataformas, vías auxiliares y otros.

CAPITULO II

DESCRIPCIÓN ACTUAL DE LOS TRABAJOS DE VOLADURA

2.1 Introducción

La voladura es una operación elemental en la actividad minera y su diseño está basado en diversos modelos matemáticos planteados hasta hoy, pero aun hoy en día las fallas en la voladura es un desafío que todos los mineros queremos superar, en Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. “CIEMSA”, en su unidad de producción Tacaza se tenía los siguientes inconvenientes:

- La fragmentación de las voladuras de Bancos de producción de mineral no satisfacían a la necesidad de la planta concentradora, esta condición no era favorable para lograr los objetivos de tratamiento mensual de mineral de mina. Siendo las dimensiones máximas de fragmentos de 50 cm, obteniendo un 80% de fragmentos de dimensiones promedio de 25 cm (10 pulg.) en las voladuras y el 20 % eran fragmentos que necesitaban ser reducidos por trabajos adicionales, como es el uso del equipo rompe banco y voladuras secundarias.
- Las voladuras secundarias representaban en ese entonces el 50%, que son usados para bancos de tamaños mayores a 35 cm (14 pulg.) y el uso del equipo rompe banco representaba el otro 50%, para bancos entre 25 a 35 cm (10 a 14 pulg.); ambas actividades tienen el propósito de lograr una fragmentación de tamaño menor a 25 cm (10 pulg.), que es la dimensión de parrilla de la chancadora primaria de la planta concentradora.

- Para la ejecución de la voladura secundaria está limitado el uso de los explosivos, siendo el máximo permitido de 150 Kg por cada voladura secundaria, rompiendo aproximadamente 350 TMS. Con todo lo antes mencionado cada mes se realizaba aproximado de 7 voladuras secundarias, representado perdidas en la operación, horas hombre, transformándose todo en costos adicionales.

Con los resultados que se estaban obteniendo no se lograba procesar la cantidad de mineral programada en el mes, incurriendo en costos de aceros y alto consumo de energía. Debido a estos problemas fue importante realizar este estudio para proveer desde la mina un material con una adecuada fragmentación de dimensiones máximas de 25 cm (10 pulg.), con un 80% de fragmento menos a 12.7 cm (5 pulg.).

Por lo tanto el diseño de perforación y voladura es la primera etapa para el desarrollo de las operaciones unitarias, pre acondicionando la roca para su posterior tratamiento, de la forma más económica del costo total de minado, siendo el objetivo la calidad de fragmentación del mineral como producto final.

2.2 Problematización

2.2.1 Problema general

¿Cómo predecir la fragmentación en las voladuras de Bancos de producción para proveer desde la mina un mineral con un 80% de fragmentos menores a 12.70 cm (5 pulg.) para satisfacer las necesidades de la planta concentradora de la Unidad Minera Tacaza?

2.2.2 Problemas específicos

- ¿Cómo disminuir las voladuras secundarias para reducir el tamaño de bloques grandes cuya fragmentación es insegura y costosa?
- ¿Es posible reducir el uso de equipo rompe banco logrando una fragmentación de acuerdo al tamaño de la parrilla de la chancadora primaria?

2.3 Objetivos de trabajo

2.3.1 Objetivo general

Realizar la predicción de la fragmentación para lograr un tamaño con un 80% de fragmentos menores a 12.70 cm (5 pulg.) del mineral volado en los Bancos de producción en el tajo, con la finalidad de aumentar la capacidad de la chancadora primaria de la planta concentradora de la Unidad Minera Tacaza.

2.3.2 Objetivos específicos

- Reducir los bancos grandes mayores a 35 cm (14 pulg.) de un 10% de la voladura primaria a un 1.50%, con la finalidad de disminuir las voladuras secundarias a solo una voladura por cada mes.
- Disminuir los bancos grandes entre 25 cm a 35 cm (10 pulg. a 14 pulg.) de un 10% a un 5% de la voladura primaria, para reducir el uso de equipo rompe banco en un 50%.

2.4 Justificación del trabajo

La evaluación del manejo de voladura nos ha permitido conocer a fondo las buenas y malas prácticas en la Unidad Minera Tacaza, a partir de ello se ha superado las deficiencias en las voladuras.

La voladura en la minería juega un papel muy importante porque es la forma en que podemos nosotros aperturar labores de acceso hacia un yacimiento económico y explotarlo. Se sabe que toda organización busca optimizar al máximo todas sus actividades y en eso consiste este trabajo. En el 2013 el 20% del volumen de cada proyecto de voladura estaba siendo roto con voladuras secundarias y equipo rompe banco, con este trabajo se ha reducido a 5 % el volumen para ser fragmentado con voladuras secundarias y el equipo rompe banco.

El presente trabajo ha beneficiado directamente a la empresa CIEMSA en la U.M. Tacaza, involucrando el área de mina y planta como una sola para lograr objetivos comunes.

Con esta trabajo se ha planteado la predicción para mejorar la fragmentación del material volado de los Bancos de producción proveniente del tajo, usando modelos matemáticos, con la finalidad de aumentar el throughput de la chancadora primaria de la planta, por consiguiente aumentar la capacidad de tratamiento de planta concentradora que estaba el año 2013 en un promedio de 743 TMSD a 800TMSD, debido a que los más finos han pasado directamente hacia los molinos y/o celdas de flotación. También ha favorecido en la optimización del carguío y transporte, reduciendo los costos unitarios en un 0.10 US\$/TMS, haciendo un total de US\$ 2,400 aproximadamente en ahorro mensual. Además la adecuada fragmentación desde la mina nos ha permitido la reducción de costos en la planta con menos consumo de aceros, energía, equipos y otros dando un resultado de ahorro más de 0.50 US\$/TMS en esta área, además con el aumento de tratamiento en planta se ha producido 3.0 TMS más de concentrado por día. Los beneficios aun han sido mayores si cuantificamos del desgaste de equipos, horas hombre trabajados y otros.

Este trabajo muestra la adopción de modelo de fragmentación que ha reducido la voladura secundaria y el uso del equipo rompe banco que significa un costo adicional significativo de más US\$ 6,000 mensuales, perturbando la operación de explotación en superficie por las condiciones inseguras que se produce en su fragmentación y reacondicionamiento de los bloques con los que generalmente no se logra la fragmentación deseada.

CAPÍTULO III

ANTECEDENTES DE TRABAJO

3.1 Antecedentes

3.1.1 A nivel internacional:

- a) La Investigación titulada “PLANIFICACIÓN Y PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LAS VOLADURAS A CIELO ABIERTO” por: Mario Ernesto Ordoñez Mejía, Carlos Aníbal Ramírez Torres, Ing. Gastón Proaño Cadena, MsC Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra Escuela superior Politécnica del Litoral, Guayaquil-Ecuador. Cuyo principal objetivo es establecer un procedimiento para el diseño de mallas de voladura y predicción de la fragmentación, llegando a las conclusiones de calcular la malla de perforación según la formulación de Konya y ajustada a los resultados de voladuras anteriores y se pudieron realizar las correcciones en la malla de perforación para poder obtener el 50 % de material retenido en una malla de 30cm, variando el burden de 4m a 3.16 m y el espaciamiento de 4.50 m a 4.1 m.

3.1.2 A nivel nacional:

- a) Investigación de Rene Wilfredo Ojeda Mestas, Ing. De Minas en el Diseño de mallas de perforación y voladura Subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia del año (1998), realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, y en donde el objetivo es diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia y pronosticar el análisis de la fragmentación para determinar si es el óptimo. Llegando a las conclusiones del diseño de

mallas de perforación realizados por esta teoría se usó solamente para cortes en paralelo, fue posible utilizar el análisis granulométricamente para pronosticar la fragmentación y evaluar el diseño de malla de perforación y voladura para determinar dicho diseño si era el ideal, para esto debe de tener como mínimo un 95% pasante de fragmento roto para un determinado tamaño característico de roca y el modelo predictivo de Kuz – Ram es una buena herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de malla de perforación y voladura.

- b) La Investigación titulada “Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso minera Yanacocha) por: Jose Luis Poma Fernandez. Cuyo principal objetivo es mejorar la fragmentación de la roca sílice masiva para aumentar el throughput de la chancadora primaria, llegando a las conclusiones siguientes: La mejora del throughput de la chancadora primaria depende directamente del tamaño de la fragmentación obtenida por las voladuras, es por ello que a menor tamaño del fragmento (F80), se obtendrá un mayor throughput; cada macizo rocoso (según sus características geotécnicas), tiene su propia selección de tiempos de detonación (apropiados para voladura) y este parámetro es importante para una buena calidad de voladura, sin embargo, para nuestro caso de estudio, la fragmentación se dió por una mayor energía aportante del explosivo de los taladros, ya que los tiempos de detonación fueron aprovechados para obtener frecuencias de voladura superiores a los 10Hz (apropiados para reducir el impacto sobre la Falla Norte de La Quinua); Para nuestro caso de estudio el uso del doble deck de carga, no significo un impacto significativo en la mejora de la fragmentación, y se optó por aumentar el Powder Factor a través de la reducción de los parámetros de perforación (burden y espaciamento) y finalmente es importante lograr una buena impedancia (roca vs explosivo), ya que se aprovecha la energía del explosivo; en caso no se hubiese trabajado con HA 55, la reducción de los parámetros de perforación (burden y espaciamento) no hubiese sido significativa, ya que la energía entregada por el HA 46 (305 kcal/tn) es menor respecto que la del HA 55 (324 Kcal/tn).
- c) La Investigación titulada “Evaluación de voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte -U/P Culebrillas” por: James Humberto Llanes Sedano y Yasser Rivelinho Sicus Quispe. Cuyo

principal objetivo es determinar la influencia de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cia. Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas, llegando a los siguientes resultados: Se ha demostrado con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student, que la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas ha influido significativamente en la reducción de las fallas en las voladuras en la empresa CMH-U/P Culebrillas; Para que la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas sea aceptable debemos realizar evaluaciones geomecánicas constante en las labores mineras; El método ha mejorado la fragmentación de la roca la cual facilita la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material; La aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, número de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación y finalmente Se ha reducido en un 51% las fallas de voladura en los cuatro últimos meses

3.2 Bases teóricas.

3.2.1 Predicción de la fragmentación

La ingeniería de la fragmentación va a ser una importante parte en la minería en el futuro. Pues las máquinas de carguío son más automatizadas y las fajas transportadoras son una regla, en vez de una excepción, entonces será requerida una especificación del tamaño para el material fragmentado. Esta sección presenta cierta información fundamental sobre este interés. La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987).

3.2.1.1 Modelo de fragmentación Kuz-Ram.

El modelo Kuz-Ram presentado en esta sección es el realizado por Cunningham (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Este modelo se usa en el Sabrex de ICI entre otros módulos. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de tronadura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas.

El nombre de Kuz-Ram es una abreviación de los dos principales contribuyentes a las ecuaciones que forman la base del modelo: Kuznetsov y Rosin-Rammler.

3.2.1.2 *La ecuación de Rosin Rammler.*

La curva de Rosin-Rammler ha sido generalmente reconocida tanto en minería como en procesamiento de minerales que entrega una buena descripción de la distribución de tamaño de las rocas tronadas y trituradas. La curva se define como:

$$R = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (1)$$

Donde R es la proporción de material retenido en un tamiz de abertura x, y x_c , es el tamaño característico y n es el índice de uniformidad descrito en la pendiente general de la curva.

La ecuación de Rosin-Rammler se puede hacer lineal para facilidad de la estimación de ajuste y de parámetros:

$$\ln\left(\ln\frac{1}{R}\right) = n\ln(x) - n\ln(x_c) \quad (2)$$

Luego, si el logaritmo natural doble del inverso de la proporción de material retenido en un tamiz de tamaño x se plotea contra el logaritmo natural del tamaño, la curva resultante debe ser lineal, con una pendiente igual al índice de uniformidad n y con una intersección igual a $-n\ln(x_c)$.

La importancia de los parámetros de Rosin-Rammler (x_c y n) se puede describir con referencia a 3 curvas hipotéticas de distribución de tamaño. Con referencias a las curvas A y B, se puede ver que el aumento del valor del tamaño crítico x_c , hace a la distribución de tamaño más gruesa, pero la curva permanece esencialmente paralela (si se plotea en un papel Rosin-Rammler, las líneas que representan estas distribuciones deben tener la misma gradiente). Variando los valores de x_c , por lo tanto, simplemente hace a la distribución de material más gruesa o más fina. Un aumento general en la energía del explosivo (o factor de carga) al reducir el espaciamiento se debe esperar mover la curva de distribución de tamaño en esta forma para producir una pila más fina a través del rango completo de tamaño.

Con referencia a las curvas A y C, se puede ver que al aumentar el índice de uniformidad n , tiene el efecto de cambiar la pendiente de la curva. El disminuir la pendiente significa que el material se hace más grueso en el extremo superior y más fino en el inferior de la curva de distribución de tamaño. El cambiar n cambia por lo tanto el ancho de la distribución de tamaño, o la uniformidad en el tamaño de la partícula producido por la tronadura. El movimiento que tienda a producir concentraciones focalizadas de energía del explosivo, más que una distribución uniforme de energía (o sea, cambiar de un hoyo de pequeño diámetro con una columna larga de explosivo a un hoyo de gran diámetro con una columna corta de explosivo) se puede esperar que baje el n ya que la región de roca próxima a la columna corta de carga se quebrará más fina, mientras que el material adyacente a la columna larga del taco recibirá poco quebrantamiento.

3.2.1.3 La ecuación de Kuznetsov.

Esta proporciona una estimación del tamaño medio de partícula de roca después de la tronadura, y es la siguiente:

$$x_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \quad (3)$$

donde X_{50} es el tamaño medio del fragmento, A es el factor de roca, V_0 es el volumen de roca quebrado por hoyo y Q es la masa de TNT que es equivalente en energía al de la carga de cada hoyo.

La ecuación de Kuznetsov, por lo tanto, establece que el tamaño medio de partícula de una tronadura depende de las propiedades de la roca y del explosivo.

El término (V_0/Q) representa el inverso del factor de carga equivalente. La ecuación, por lo tanto, indica que el tamaño medio de la partícula disminuye casi linealmente con el aumento del factor de carga: a medida que el factor de carga aumenta el tamaño medio de partícula disminuye. La ecuación también sugiere una débil dependencia del peso del explosivo por hoyo. Esto sugiere que

La ecuación diferencia entre diámetros de hoyos grandes y pequeños. Diámetros de hoyos pequeños producirán una pila de material más fino en virtud de la distribución mejorada de energía. Por ej., un factor de carga de 0.35 kg/m³ producirá un tamaño D50 de 51.4 cm en un material con factor de roca de 10 con 120 Kg de explosivo en un

hoyo de 100 mm de diámetro. En comparación, el mismo factor de carga en la misma roca con 230 Kg en un hoyo de 150 mm de diámetro, producirá un tamaño promedio de 57.3 cm. Este aumento en tamaño con el aumento del diámetro del hoyo (para un factor de carga y tipo de roca fijo) está de acuerdo con observaciones experimentales.

Después de ajustes a la ecuación de Kuznetsov para permitir la expresión de la potencia en peso respecto al Anfo, la ecuación se convierte en:

$$x_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (4)$$

donde Q_e es la masa real de explosivo usada por hoyo, E es la potencia en peso relativo del explosivo (Anfo = 100%) y el término $(115/E)$ representa un ajuste para la potencia en peso relativo del TNT respecto del Anfo. (Kuznetsov, 1973)

3.2.1.4 Las ecuaciones de Kuz-Ram.

La ecuación de Kuznetsov proporciona una estimación del tamaño medio, o sea, el tamaño del tamiz por el cual pasa el 50% de la roca. Puesto que la ecuación de Rosin Rammler se puede definir completamente por un punto de la curva y la pendiente de la línea Rosin Rammler, todo lo que se necesita después de la determinación del tamaño medio, es una estimación de n en la ecuación de Rosin Rammler y se puede calcular una distribución completa de tamaño de la pila. Para obtener una expresión para el cálculo de n , Cunningham (1983) usó la teoría moderna de fracturas para obtener una relación entre n y los siguientes factores:

- Exactitud de la perforación.
- Relación del burden al diámetro de hoyo.
- Relación espaciamento/burden.
- Relación del largo de la carga a la altura de banco.

La aplicación del modelo ha sido extensa, aplicado tanto a datos publicados como a experimentales, y en general, se ha concluido que predice muy bien los tamaños gruesos pero es menos exacto para las fracciones más finas. Cunningham subraya que la exactitud es más importante para la fracción gruesa (sobre tamaño) que para la fracción fina. Las ecuaciones Kuz-Ram posteriormente desarrolladas son:

$$\text{Tamaño medio, } x_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633}$$

$$\text{Tamaño crítico, } x_c = \frac{x_{50}}{0.693^{\frac{1}{n}}}$$

Índice de uniformidad:

$$n = \left[2.2 - 14 \frac{B}{d} \right] \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right]^{0.5} \left[1 - \frac{W}{B} \right] \left[\frac{ABS(BCL - CCL)}{L_t} + 0.1 \right]^{0.1} \frac{L_0}{H}$$

$$\text{Fracción retenida, } R = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (5)$$

donde V_0/Q_e = el inverso de la carga específica o factor de carga (m³/kg).

Q_e = explosivo/hoyo (Kg).

E = potencia en peso relativa del explosivo usado (%).

W = desviación estándar de la exactitud de perforación. (m)

d = diámetro del hoyo (mm).

A = factor de roca

L_0 = largo de la carga sobre el piso del banco (m).

H = altura del banco.

B = burden (m)

BCL = largo de la carga de fondo (m)

CCL = largo de la carga de columna (m)

L_t = largo de la carga total (CLL + BCL) (m)

Estimación del índice de uniformidad.

La principal contribución de Cunningham al modelo Kuz-Ram fue el proponer un método para estimar n en la ecuación de Rosin Rammler, basado en la geometría del hoyo. La relación desarrollada por Cunningham se muestra en la ecuación 6.1.

Examinando cada término en dicha ecuación, se revela la forma en que la geometría del hoyo afecta a n . El primer término, que involucra al burden y al diámetro del hoyo, sugiere que a medida que el burden aumenta para un diámetro fijo de hoyo, el

n disminuirá (un rango más amplio de tamaño de partícula). Esto parece muy razonable. El segundo término de la ecuación de Cunningham, que involucra a la relación S/B, sugiere que a medida que la relación S/B aumenta n también aumenta (un rango más estrecho de tamaño de partícula). Esto está de acuerdo con el método Sueco, pero Cunningham precave que este término refleja la malla de perforación, no la malla de iniciación y que la relación nunca debe exceder a 2. Dentro de estas limitaciones, nuevamente es completamente razonable que la uniformidad del tamaño de partícula debe mejorarse con el aumento de la relación S/B. Los usuarios deben recordar que las tronaduras para armadura de rocas (un buen ejemplo de tamaño de partículas no uniforme) generalmente involucra relaciones S/B menores a 1.

El tercer término, que involucra a la exactitud de la perforación, sugiere que a medida que mejora, n mejora. Esto nuevamente parece completamente razonable. El cuarto término, que involucra el uso de la carga de fondo con explosivo de alta energía sugiere que n aumentará aumentando el largo de la carga de fondo. El uso de una carga de fondo fue propuesto por Langefors y Kihlstrom para sobrepasar el confinamiento adicional y la dificultad aumentada de fragmentación en la base de la tronadura en banco. La energía más alta en esta sección de la tronadura ayuda específicamente a mejorar la fragmentación y excavabilidad en las tronaduras.

El término final en la ecuación de Cunningham, que involucra la relación del largo de la carga a la altura del banco, refleja la fragmentación mejorada esperada cuando la carga es distribuida uniformemente a través del banco. Diámetros grandes de hoyo conducen a cargas cortas y valores bajos para la relación largo de carga/altura del banco, conduciendo a su vez a una combinación de fragmentación gruesa en la región del collar y una fragmentación fina en la base de la carga. Esta combinación es característica de un n bajo.

3.2.1.4.1 *Estimando el factor de roca.*

Tal vez el parámetro más importante en el modelo Kuz-Ram es el factor de roca. Los últimos desarrollos en la aplicación del modelo usan una ligera modificación al índice de tronabilidad de Lilly para calcular el factor de roca. Es interesante notar que la tabla que Cunningham usó para calcular el factor de roca es muy similar al índice de tronabilidad usado con una diferencia importante – Cunningham le dio mayor importancia a la dureza de la roca. En flujos de lava de grano fino, por ej., en que el

módulo de Young es alrededor de 80 GPa y el UCS es de alrededor de 400 MPa, la dureza es de 80, comparado con un valor máximo de 10 del índice de Lilly. El factor de roca de Cunningham A, se deduce de los datos geológicos de la masa rocosa usando la ecuación:

$$A = 0.06 (RMD + JPS + JPA + RDI + HF) \quad (6)$$

Donde RMD es el descriptor de la masa rocosa, JPS es el espaciamiento de las diaclasas verticales, JPA es el ángulo del plano de diaclasa, RDI es la influencia de la densidad y HF es el factor de dureza.

Los valores para los parámetros de la ecuación del factor de roca se muestran en la tabla siguiente. La definición de Cunningham de las diaclasas está relacionada con la malla de perforación, y la definición de sobre tamaño. Esto reconoce claramente los diferentes impactos que un fragmento de 800 mm, por ej., tendría en una operación de una cantera pequeña comparado con una operación grande de minería.

Tabla 8: *Ranking para el factor de roca de Kuz-Ram (después de Cunningham, 1987).*

PARAMETRO	RANKING
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	
Pulvurulento/Quebradizo	10
Diaclasado verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
Espaciamiento de fracturas (JPS)	
0.1 m	10
0.1 a sobre tamaño	20
Sobre tamaño a tamaño de la malla	50
Angulo del plano de fractura (JPA)	
Buza fuera de la cara	20

Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	50
Influencia de la Densidad (RDI)	$RDI = 25 * SG - 50$
Factor de Dureza (HF)	E/3 para $E < 50$ GPa UCS/5 para $E > 50$ GPa (E = módulo de Young, UCS = resistencia a la compresión uniaxial)

Fuente: (Cunningham C. , The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from Blasting., 1983)

La experiencia personal indica que la última ecuación de Cunningham para calcular el factor de roca sobre estima considerablemente el término. Para preservar las tendencias para estimar el término, se recomienda que la ecuación se altere simplemente cambiando el valor de la constante 0.06 a 0.04. Este cambio reduce el valor estimado del factor de roca en un tercio, produciendo, a su vez, una mejor estimación de la fragmentación que parece describir mejor el funcionamiento de la tronadura en operaciones de tronaduras en banco.

3.2.1.5 Mejora de la fragmentación

Cuando la frecuencia de fracturas en la masa rocosa es alta, es más fácil de obtener fragmentación fina y los factores de energía asociados con la voladura tienden a ser bajos. Rocas duras altamente diaclasadas o fracturadas se comportan muy similar a rocas más blandas y más débiles.

La combinación de roca y discontinuidades se puede considerar y modelar como una ruma de bloques mantenidos juntos por una combinación de la cohesión de la superficie de las diaclasas, el coeficiente de fricción de las superficies de las diaclasas y los esfuerzos actuando en los bloques (ya sea esfuerzos hidrostáticos en aplicaciones de superficie o una combinación de esfuerzos hidrostáticos o tectónicos en aplicaciones subterráneas profundas).

Autores como McKenzie (1994) y el ISEE (1998) han sugerido que para lograr la máxima utilización de la energía del explosivo en el proceso de fragmentación es necesario equiparar la impedancia del explosivo lo más cercana posible a la impedancia de la roca. La impedancia se define como el producto de la velocidad y la densidad. Para el explosivo, la impedancia se refiere al producto de la densidad en el taladro y a la velocidad de detonación, mientras que en la roca la impedancia se define como el producto de la velocidad de las ondas P y la densidad. Luego, para una máxima fragmentación:

$$\rho_{\text{exp}} * \mathbf{VOD} = \rho_{\text{roca}} * \mathbf{Vp} \quad (7)$$

Dónde:

ρ es la densidad,

\mathbf{VOD} es la velocidad de detonación del explosivo

\mathbf{Vp} es la velocidad de la onda P de la roca.

Basado en el deseo del igualamiento de las impedancias, rocas masivas y de alta resistencia (con velocidades P en el rango de 4,500 a 6,000 m/s) se fragmentan mejor con un explosivo con alta densidad y alta velocidad de detonación. La impedancia de los explosivos nunca alcanza la impedancia máxima de la roca, debido a la baja densidad de los explosivos comerciales.

Muchas rocas, sin embargo, más que fragmentación requieren desplazamiento y para este tipo de rocas la utilización de la energía de choque es de importancia secundaria comparada con la generación y utilización de la energía de levantamiento (heavy). Estas rocas se benefician del uso de explosivo de baja velocidad de detonación y es en esta aplicación que el uso de explosivos aluminizados se adecua mejor.

3.2.1.5.1 Control de la fragmentación

Los retardos ayudan a la fragmentación al introducir una acción de corte entre los taladros adyacentes. Si una fila de taladros se inicia simultáneamente, las grietas que crecen entre los taladros se favorecen, con poco crecimiento delante de los taladros hacia la cara libre. Bajo estas circunstancias, el burden tenderá a moverse como una hoja de roca, con poca fragmentación en el burden.

Al retardar la detonación de un taladro adyacente, un taladro debe cortar un segmento de roca lejos de la masa principal de roca, proporcionando una fragmentación

mejorada. Desarrollando más este argumento, el intervalo óptimo se relaciona con la velocidad del movimiento de la masa rocosa. Si la masa rocosa se mueve muy lentamente, se requerirá un intervalo de retardo más largo para efectuar el efecto de corte. Intervalos de retardos mayores que el tiempo necesario para una separación efectiva de un taladro de la masa principal de roca, no ayudarán a la fragmentación.

En la práctica, la velocidad del movimiento de la roca depende fuertemente del módulo de la roca y del grado de diaclasamiento. Tipos de rocas muy duras, masivas, se moverán con una velocidad más alta que una masa rocosa débil, altamente fracturada. Los parámetros de perforación con burden pequeño también tendrán altas velocidades de burden en relación con mallas con burdens más grandes. La masa rocosa y la malla, por lo tanto, determinan el intervalo óptimo para la fragmentación.

El control de la fragmentación requiere que los taladros detonen en una secuencia controlada. La selección de los retardos por lo tanto está influenciada por el sistema de iniciación usado. Por ejemplo, el uso de un retardo de superficie de 17ms en combinación con uno dentro del taladro de 1000ms no es aconsejable, puesto que la dispersión de la unidad dentro del taladro probablemente excederá el intervalo del retardo de superficie, lo que resultará que el taladro detone fuera de secuencia. (Fernandez, 2012)

3.2.1.5.2 *Resultados de la fragmentación*

En muchos aspectos, este debe ser uno de los índices principales del funcionamiento del explosivo, ya que directamente mejora uno de los objetivos principales de la voladura: el requerimiento de fragmentar la roca para facilitar una excavación y remoción rápida.

Sin embargo, la medición de la fragmentación de la voladura es uno de los puntos más difíciles que encaran los técnicos en voladura. La tecnología moderna está investigando los métodos de fotografía automática y el escaneo de imagen de videos, pero a la fecha no existe un método barato o simple y pocos grupos técnicos están preparados para cribar mecánicamente la pila completa de una voladura, que puede tener entre 10,000 a 1'000,000 de ton.

Parámetros críticos de diseño, tales como el diámetro del taladro y la separación de los taladros se pueden estimar usando un conjunto de modelos y ecuaciones simples,

pero estos deben ser sólo considerados como estimaciones iniciales. La sintonía fina y la optimización de diseños, requiere un conocimiento más íntimo de la interacción compleja entre el macizo rocoso local y el explosivo usado. Este conocimiento más íntimo puede venir sólo de mediciones cuantitativas y monitoreo de los resultados de la voladura.

Con instrumentación moderna ahora rápidamente disponible para los especialistas en voladura, es frecuentemente posible ubicar sensores alrededor de la voladura de manera que la detonación de cargas individuales se pueda monitorear. El procedimiento se describe generalmente como “monitoreo de voladura” y se refiere a cualquier forma de registro y que se efectúa durante el período en que la malla de voladura se inicia y detona. (Fernandez, 2012)

Los procedimientos técnicos de monitoreo son:

Monitoreo de eventos; diseñado para detectar la iniciación o detonación de cada carga o cargas seleccionadas en la malla de voladura.

Monitoreo del funcionamiento; diseñado para proporcionar información concerniente a la eficiencia con que cada carga detona y la efectividad de la interacción explosivo / roca.

Ambas técnicas se usan para identificar aspectos del funcionamiento de la voladura que pueden impactar significativamente en la fragmentación. Ellos pueden, por lo tanto, ser considerados como indicadores indirectos de la fragmentación. (Fernandez, 2012)

3.2.1.5.3 Tipo de secuenciamiento

Posiblemente no hay cuestión sobre la que exista mayor desacuerdo en el mundo de la voladura que el retardo para obtener la fragmentación más fina. Los retardos más importantes en lo que afecta a la granulometría de la roca fragmentada parecen ser los entre taladros y entre filas, dado que mediante ellos se puede ajustar la intensidad de las tensiones en varias partes de la voladura. “Los retardos entre decks se emplean generalmente para el control de las vibraciones o de la forma de la pila” Konya & Albarran (1998) más que para el control de la distribución de la pila.

Existen dos paradigmas un tanto diferentes respecto al retardo óptimo entre taladros, aunque ambos dan mucha importancia a las interacciones de cargas adyacentes. Los estudios de Rossmannith (2002, 2003) y Vanbrabant (2006) resumen el primer paradigma apuntando a tiempos de retardo entre taladros de sólo unos milisegundos, basado en la gran intensidad de redes de fracturas que pueden obtenerse si el retardo se ajusta para alcanzar la máxima interacción de las ondas de compresión o de cizalla en la zona de la roca entre taladros. (Fernandez, 2012)

Este enfoque es una práctica común en las grandes operaciones a cielo abierto en Chile y Perú (por citar algunos países), resultando, por ejemplo, en la utilización de retardos entre taladros típicamente del orden de 2 a 10 ms (con burdens del orden de 6 a 10 m). Vanbrabant (2006) presenta datos granulométricos medidos que apoyan el empleo de tiempos muy cortos, tanto entre taladros como entre filas, en voladuras a gran escala en la mina de Chuquicamata, parte del complejo Codelco Norte (Chile). Este paradigma de secuenciación sugiere que la granulometría más fina se alcanza con retardos entre taladros de entre 0.2 y 1 ms por metro de burden.

Ciertos modelos de ondas primaria analizados por McKenzie (2007) apuntan a una tendencia similar en la intensidad de vibración con la reducción de los tiempos entre taladros. Debe tenerse en cuenta que este enfoque solamente contempla el aumento en el refuerzo de las ondas e ignora otros procesos posteriores de fracturación que tienen lugar durante los primeros milisegundos de la voladura. (Fernandez, 2012)

El segundo paradigma reivindica que los procesos de fracturación posteriores juegan un fuerte papel en determinar la fragmentación de la pila. Las ondas de tensión interactúan con las redes de fracturación producidas por cargas precedentes y la secuenciación de los taladros que salen; después depende de la dinámica de generación de estas redes. Los trabajos llevados a cabo tanto en el campo como en pruebas de laboratorio por Aler & Du Mouza (1996) y Katsabanis (1996) apoyan la importancia de este proceso de fracturación posterior y demuestran que el retardo entre taladros para maximizar el proceso de fragmentación es del orden de 3 a 10 ms por metro de burden. Stagg & Rholl (1987) sugieren que el proceso de fragmentación de cada taladro debe haberse completado antes de que salga el siguiente taladro, y que la fragmentación tiene lugar en dos procesos distintos: las ondas de tensión desarrollan una red de fracturas en una zona relativamente pequeña alrededor del taladro y la presurización del gas

extiende las fracturas radiales hacia la cara libre. Sugieren igualmente que el retardo entre taladros no debe ser menor que aproximadamente 2.3 ms/m de burden.

Katsabanis & Liu (1996), observaron que la fragmentación en la cara libre en pequeñas voladuras en bancos de granito se producían dentro de aproximadamente 2 ms/m de burden, pero que la fragmentación continuaba debido a la acción del gas hasta tiempos de 9 ms/m de burden. El estudio de Katsabanis (2006), cuyos resultados se resumen en el Gráfico 3, es particularmente interesante porque también considera el mismo intervalo de retardos muy cortos propugnados por los partidarios del primer paradigma (0.2 a 1 ms/m de burden) y a pesar de ello estos autores concluyen que no pudieron encontrar pruebas de que los retardos cortos producen una granulometría más fina y que ésta se consigue mediante tiempos de retardo mayores (de hasta 10 ms/m de burden). Los resultados de Katsabanis (2006) muestran también claramente que tiempos de retardo entre taladros excesivos, resultarán en granulometría más gruesa y que para granito, esto está de acuerdo con tiempos de retardo entre taladros mayores de unos 10 ms/m de burden.

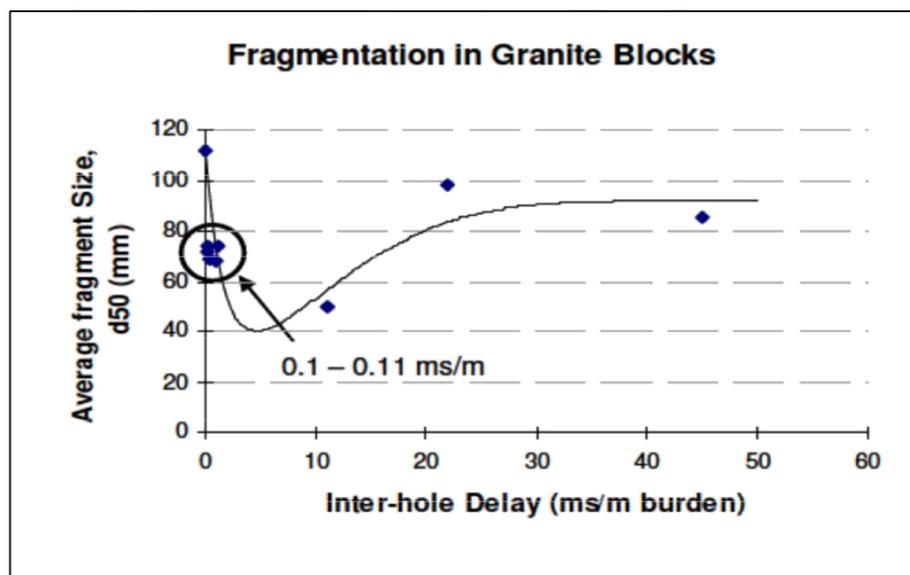


Figura 6. Fragmentación obtenida en ensayos a pequeña escala con bloques de granito con tiempo de retardo entre taladros variable. Fuente: (Katsabanis, Tawadrous, Braun, & Kennedy, 2006)

Cunningham (2005) propuso una relación entre el tamaño medio de fragmento y el retardo entre taladros para la mayor fragmentación, basada en los resultados de ensayos a pequeña escala realizados por Bergman (1983) en grandes bloques sin grietas.

En esta relación, la granulometría se hace más gruesa de forma abrupta para tiempos de retardo inferiores al óptimo y también de forma más suave para tiempos de retardo mayores que el óptimo. La línea de tendencia propuesta no es muy diferente de lo que se puede ver a partir de los datos de Katsabanis (2006) a lo largo del intervalo de tiempos de retardo de 0 a 10 ms/m, según la curva superpuesta en el primer Grafico. Los estudios de Katsabanis (2006) y Bergmann (1983) en condiciones ideales (sin grietas) muestran ambos que tiempos de retardo muy cortos producen granulometría más gruesa. Los estudios de Katsabanis (1996) y Stagg & Rholl (1987) muestran ambos que tiempos de retardo cortos producen granulometría gruesa en masas rocosas con juntas y discontinuidades.

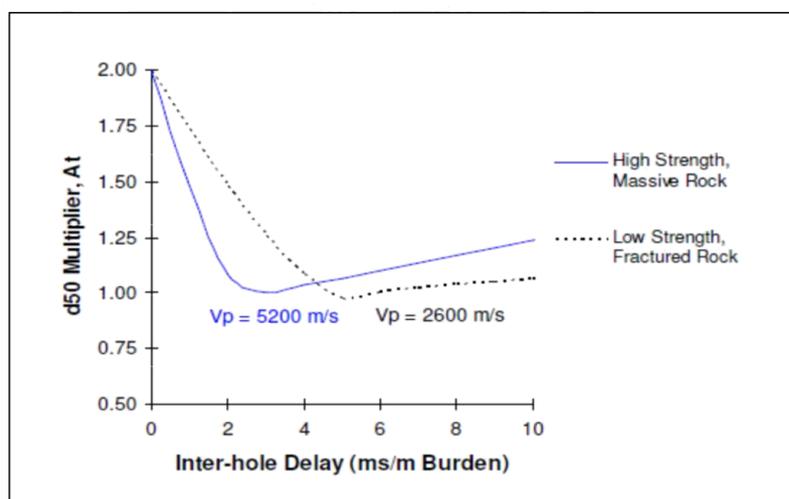


Figura 7. Línea de tendencia de la fragmentación vs. retardo entre taladros propuesta por Cunningham (2005). Modificada de la Figura 6 del artículo original normalizando el eje vertical.

Katsabanis (2006) concluye de sus estudios que hay un intervalo de tiempos de retardo entre taladros para el que la granulometría es la más fina y que el factor que tiene más impacto en ella es probablemente la precisión de los tiempos de los detonadores, más que la capacidad de detonar taladros con intervalos muy cortos. Es muy posible que la dispersión natural de tiempo de los retardos pirotécnicos sea suficiente para anular los potenciales beneficios de cualquier optimización basada en el esquema de iniciación. Las técnicas de modelización de la fragmentación deberán incorporar esta influencia potencialmente negativa.

Estos trabajos combinados sugieren que la granulometría más fina tendrá lugar con retardos entre taladros superiores a 8 ms para canteras en general y de más de 15 ms para minería a gran escala.

3.2.1.5.4 *Detonadores electrónicos*

En distintos trabajos, Vanbrabant & Espinosa (2006), Davila & Quiroz (2010) y Aguilera & Campos (2008) por citar algunos, se ha demostrado la capacidad del manejo de los tiempos de retardos para afectar fragmentación, daño al macizo rocoso cercano, resistencia de la roca post voladura, consumo de energía en la trituración y molienda de la roca volada, forma de la pila de roca volada, eficiencia en el proceso de excavación, producción de proyecciones de roca y velocidad del desplazamiento del banco; además de la mezcla de bloques adyacentes de mineral y lastre (dilución) y los impactos medio ambientales de la vibración, sobrepresión del aire y generación de polvo. En términos generales se ha observado que la acción de retardos y su adecuada gestión o manejo ofrece oportunidades para optimizar virtualmente todos los aspectos del proceso de la voladura y sus impactos sobre los procesos aguas abajo.

El rango de separación de tiempos de interacción entre distintas cargas logrado por retardo varía entre decenas de milisegundos hasta segundos. Los métodos empleados para conseguir esta separación temporal entre interacciones depende del sistema de iniciación utilizado, de los cuales existen esencialmente dos: pirotécnicos y electrónicos.

Para el caso de retardos pirotécnicos, el tiempo de retardo entre la recepción de la señal de iniciación y la posterior detonación de la carga base se logra por la vía de la combustión muy controlada de longitudes variables de compuestos químicos, especialmente formulados y preparados. Al final de este tren de combustión se ubica una pequeña carga de alto explosivo que detona al entrar en contacto con la frente de combustión del compuesto químico del retardo. El tiempo necesario para detonar la carga base depende de la precisión con la cual se ha preparado el compuesto químico en términos de composición y corte (o dosificación, según la metodología de fabricación) y la variabilidad característica en los tiempos de detonación, típicamente tiene una desviación estándar en el rango de 1 a 2.5% del tiempo promedio del lote de fabricación.

Esta variabilidad puede acercarse a 10% para el caso de los retardos de tiempos cortos pirotécnicos utilizados para la superficie de las voladuras, con tiempos menores a 40ms. Por lo tanto se puede estimar la desviación estándar de tiempos de iniciación

para retardos pirotécnicos comercialmente disponible, en el rango de 1ms a 40ms aproximadamente.

Para el caso de retardos electrónicos, se controla el tiempo de iniciación a través de una señal enviada por un micro-chip ASIC (Circuito Integrado de Aplicación Específica) para descargar un condensador de alta energía a través del componente de ignición en el instante exacto programado, respecto al momento de recibir el comando de iniciarse. La variabilidad en los tiempos de iniciación de retardos electrónicos es muchísimo menor que el caso de retardos pirotécnicos. Generalmente se les asigna una desviación estándar en el rango de 0.1ms a 0.5ms a los electrónicos, independiente del tiempo nominal programado, aunque algunos fabricantes describen la desviación para tiempos mayores en términos de un porcentaje fijo del tiempo nominal programado. La pequeña variabilidad se asocia con el tiempo finito requerido para activar el elemento incandescente de ignición (cerilla) dentro de la estructura ensamblada del detonador.

La figura siguiente se presenta una comparación entre distribuciones de tiempo de detonación para retardos electrónicos y pirotécnicos para dos distintos tiempos nominales de iniciación ($\mu = 100\text{ms}$, $\text{_pyro} = 2.5\text{ms}$, $\text{_elec} = 0.5\text{ms}$; $\mu = 1000\text{ms}$, $\text{_pyro} = 9\text{ms}$, $\text{_elec} = 0.5\text{ms}$).

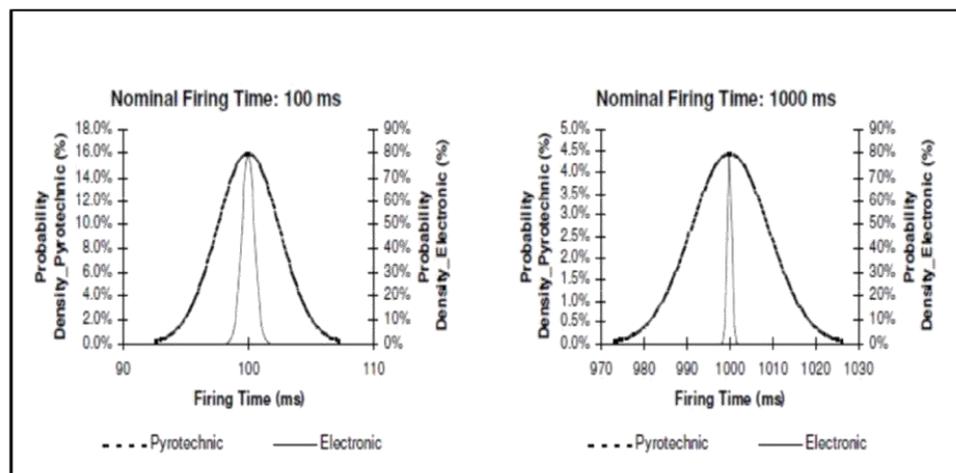


Figura 8. Típicas curvas de distribución de tiempos de detonación para retardos pirotécnicos y electrónicos (asumiendo una distribución Normal para la variabilidad en tiempos de detonación).

A diferencia de los retardos electrónicos, la precisión de los sistemas de iniciación pirotécnica también se ve afectado por la longitud del tubo de choque que lleva la señal de iniciación hasta el detonador. Puesto que la velocidad de propagación de la señal de iniciación es relativamente baja (alrededor de 2000 m/s) al existir

diferencias significativas en la longitud del tubo (por ejemplo: al usar detonadores de fondo y en la parte superior de columnas largas de explosivo) se puede esperar diferencias importantes en los tiempos de detonación de la carga explosiva (un factor que se olvida frecuentemente en los procesos de diseño y modelización de la voladura).

La selección de tiempos de retardos es considerada por un grupo muy amplio de investigadores y profesionales de la industria como una influencia fundamental sobre muchos y distintos resultados de la voladura. Por ende se puede proponer que la habilidad de controlar y manejar los resultados de la voladura depende, intuitivamente de la capacidad técnica de controlar el tiempo de detonación de las cargas individuales dentro de la voladura. Esta capacidad de control es obviamente mucho mayor en el caso de usar sistemas de iniciación electrónica que con productos pirotécnicos.

Por lo tanto, el tiempo de retardo “óptimo” depende del enfoque particular de la operación de la voladura (fragmentación, daño, impacto ambiental, desplazamiento de la pila volada, etc.) y el nivel de éxito de la voladura dependerá de la capacidad de estimar e implementar los tiempos de retardo más apropiados. Es muy probable que la consistencia en resultados logrados esté estrechamente ligada a la capacidad de estimar correctamente y lograr en forma consistente los tiempos más apropiados. De ahí viene la necesidad de contar con reglas, relaciones o modelos que puedan facilitar la estimación de los tiempos adecuados para cada tipo de resultado de la voladura, en función del diseño de la misma, condición del macizo rocoso y características del explosivo.

Para el caso de los sistemas de iniciación pirotécnica, la variabilidad natural o desviación estándar de los tiempos de detonación asociada con cada uno de estos elementos de retardo se exagera con la interconexión de cada uno con el fin de lograr el tiempo final deseado para cada carga. Los sistemas electrónicos, al contrario, solamente involucran un solo elemento, mucho más preciso, de retardo para alcanzar el mismo objetivo.

3.2.2 Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital de imágenes – WipFrag

(Ferrer, 2014) Uno de los resultados a estudiar una vez realizada la voladura es la granulometría del escombros obtenido, constituyendo una herramienta básica dentro

del proceso de optimización de las voladuras. La medición de la fragmentación permite evaluar el funcionamiento de diferentes explosivos, esquemas de voladura y la secuenciación de la voladura. Esta granulometría se describe con una curva granulométrica que representa el porcentaje acumulado en masa del material que pasa por un tamiz de luz de malla determinada

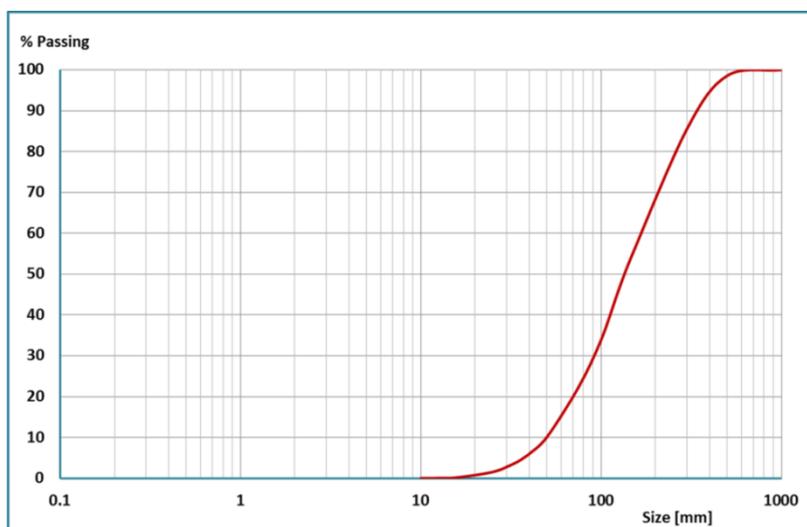


Figura 9. Ejemplo de curva granulométrica. Fuente: (Ferrer, 2014)

Debido a que la obtención de la curva granulométrica completa del escombro de una voladura es inviable por métodos convencionales, se utilizan métodos basados en el análisis digital de imágenes que no interrumpen el proceso de producción, lo cual es una ventaja frente a otros métodos.

3.2.2.1 *Software de análisis granulométrico*

El uso de los programas de análisis digital de imágenes ha ido en aumento en el sector de la minería, en la trituración y en las industrias desde que se propuso su uso, y se desarrolló una metodología viable, a mitad de los años ochenta.

El objetivo principal de estos programas es la obtención de la curva de distribución granulométrica a partir del análisis de fotos digitales de roca fragmentada. Estos programas tienen una serie de limitaciones en las que destaca, entre otros, el hecho de que a partir de una imagen (con datos en 2 dimensiones) extrapola volúmenes.

Generalmente se utilizan sistemas en línea que dan datos de fragmentación en tiempo real sin necesidad de interrumpir el proceso de producción, lo cual convierte a estos programas en la mejor herramienta para el análisis de fragmentación.

A continuación, se describe el sistema de captura y almacenamiento de las imágenes necesarias para el análisis, el programa de análisis granulométrico en línea y el software para la edición manual de las imágenes seleccionadas.

3.2.2.1.1 *WipFrag*

El software utilizado para medir la fragmentación a partir de la edición de fotografías es el programa WipFrag en su versión académica 2.6 desarrollado por la empresa WipWare Inc. Este software utiliza una imagen de la roca fragmentada y lo convierte en una imagen digital con el escombro delineado a partir de la cual, el programa puede obtener una curva granulométrica. Posteriormente mide la malla, y muestra la curva granulométrica correspondiente. WipFrag permite comparar el mallado resultante con la imagen de la roca y corregir inexactitudes por medio de la edición manual. Para el análisis de imágenes, se deben realizar las siguientes operaciones básicas.

- Abrir las imágenes desde el software.
- Establecimiento de la escala para la imagen.
- Generar la malla automática, eligiendo los parámetros adecuados para que su edición manual sea menos costosa.
- Edición manual de la malla, anteriormente generada, con las herramientas dadas por el mismo programa.
- Realizar el tamizado o estudio para la obtención de la curva de distribución granulométrica y de los resultados, eligiendo anteriormente los parámetros del tamizado

El software presenta distintas limitaciones respecto a otros programas utilizados que realizan las mismas funciones.

- No es posible el estudio simultáneo de las imágenes, así como la obtención de resultados combinados de varias imágenes.
- Imposibilidad de guardar distintos resultados de una misma imagen.
- El sistema tiene una serie de tamices determinados, y no es posible editarlos e introducir otros distintos.

3.3 Definiciones conceptuales:

3.3.1 Perforación

La perforación es la primera etapa del ciclo de minado, que está íntimamente relacionado con la voladura, para asegurar un adecuado fracturamiento del material, esto se realiza de acuerdo a modelo de mallas de perforación, este a su vez depende mucho del tipo de roca a perforar, la perforación se realiza en forma vertical con profundidades de entre 4 y 5 m. (Fernandez, 2012)

a) *Taladros de precorte*

Este paquete de taladros tiene la finalidad de proteger las paredes del tajo, minimizando las vibraciones de la voladura.

La voladura de los taladros de precorte no genera volumen de material roto, solo crean una fractura en el macizo rocoso generando la cara del talud. Ésta sólo se realiza cuando el material es medio a duro (> 25 Mpa), cuando se tiene material suave (< 25 Mpa), no se realiza voladura de los taladros de Precorte. (Fernandez, 2012)

b) *Taladros de producción*

Es el paquete de taladros que sirve para fragmentar el macizo rocoso y entregar material roto a los equipos de carguío, la voladura de estos taladros busca generar una mayor fragmentación post voladura, por tanto, el Powder Factor debe generar la suficiente energía para superar la resistencia de tracción del macizo rocoso. (Fernandez, 2012)

c) *Burden (B):*

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. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. (Exsa, 2010)

d) *Espaciamiento (E):*

La distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. (Exsa, 2010)

e) Diámetro de taladro (\emptyset)

La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciado distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación. (Exsa, 2010)

f) Columna explosiva

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. (Exsa, 2010)

g) Altura de banco (H):

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). (Exsa, 2010)

h) Cara Libre:

Es el espacio que existe entre el primer taladro hacia el talud, es la parte donde el explosivo trabaja a su máximo desplazamiento. Por lo general se dice que la parte superior de una malla también cuenta como un cara libre. (Lopez, 2014)

i) Longitud o profundidad de taladro (L)

La longitud de taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, burden y espaciado. (Exsa, 2010)

j) La sobre perforación (SP)

Tal como se indicó anteriormente es importante en los taladros verticales para mantener la rasante del piso. Si resulta corta normalmente reproducirán lomos, pero si es excesiva se produciría sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación. (Exsa, 2010)

k) Longitud de taco (T)

Normalmente el taladro no se llena en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, sólo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva. (Exsa, 2010)

3.3.2 Voladura

La voladura es un fenómeno físico - químico, que consiste en arrancar de una masa rocosa, una porción de las mismas. Este fenómeno se realiza a través de una violenta reacción química de los ingredientes de una mezcla explosiva, que al liberar repentinamente gases sometidos a grandes presiones y altas temperaturas como consecuencia de esta reacción produce la rotura de ciertas porciones de material rocoso. (Fernandez, 2012)

a) *Voladura primaria*

Esta actividad se realiza exclusivamente en los bancos de explotación (mina) en donde el explosivo produce la rotura del macizo rocoso, o arrancar una porción del mismo.

La detonación de una carga explosiva en el interior de la roca, las condiciones que se presentan está caracterizada por dos fases de acción.

1ra fase: Se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque vinculada a la energía de tensión, durante un corto espacio de tiempo.

2da fase: Actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción que a alta presión y temperatura son portadores de la energía termodinámica o de burbuja.

Para la realización de la voladura se tiene que considerar dos tipos de variables, las controlables y las no controlables,

- Variables controlables están el diámetro, profundidad, la inclinación, la sobre perforación del taladro, el tipo y distribución del explosivo en el mismo, el burden y espaciamiento utilizado, la secuencia de encendido, etc.

- Variables no controlables hacen referencia a la geología estructural y al tipo de roca. La orientación y frecuencia de fracturas o fallas existentes en el macizo rocoso como también la dureza y resistencia a la compresión/tracción juegan un papel importante en el diseño de una voladura. Es recomendable utilizar los parámetros controlables para compensar por las variables no controlables particulares a cada operación.

b) Voladura secundaria

Se entiende como tal a la técnica que tiene como finalidad principal la reducción del tamaño de los bancos grandes, procedentes de una voladura primaria, a fragmentos de menor tamaño mucho más convenientes y manejables. (Ejecutor)

c) Explosivos

El explosivo es una mezcla química que al detonar reacciona a gran velocidad, liberando energía en forma de gases sometidos a grandes presiones y altas temperatura el uso de explosivos en los taladros tiene función particular en carguío y disparo, en el cual entran varias variables como el diámetro óptimo del taladro y espaciamiento con respecto a la cara libre. (Ejecutor)

3.3.3 Agentes y accesorios de voladura

a) Anfo

Mezcla de Nitrato de Amonio (94%) y combustible Diesel D2 (6%). El Anfo no tiene resistencia al agua, tiene baja densidad (0.78 – 0.81 g/cc), baja potencia, baja velocidad de detonación y no puede ser explotado por un solo detonador normal; posee un mejor acoplamiento a la roca, completa el llenado del barreno y posee un alto grado de seguridad. (Fernandez, 2012)

b) Emulsión matriz

Mezcla compuestas básicamente por una solución oxidante de Nitrato de Amonio y agua, por un combustible insoluble en agua, un agente emulsificante y por elementos sensibilizadores y potenciadores. (Fernandez, 2012)

c) Accesorios de voladura

Entre los accesorios de voladura que se utilizan son: fulminante balístico, booster, retardos de fondo, retardos de superficie, línea de inicio, cordón detonante, detonadores electrónicos, etc. (Fernandez, 2012)

3.3.4 Fragmentación

El término de fragmentación se utiliza en relación con el tamaño de los bloques después de hacer la voladura. (Ejecutor)

a) Curva de Rosin Rambler

Ha sido generalmente reconocido tanto en minería como en el procesamiento de minerales, que entrega una buena distribución de tamaño de rocas voladas y trituradas. (Cunningham, 1983)

b) Ecuación de Kuz –Ram

La ecuación de Kutenov, proporciona la estimación del tamaño medio, ósea el tamaño de tamiz, por el cual pasa el 50% de la roca, puesto que la ecuación de Rosin - Rambler, se puede definir completamente por un punto de la curva y la pendiente de la línea de Rosin – Rambler. (Cunningham, 1983)

c) Índice de Uniformidad

Representa la curva del tamaño de la partícula producido por una voladura, la pendiente de la curva significa que en el extremo más bajo el material es más fino y en el extremo más alto el material se hace más grueso. (Cunningham, 1983)

d) Factor de Roca

Son las propiedades de la roca, que se deduce de los datos geológicos de la masa rocosa usando una educación. Este parámetro es uno de los más importantes en el modelo de Kuz –Ram. (Cunningham, 1983)

CAPÍTULO IV

DETERMINACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

4.1 Método utilizado

El método y seguimiento de esta investigación se inicia con las voladuras en mineral que se realizan en la U. M. Tacaza, donde se inicia con la predicción de la fragmentación con el modelo Kuz-Ram para proponer mallas de perforación más económicas para la empresa, dando lugar a trabajos de fragmentación y rendimiento de equipos.

La forma de la predicción de la fragmentación de la roca realizada con el modelo matemático Kuz-Ram, será en primera instancia tomar datos del campo, procesamiento de datos en gabinete y obtener un tamaño medio de fragmentos y una curva que represente la fragmentación esperada del proyecto (fragmentación teórica). A esto se suma la fragmentación procesada por computadora con los datos exactos pero obtenidos después de la voladura (fragmentación práctica).

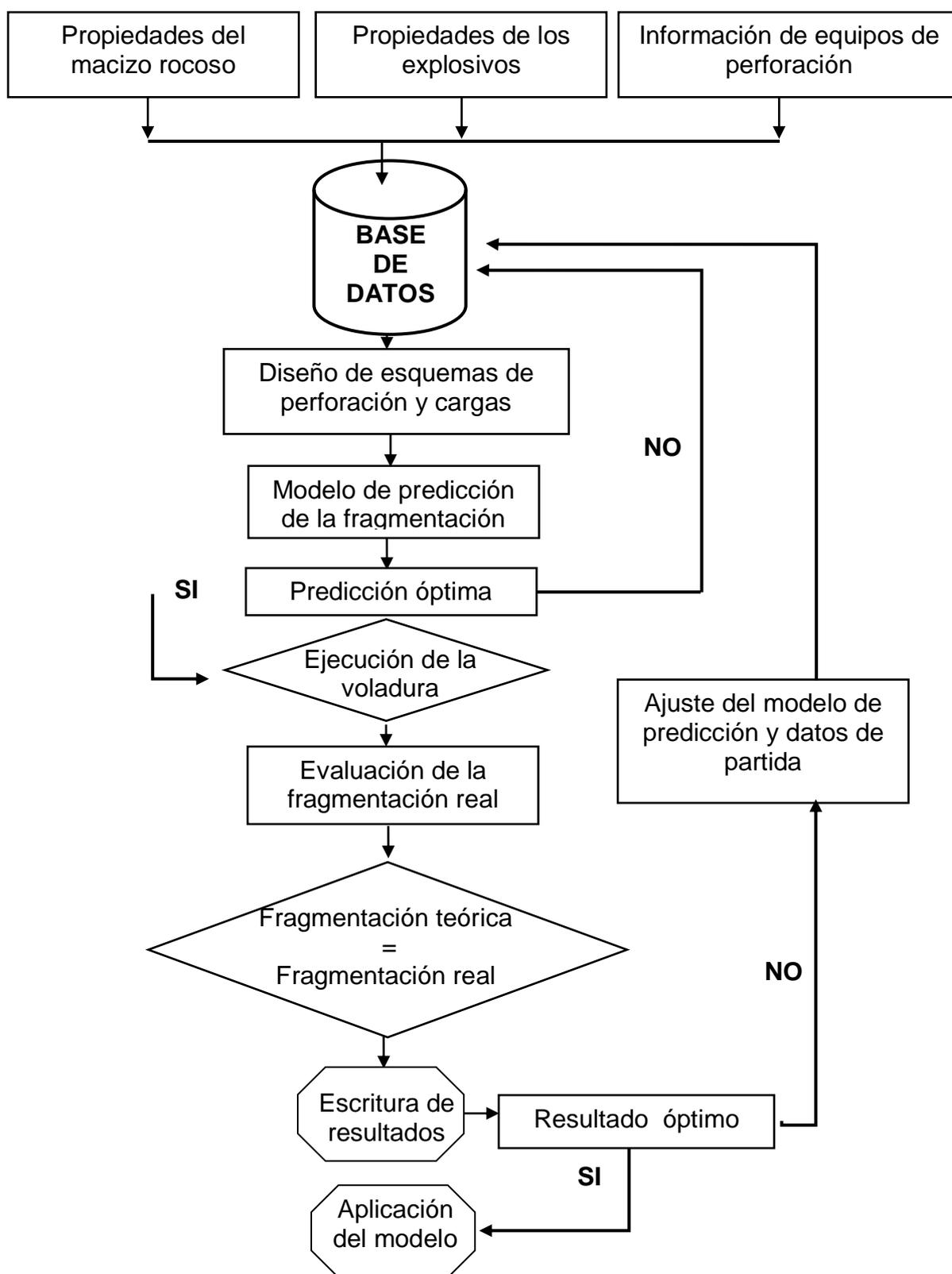


Figura 10. Esquema metodológico del trabajo. Fuente: Elaboración propia.

4.1.1 Procedimiento de recolección de datos

Se tuvo dos procedimientos para recolectar los datos primarios de investigación siendo la primera, para la predicción de la fragmentación de la voladura y la segunda para la evaluación de los resultados de la fragmentación de la voladura.

El procedimiento seguido para realizar la predicción de la fragmentación fue el siguiente:

- Se seleccionó el proyecto de voladura en mineral según el planeamiento mensual. La voladura fue la más representativa que se realizó durante el mes.
- Visita al proyecto de perforación de mineral, con la finalidad de verificar los siguiente:
 - La clasificación geomecánica de la roca según la evaluación de tabla geomecánica y estudios que se han realizado.
 - La plataforma de perforación, uniformidad de piso, sobre rotura de voladura anterior, altura de banco a perforar.
 - La presencia de agua, debido a que nuestro estudio está limitado a ser realizado en zonas secas por el tipo de explosivos a ser usado.

El procedimiento seguido para realizar la evaluación de la fragmentación es como sigue:

- Una vez realizado la voladura se procede ir al campo verificando el resultado de la voladura como es la fragmentación, apilamiento, fly Rock, tiros cortados y otros.
- Toma de fotografías del resultado de la voladura usando como escala el flexómetro. La toma de fotografía se realiza en dos escenarios: el primero antes de realizar el carguío del mineral hacia la planta y la segunda durante el carguío de mineral, con la finalidad de verificar el resultado dentro del apilamiento del mineral.
- La posición de la cámara al momento de tomar la foto fue de un ángulo de inclinación con la vertical de aproximadamente de 30.7° . El ajuste del enfoque de la cámara y la distancia a la superficie del mineral es la que determina la escala de la imagen.

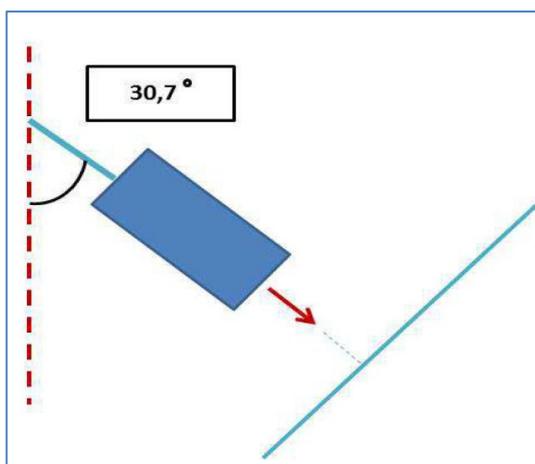


Figura 11. Posición de la cámara. Fuente: (Ferrer, 2014)

4.1.2 Procesamiento de la información

El procesamiento de la información para la predicción de la fragmentación en los bancos de producción de mineral de la U.M. Tacaza, se ha realizado utilizando la plantilla en Excel del modelo matemático Kuz – Ram y para el diseño de la voladura fue utilizado el software de minería Jk Simblast.

Para la evaluación de la fragmentación de la voladura se ha utilizado el Excel y Software minero WipFrag, que nos ha determinado la distribución granulométrica a partir de las imágenes de roca fragmentada seleccionadas para cada voladura, estas imágenes fueron de buena calidad, es decir, no se han estudiado las imágenes que estaban borrosas o han tenido muchas zonas sombreadas. Para el análisis de las imágenes se ha realizado las siguientes operaciones básicas:

- Se ha seleccionado cuatro fotografías más representativas de cada voladura, de las cuales dos fotografías provienen de antes de ser removido la voladura y dos durante el carguío de la voladura.
- Se ha abierto las imágenes desde el software.
- Establecimiento de escala para cada imagen.
- Generación de la malla automática, eligiendo los parámetros adecuados para que su edición manual sea menos costosa.
- Edición manual de la malla, anteriormente generada, con las herramientas dadas con el mismo programa.
- Realización del tamizado o estudio para la obteniendo la curva de distribución granulométrica y de los resultados, eligiendo anteriormente los parámetros de tamizado.

- Generación de la curva granulométrica resultante de las cuatro fotografías evaluadas.

Finalmente se ha realizado la comparación de los dos resultados obtenidos que es la curva granulométrica de la predicción de la fragmentación versus la curva granulométrica de la evaluación de la fragmentación después de la voladura.

El presente trabajo tiene como partida el informe de fragmentación de la Voladura realizadas por Famesa Explosivos el año 2013, la cual se presenta en el *Anexo No 02. Análisis de Fragmentación de Voladura realizado en octubre del año 2013*

4.2 Propiedades de la roca

4.2.1 Evaluación geomecánica

La Evaluación geomecánica tomada en la presente trabajo es proveniente del Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza del año 2015, realizado por la empresa ACOMISA. La zona de evaluación que se presenta es la Zona 01, zona donde se encuentra los proyectos de voladura en evaluación las que se presentan en el presente trabajo.

a) Características geométricas

La Zona 01, comprende el tajo Tacaza, los taludes diseño en esta zona están orientados hacia el norte, tienen una altura de 5.0m y un ancho de berma que va desde los 3.5 a los 5.0m, el ángulo de los taludes de diseño son de 70°

Tabla 9: Características de los taludes Zona 01

Zona	Altura de banco (m)	Ancho de berma (m)	Dip	Dip/Dir	Fecha
	5	3.5	70	268	16-jun

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

Se debe mencionar, que para el análisis de estabilidad de los taludes en el presente informe se han empleado los parámetros geométricos observados en campo y contrastados con los parámetros de diseño.

b) Aspecto litológico

La roca predominante en esta zona es la andesita, una andesita intemperizada, en contacto con una arenisca poco compactada.

Las propiedades mecánicas de la roca han sido obtenidas mediante ensayos triaxiales de muestras rocosas obtenidas en campo y empleando los criterios geomecánicos de Hoek & Brown, Serafim & Pereira, Sheorey, etc.

c) Distribución de discontinuidades

Para poder establecer las características del arreglo estructural del macizo rocoso, se ha procesado los datos de orientación de las discontinuidades mediante técnicas de representación estereográfica, utilizando para ello el programa DIPS v.5.1. A partir de los datos obtenidos durante el mapeo geomecánico y haciendo uso del programa DIPS se ha podido determinar el arreglo estructural de la masa rocosa.

En el siguiente cuadro se puede observar el compósito de las discontinuidades estructurales.

Tabla 10: Sistema de discontinuidades estructurales

Descripción	Sistema 01	Sistema 02
Buz./Dir.Buz.	79°/165°	84°/339°

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

Al hacer el análisis e interpretación de los sistemas de discontinuidades del mapeo realizado se observa que hay 2 sistemas principales.

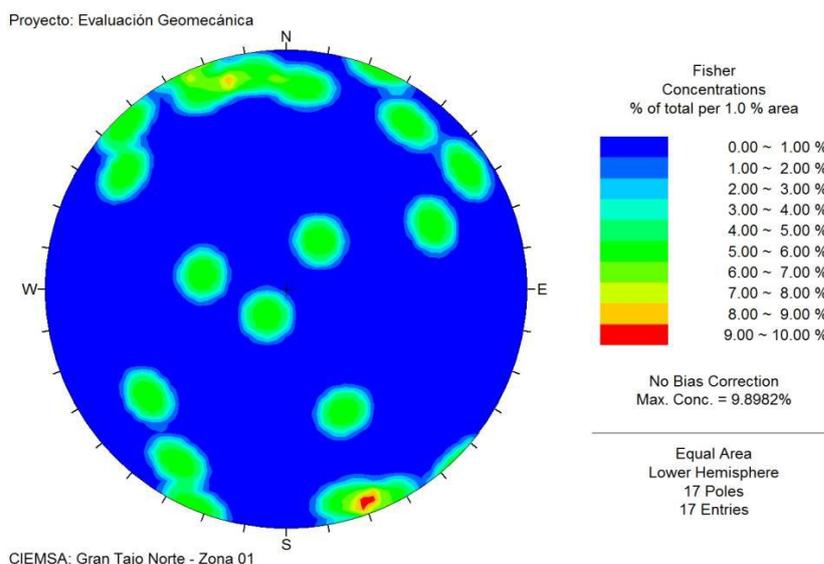


Figura 12. Diagrama estereográfico de contornos de estructuras. Fuente: (CIEMSA., 2015)

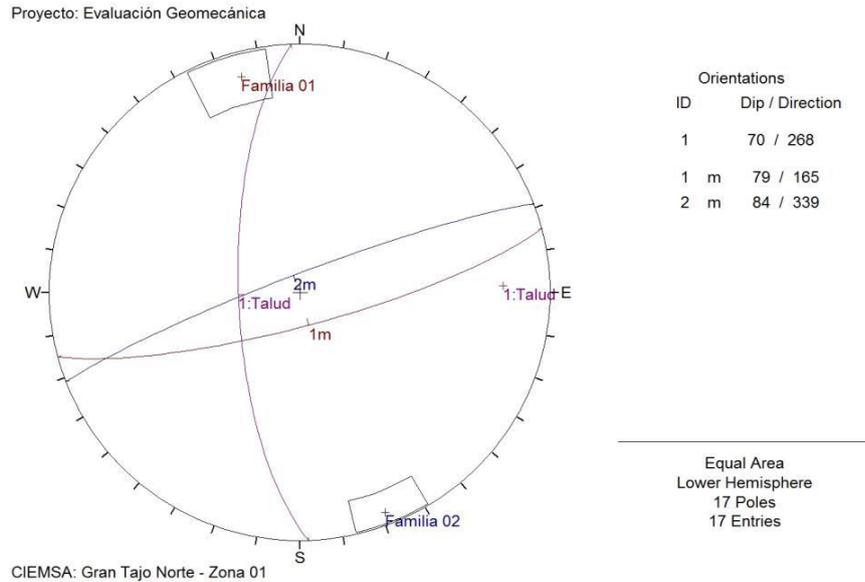


Figura 13. Diagrama estereográfico de planos principales de estructuras Fuente: (CIEMSA., 2015)

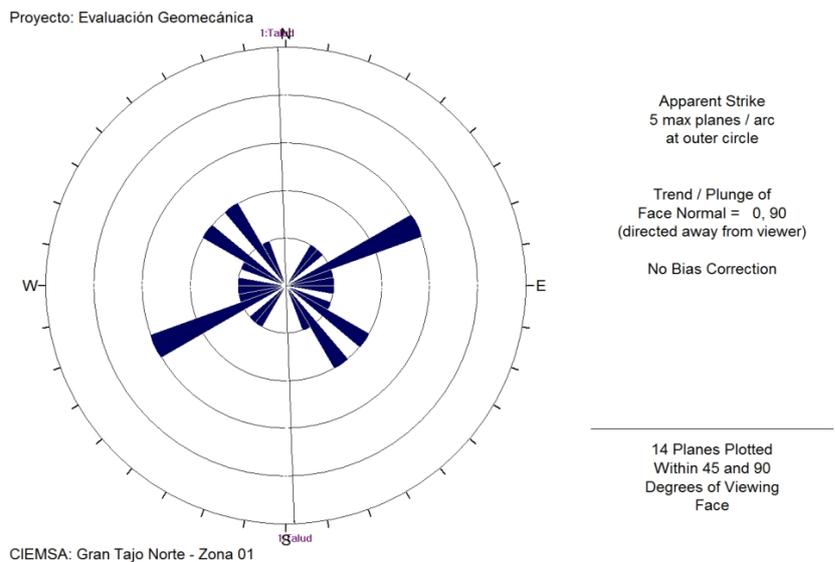


Figura 14. Diagrama del compósito de estructuras en el túnel Fuente: (CIEMSA., 2015)

d) *Diaclasamiento*

Las características general de las diaclasas es su espaciamento que varía entre los 0.06 a los 0.2 m, su persistencia va de los 3 a los 10 m, paredes ligeramente rugosas con aberturas máximas de 5mm con relleno suave (panizo), la roca se encuentra moderadamente alterada, la condición del agua en las paredes de la labor es húmeda.

e) *Clasificación de la masa rocosa*

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa se empleó el criterio de Bieniawski de 1989 (R.M.R. Rock Mass Rating), la valoración de la resistencia compresiva fue obtenida en campo empleando la picota obteniéndose un grado R4 (ISRM 1981), luego corroborando la información con los resultados de ensayos de laboratorio. El valor de la designación RQD fue obtenido utilizando la relación propuesta por Priest and Hudson.

Tabla 11: *Criterio de clasificación de la masa rocosa*

Clase	RMR	Descripción
I	81 - 100	Roca muy buena
II	61 - 80	Roca buena
III	41 - 60	Roca media
IV	21 - 40	Roca mala
V	0 - 20	Roca muy mala

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

El valor de la clasificación rocosa R.M.R. (Rock Mass Rating de 1989) es 41, siendo su clase y descripción: Roca clase III – Roca media.

Tabla 12: *Clasificación geomecánica de la zona mapeada*

RMR	GSI	Q	RQD
41	36	0.41	27

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

f) *Resistencia de la masa rocosa*

Los parámetros correspondientes al criterio de falla de Hoek & Brown fueron obtenidos con los ensayos triaxiales realizados a las muestras obtenidas en campo.

Tabla 13: *Propiedades de la roca intacta rocosa*

Roca	RCU	ϕ (°)	C (Mpa)	Peso Especifico	mi	Muestra
Andesita	81	34.39	18.6	2.44	19	1.1

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

g) *Esfuerzos in-situ*

La estimación de los esfuerzos verticales fueron estimados empleando el concepto de carga litostática en el cual el esfuerzo vertical es calculado a partir del peso unitario de la roca sobreyacente (peso específico), el esfuerzo horizontal es

determinado a partir de una constante (k) el cual depende del Módulo de deformación promedio y del esfuerzo vertical (Sheorey, 1994).

Los valores de “ mb ” y “ s ” para el macizo rocoso fueron calculados mediante la aplicación del criterio de Hoek & Brown (1980), el módulo de deformación E (GPa), fue determinada aplicando el criterio de Serafim & Pereira (1983).

Tabla 14: *Propiedades del macizo rocoso*

Roca	Profundidad	Módulo de deformación. E (Gpa)	Constante k	mb	s
Andesita	40	6.0	1.33	1.93	0.00081599

Fuente: Estudio de estabilidad de taludes tajo Central U.M. Tacaza – CIEMSA, 2015

h) Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad

Tomando en consideración la presencia de los sistemas principales de discontinuidades mapeadas, su orientación y relación con respecto al talud en estudio y a la caracterización del macizo rocoso, se empleó el programa Swedge de Rocscience Inc.

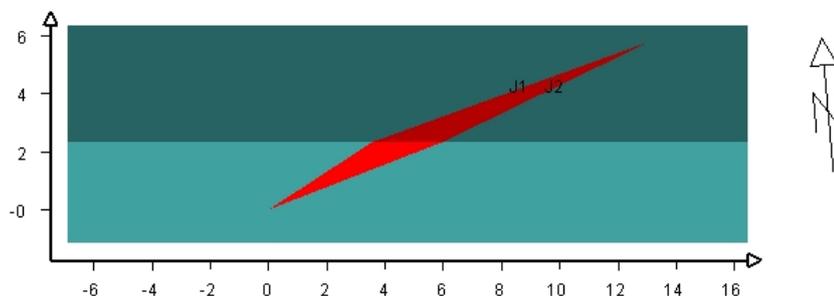


Figura 15. Modelo de análisis de estabilidad de cuñas (Vista en planta). Fuente: (CIEMSA, 2015)

En condiciones no saturadas de análisis se puede observar la formación de cuñas completamente estables (factor de seguridad: 14.17) a lo largo de los taludes pertenecientes a la Zona 01.

4.2.2 Determinación de factor de roca.

a) Descripción de la masa rocosa (RMD):

Tomando en cuenta la evaluación geomecánica de la zona donde se va a realizar las pruebas de voladura es diaclasado verticalmente, con un espaciado de fracturas ente 0.06 m a 0.2 m, como promedio 0.13 m, este número da una valoración

de JPS de 20 (0.1 a sobre tamaño) y el ángulo del plano de fracturas buza fuera de la cara dando una valoración de JPA de 20, haciendo una valoración total de RMD de 40 (JPS + JPS).

b) Espaciamiento de fracturas (JPS):

El espaciamiento entre fracturas JPS, está en orden de 0.06 m a 0.20 m, con un promedio de 0.13 m, este valor da como resultado a JPS una valoración de 20, para fracturas de 0.1 m a sobre tamaño.

c) Angulo de plano de fracturas (JPA).

La evaluación geomecánica nos dio como resultado que el ángulo de plano de fracturas buza fuera de la cara, esto tiene una valoración de JPA de 20.

d) Influencia de la densidad (RDI).

La densidad del mineral es de 2.44 t/m³, con este valor usamos la siguiente formula:

$$RDI = 25 * SG - 50 \text{ entonces, } RDI = 25 * 2.44 - 50 = 11$$

e) Factor de Dureza (HF).

Los resultados de los esfuerzos in-situ, dio como resultado el módulo de deformación de Young (E) 6.0 GPa, la cual corresponde a E < 50 GPa, entonces aplicamos el Factor de dureza (HF) igual E/3, obteniendo un resultado de HF igual a 2.

Tabla 15: *Determinación del factor de roca*

PARAMETRO	VALORACIÓN
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	40
Espaciamiento de fracturas (JPS)	20
Angulo del plano de fractura (JPA)	20
Influencia de la Densidad (RDI)	11
Factor de Dureza (HF)	2

Fuente: Elaboración propia

$$A = 0.06 (RMD + JPS + JPA + RDI + HF) \quad (6)$$

$$A = 0.06 (40 + 20 + 20 + 11 + 2)$$

$$A = 5.58$$

El mapeo geomecánico que se ha realizado de la zona 01 se presenta a continuación.



ACOMISA

HOJA DE MAPEO GEOMECÁNICO - CLASIFICACIÓN RMR (1989) DE BIENIAWSKY

Nivel: Superficie Zona 01
 Fecha: 16/06/2015
 Hora: 10:20 a.m.
 Hoja: 01

Lugar: CIEMSA Gran Tajo Norte - Noreste

Lugar: CIEMSA Gran Tajo Norte - Noreste

N° de estación	Orientación de la labor		Tramo		Roca		Comentario	Rango estimado	Valor estimado	Valoración Total
	Dip	Dgdir	Desde	Hasta	Andesita	Tipo				
01	70	268	-	-	60	Arenisca	40			
N°	Orientación de la estructura		Espaciamiento		Relleno		Comentario	Valor estimado		
	Dir.	Buzamiento	Tipos	Espesor	Tipos	%		100-250	25-50	(4)
01	D	158	79	0.13	Prnz	4mm	Relleno de panizo	(12)	(7)	X
02	D	335	47	0.18	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(17)	(13)	X
03	D	171	80	0.15	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(15)	(10)	X
04	D	335	87	0.07	Prnz	5mm	Relleno de panizo	(4)	(4)	X
05	D	100	29	0.09	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(5)	(1)	X
06	D	185	74	0.08	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(4)	(1)	X
07	D	136	86	0.07	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(4)	(1)	X
08	D	23	89	0.17	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
09	D	126	72	0.08	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(10)	(4)	X
10	D	32	74	0.11	Prnz	5mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
11	D	52	62	0.15	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
12	D	214	20	0.15	Prnz	5mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
13	D	236	79	0.1	Prnz	5mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
14	D	37	11	0.2	Prnz	8mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X
15	D	344	81	0.2	Prnz	5mm	Relleno de panizo	(10)	(7)	X

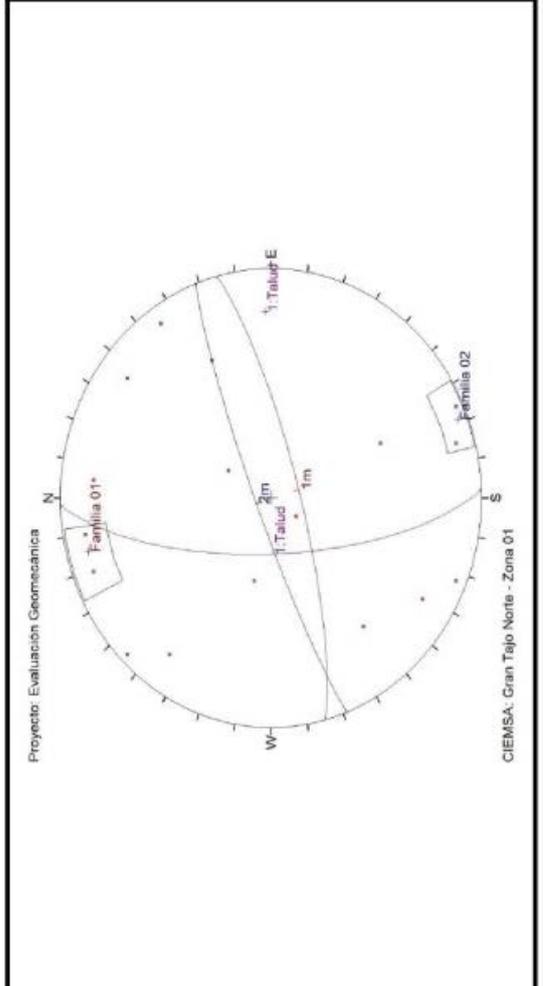
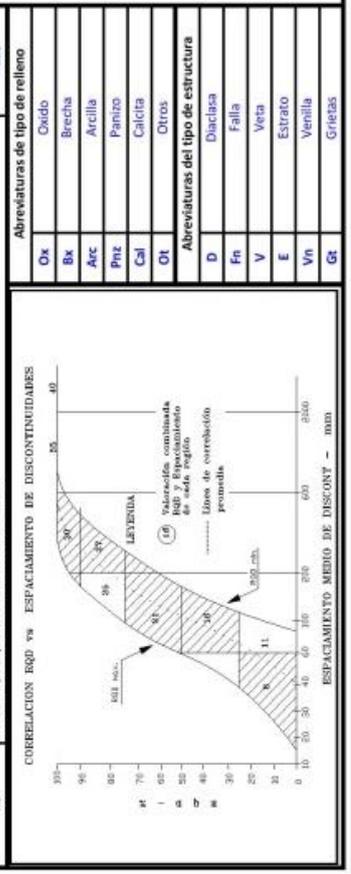
R.C.U. (Mpa)		Rango estimado		Valor estimado		Valoración Total	
>250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	<25(2), <5(1), <1(0)	7
90-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	8
>2	(20)	0.6-2	(15)	0.2-0.6	(10)	<25	10
<1m	(6)	1 a 3m	(4)	3-10m	(2)	0.06-0.2	4
Cerrada	(6)	<1.0mm	(5)	0.1-1.0mm	(4)	>20m	1
Muy rugosa	(6)	Rugosa	(5)	Lig. Rugosa	(3)	>5mm	3
Limpia	(6)	Duro>5mm	(4)	Duro>5mm	(2)	Espejo de falla	1
Sana	(6)	Lig. Alterada	(5)	Med. Alterada	(3)	Suave>5mm	2
Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Flujo	10

Valor del R.M.R. (Suma de parámetros del 1 al 5)		Orientación de las discontinuidades		Valor total del R.M.R.	
Muy favorable	0	Favorable	-2	Muy favorable	0
Favorable	-2	Medio	-5	Desfavorable	-10
Medio	-5	Desfavorable	-10	Muy desfavorable	-12

Clase de macizo rocoso		Valor del R.M.R.	
I Muy Buena	80-61	60-41	40-21
II Buena	60-41	40-21	20-0
III Regular	40-21	20-0	<20

R.M.R.		Descripción	
100-81	I Muy Buena	80-61	II Buena
60-41	III Regular	40-21	IV Mala
<20	V Muy Mala		

Indice de resistencias	
Grado	Identificación de campo
R1	Detachable con golpes firmes con la punta de martillo de pedregal se desmenuza con una cuchilla.
R2	Se desmenuza con dificultad al forzarla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo.
R3	No se raya ni desmenuza con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo.
R4	La muestra se rompe con más de un golpe del martillo.
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.
R6	Sólo se rompe en pedruzcos de la muestra con el martillo.



4.3 Propiedades de los explosivos:

Los explosivos que utilizamos en las voladuras se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 16: *Propiedades de los explosivos utilizados*

PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS UTILIZADOS			
NOMBRE GENERICO	DESCRIPCIÓN	DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	VOD (m/s)
Anfo	Anfo Superfam	0.80	3000
Cebo iniciador especial	Booster ® HDP 1, 450 g	1.60	7000
Emulsión encartuchada	Emulnor ® 3000, 1"Ø x 8"	1.14	4400

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17: *Propiedades de los accesorios utilizados*

PROPIEDADES DE LOS ACCESORIOS UTILIZADOS			
NOMBRE GENERICO	DESCRIPCIÓN	FULMINANTE SUPERFICIE (ms)	FULMINANTE PROFUNDIDAD (ms)
Detonador no electico	Fanel Periodo corto 5.2m, N° 16	-	600
	Fanel Dual 8m, 600/17ms	17	600
	Fanel conector troncal Dual CTD® 3.6m, 17ms	17	-
	Fanel conector troncal Dual CTD® 3.6m, 25 ms	25	-
Línea silenciosa de encendido	Línea silenciosa de encendido LSEF 100 m	0	-
Armada de mecha lenta	Carmex ® 2.10 m (7")	150 - 165 (s/m)	-

Fuente: Elaboración propia

4.4 Informe de equipos de perforación

El equipo utilizado para la perforación se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 18: *Características técnicas del equipo de perforación*

CARACTERISTICAS TÉCNICAS	
Nombre del equipo	TRACK DRILL
Serie o modelo	CM 351
Marca	Ingersoll rand
Compresora	Ingersoll rand 750 CFM

Fuente: Elaboración propia

4.5 Procedimientos para la ejecución de la voladura

4.5.1 Voladura No 1

4.5.1.1 Diseño de esquemas de perforación y cargas:

Para la primera voladura se mantiene la malla de perforación de 1.80mx1.80m, con la finalidad de realizar la comparación la predicción de la fragmentación vs el resultado de la fragmentación obtenida. Los demás parámetros se mantendrán las que están siendo usadas como estándar en la U.M. Tacaza.

Tabla 19: *Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 1*

PARAMETROS DE PERFORACIÓN	
	Mineral Sulfuro
Malla (B x E) m	1.80 X 1.80
Diámetro de taladro (Pulg.)	3
Tipo de roca	Brecha
Densidad del material (tms/m3)	2.44
Densidad del explosivo (tms/m3)	0.8
Eficiencia de perforación (%)	95
Carga por taladro:	
Longitud taladro (m)	5
Taco (m)	0.8
Columna explosiva (m)	4.2
Densidad Lineal (Kg/m)	3.7

Fuente: Elaboración propia

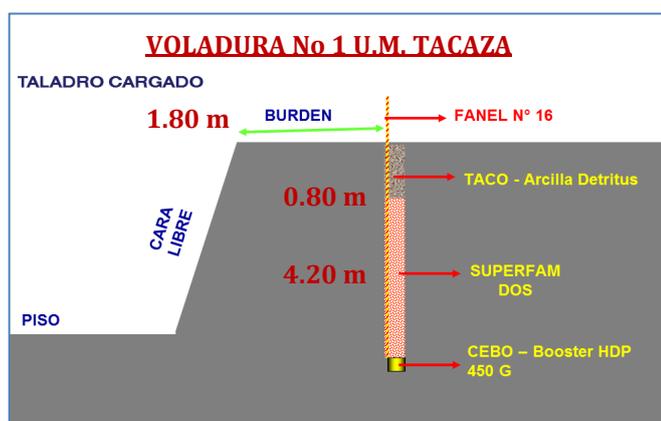


Figura 16. Esquema de carga voladura No 1. Fuente: Elaboración propia

4.5.1.2 Modelo de predicción de la fragmentación Voladura No 1:

Tabla 20: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 1



PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACION VOLADURA No 1-BANCO 4315S

MODELO KUZ-RAM

Parametros de la roca y/o mineral	
Tipo:	MINERAL BRECHA ROJA
Resistencia a la Compresion:	2.44 Tm/m ³
Modulo de elasticidad	80.00 MPa
	6.00 Gpa

Parametros de Roca	
Descripcion del macizo rocoso	Fracturado
Espaciamento entre Fracturas:	0.13 m
Angulo de Plano de las Fracturas (Buzamiento Fuera de la Cara	
Caracterización del Macizo Rocosos RMD:	40.00
Espaciamento de fracturas JPS:	20.00
Angulo de Plano de las Fracturas JPA:	20.00
Influencia de la Densidad RDI:	11.00
Factor de Dureza HF:	2.00

Parametros Explosivos	
Clase:	ANFO
Densidad:	0.80 gr/cm ³
Potencia Relativa en Peso:	100 PRP

Parametros de Diseño de Malla de Voladura	
Tipo de malla:	1.00 Malla Cuadrada
Tipo de barrenos:	DTH
Dimetro de taladro (D):	76.20 mm
Burden (B):	1.80 m
Espaciamento (E):	1.80 m
Desviación de perforación (W):	0.03 m
Long de carga de fondo LF:	0.00 m
Long de carga de columna LC:	4.20 m
Longitud total de carga L:	4.20 m
Longitud de taladro y/o altura de Banco H:	5.00 m
Dirac. Bz. de la Cara libre:	90 grados
Volumen de Roca Vo:	16.20 m ³
Kilos de Explosivo/Tal Qe:	15.33 Kg/Tal
Factor Triturante (Carga especifica) K:	0.946 Kg/m ³
Nº de Taladros/disp	205.00 tal
Volumen de Roca Frag/disp:	3321.00 m ³
Kilos de Explosivo/disp:	3142.99 Kg

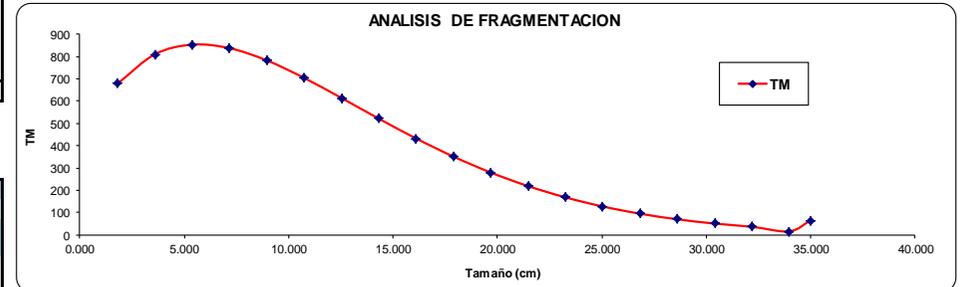
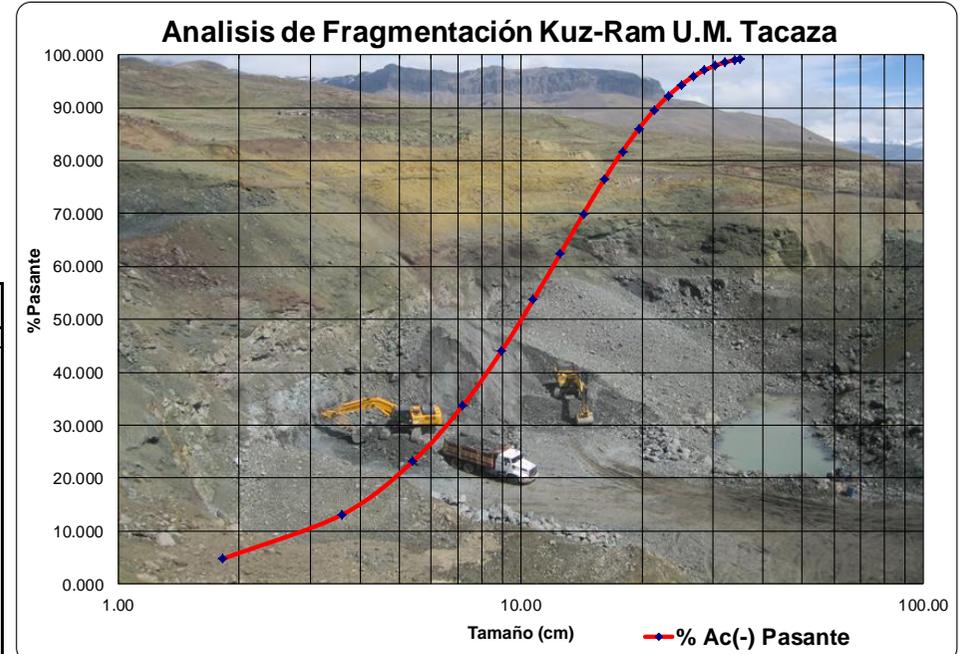
Parametro de objetivo de Fragmentacion	
Tamaño de roca (parrilla 5 Pulg) :	0.127 m
Tamaño de roca (parrilla 10 Pulg) :	0.250 m
Tamaño de roca (parrilla 14 Pulg) :	0.350 m

Resultados Kuz-Ram	
Factor de Roca:	5.58 (0.8>=A<=22)
Tamaño medio X ₅₀ :	10.05 cm
Coefficiente de uniformidad n:	1.56 (0.8>=n<=2.2)
Tamaño característico X _c :	12.72 cm
Tamaño Mínimo X _{min} :	0.03 cm (99.999%Ac(+))
%Pasante (5 pulg = 12.7cm)	63.11 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	94.27 %

X		P(x)		Fragmentos de Rocas	
Tamaño (cm)	% Ac(+) Retenido	% Ac(-) Pasante	% Retenido	TM	
35.000	0.80	99.197	0.803	65	
33.966	1.00	99.000	0.197	16	
32.180	1.45	98.551	0.449	36	
30.394	2.08	97.923	0.627	51	
28.608	2.94	97.058	0.865	70	
26.822	4.12	95.882	1.176	95	
25.037	5.69	94.306	1.576	128	
23.251	7.78	92.225	2.081	169	
21.465	10.48	89.520	2.705	219	
19.679	13.94	86.064	3.456	280	
17.893	18.27	81.726	4.338	352	
16.107	23.62	76.385	5.341	433	
14.321	30.05	69.947	6.438	522	
12.535	37.63	62.368	7.580	614	
10.749	46.32	53.677	8.691	704	
8.964	55.98	44.017	9.660	783	
7.178	66.32	33.677	10.340	838	
5.392	76.86	23.139	10.538	854	
3.606	86.87	13.132	10.007	811	
1.820	95.26	4.745	8.387	680	
				8103	

Total de TM Pasante por la Parrilla:	7638.84 TM
Total de TM Retenido en la Parrilla:	464.40 TM

Pasante D80	17.28 cm
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	5.73 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	4.93 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	0.80 %



Fuente: Elaboración propia

4.5.1.3 Ejecución del proyecto de voladura No 1:

En la siguiente figura (vista en Planta), se muestra los taladros perforados, el amarre realizado y el punto de inicio del proyecto de voladura No 1, ubicado en el Banco 4315 S.

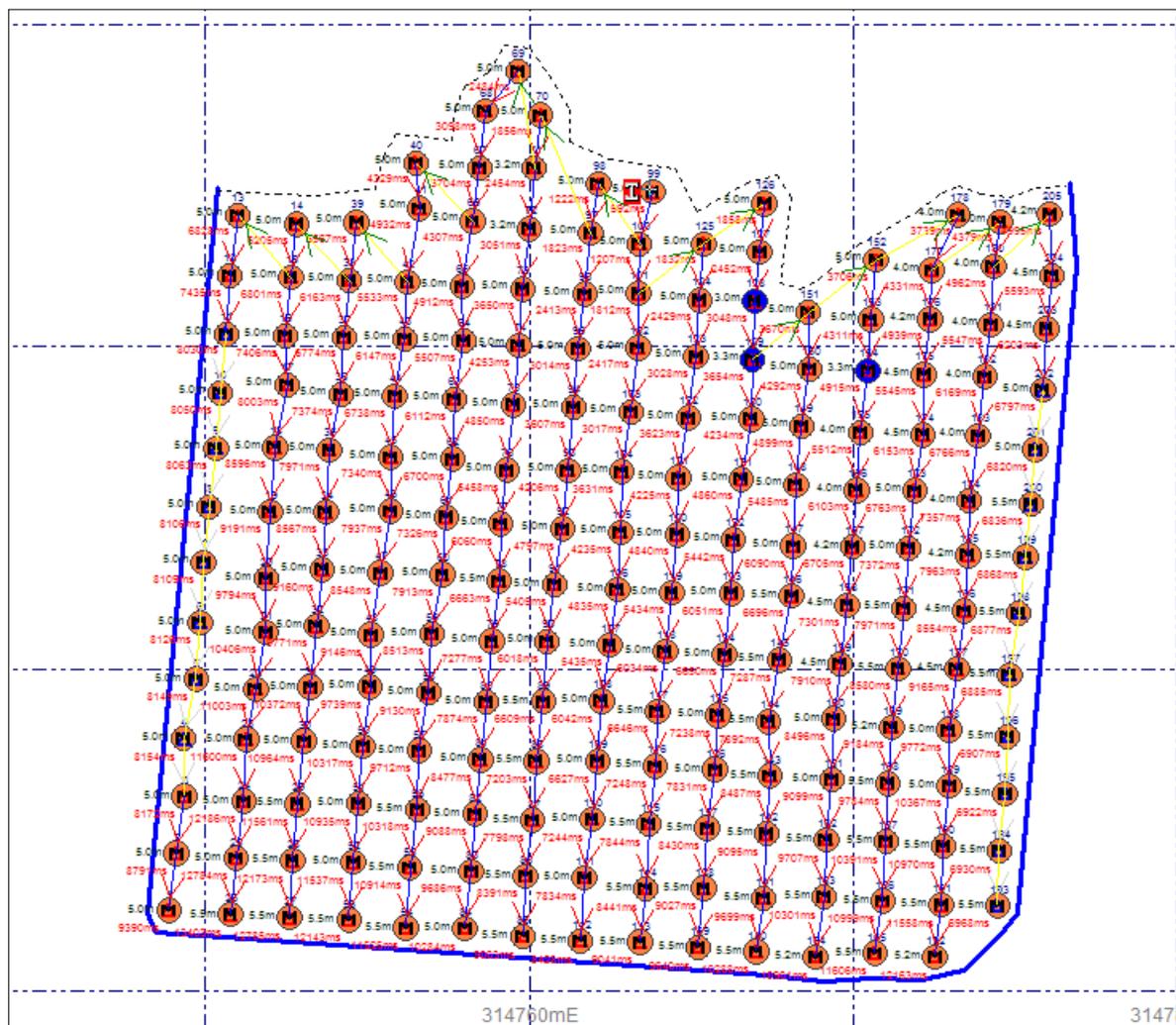
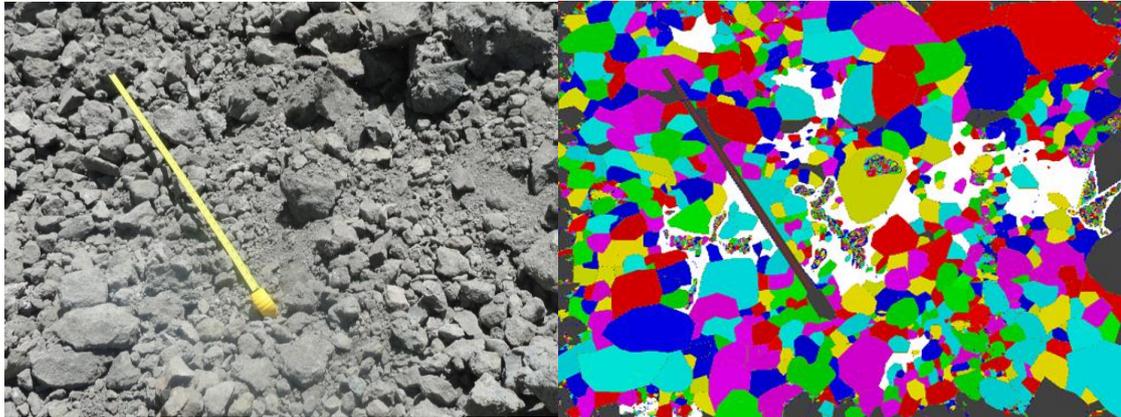


Figura 17. Proyecto de voladura No 1. Fuente: Elaboración propia

4.5.1.4 Evaluación de la fragmentación de la voladura No 1:



EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN
VOLADURA No 1



RESULTADOS:

Tamaño medio X_{50} :	9.638 cm
Tamaño característico X_c :	12.13 cm
Pasante D80	17.57 cm
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	65.53 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	94.73 %
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	5.27 %
%Retenido (parrilla 10 - 14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	3.57 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	1.70 %

VOLADURA Nº 1 - BANCO 4315S
U.M. TACAZA

WipFrag 2010 Build 11 Inf. - CIEMSA - 0196
VOL.1 September 27, 2016, 07:50:57 PM Hora est. del Pacifico de SA

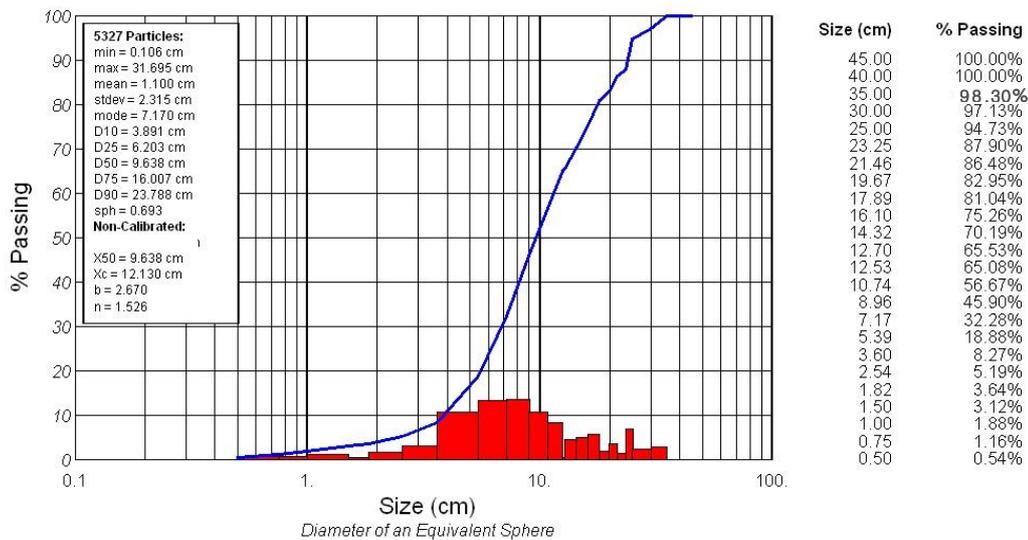


Figura 18. Evaluación de la voladura No 1. Fuente: Elaboración propia

4.5.1.5 Fragmentación teórica vs fragmentación real:



FRAGMENTACIÓN TEORICA VS FRAGMENTACIÓN REAL
VOLADURA No 1 - BANCO 4315S



RESULTADOS:		TEORICA	REAL	DIF %
Tamaño medio X_{50} :	cm	10.05	9.64	-4.28%
Tamaño característico X_c :	cm	12.72	12.13	-4.88%
Pasante D80	cm	17.28	17.57	1.66%
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	%	63.11	65.53	3.69%
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	94.27	94.73	0.49%
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	5.73	5.27	-8.75%
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	%	4.93	3.57	-38.05%
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	%	0.80	1.70	52.79%

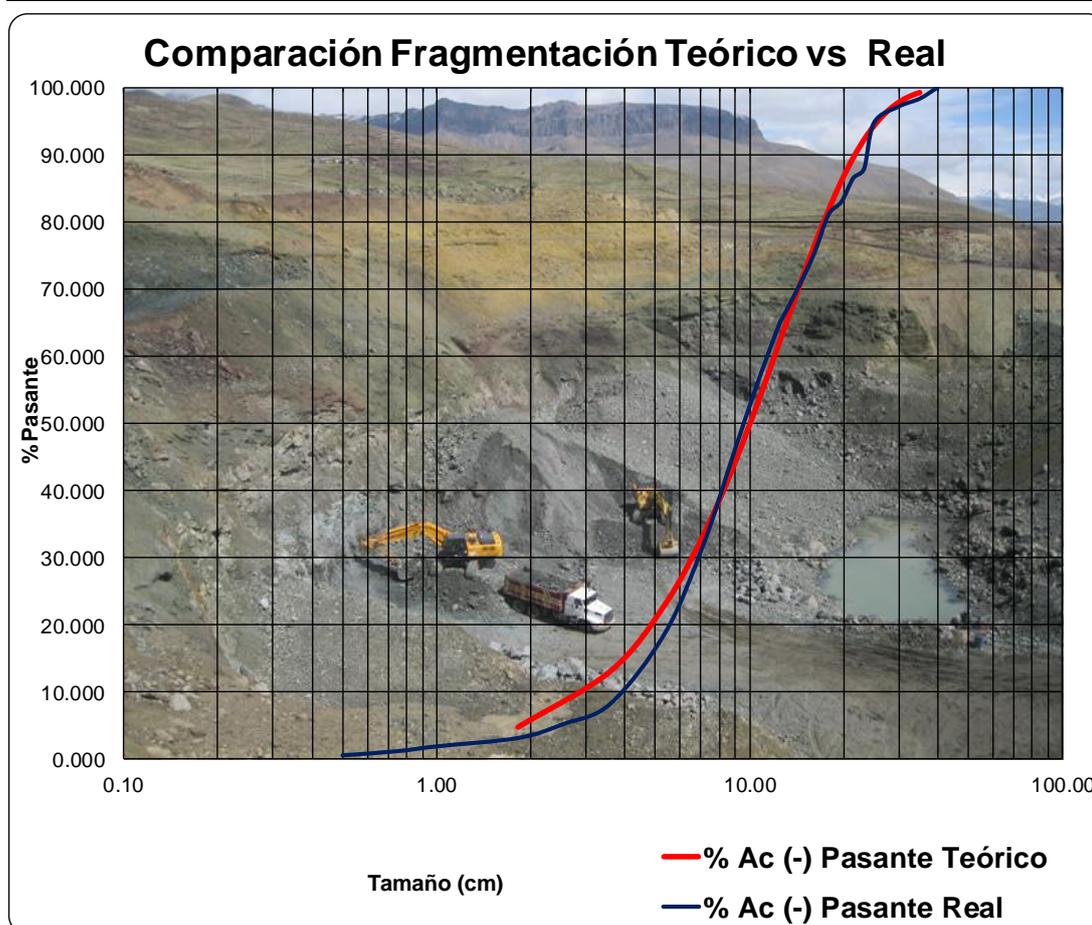


Figura 19. Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 1. Fuente: Elaboración propia

4.5.2 Voladura No 2

4.5.2.1 Diseño de esquemas de perforación y cargas:

En base a los resultados de primera voladura, siendo los resultados aceptables, cambiamos los parámetros de perforación y voladura a 1.50m x 1.50m para llegar a una fragmentación deseada de D80 de 5 pulg.

Tabla 21: *Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 2*

PARAMETROS DE PERFORACIÓN	
	Mineral Sulfuro
Malla (B x E) m	1.50 X 1.50
Diámetro de taladro (Pulg.)	3
Tipo de roca	Brecha
Densidad del material (tms/m3)	2.44
Densidad del explosivo (tms/m3)	0.8
Eficiencia de perforación (%)	95
Carga por taladro:	
Longitud taladro (m)	4.75
Taco (m)	0.8
Columna explosiva (m)	3.95
Densidad Lineal (Kg/m)	3.7

Fuente: Elaboración propia

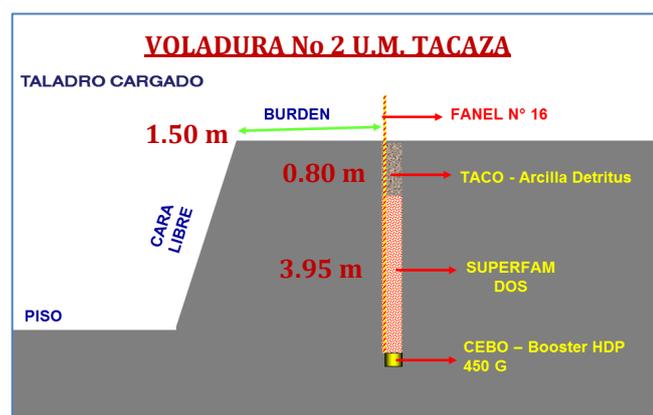


Figura 20. Esquema de carga voladura No 2. Fuente: Elaboración propia

4.5.2.2 Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 2:

La predicción de la fragmentación de esta voladura da un resultado que deseamos obtener con tamaños menores a 12.70 un 80% de la toda voladura.

Tabla 22: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 1



PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACION VOLADURA No 2 - BANCO 4320SE

MODELO KUZ-RAM

Parámetros de la roca y/o mineral	
Tipo:	MINERAL BRECHA ROJA
Resistencia a la Compresión:	2.44 Tm/m ³
Modulo de elasticidad	80.00 MPa
	6.00 Gpa

Parámetros de Roca	
Descripción del maciso rocoso	Fracturado
Espaciamiento entre Fracturas:	0.13 m
Angulo de Plano de las Fracturas (Buzamiento):	Fuera de la Cara
Caracterización del Macizo Rocosos RMD:	40.00
Espaciamiento de fracturas JPS:	20.00
Angulo de Plano de las Fracturas JPA:	20.00
Influencia de la Densidad RDI:	11.00
Factor de Dureza HF:	2.00

Parámetros Explosivos	
Clase:	ANFO
Densidad:	0.80 gr/cm ³
Potencia Relativa en Peso:	100 PRP

Parámetros de Diseño de Malla de Voladura	
Tipo de malla:	1.00 Malla Cuadrada
Tipo de barrenos:	DTH
Dimetro de taladro (D):	76.20 mm
Burden (B):	1.50 m
Espaciamiento (E):	1.50 m
Desviación de perforación (W):	0.03 m
Long de carga de fondo LF:	0.00 m
Long de carga de columna LC:	3.95 m
Longitud total de carga L:	3.95 m
Longitud de taladro y/o altura de Banco H:	4.75 m
Direc. Bz. de la Cara libre:	90 grados
Volumen de Roca Vo:	10.69 m ³
Kilos de Explosivo/Tal Qe:	14.42 Kg/Tal
Factor Triturante (Carga especifica) K:	1.349 Kg/m ³
Nº de Taladros/disp:	325.00 tal
Volumen de Roca Frag/disp:	3473.44 m ³
Kilos de Explosivo/disp:	4686.20 Kg

Parametro de objetivo de Fragmentacion	
Tamaño de roca (parrilla 5 Pulg) :	0.127 m
Tamaño de roca (parrilla 10 Pulg) :	0.250 m
Tamaño de roca (parrilla 14 Pulg) :	0.350 m

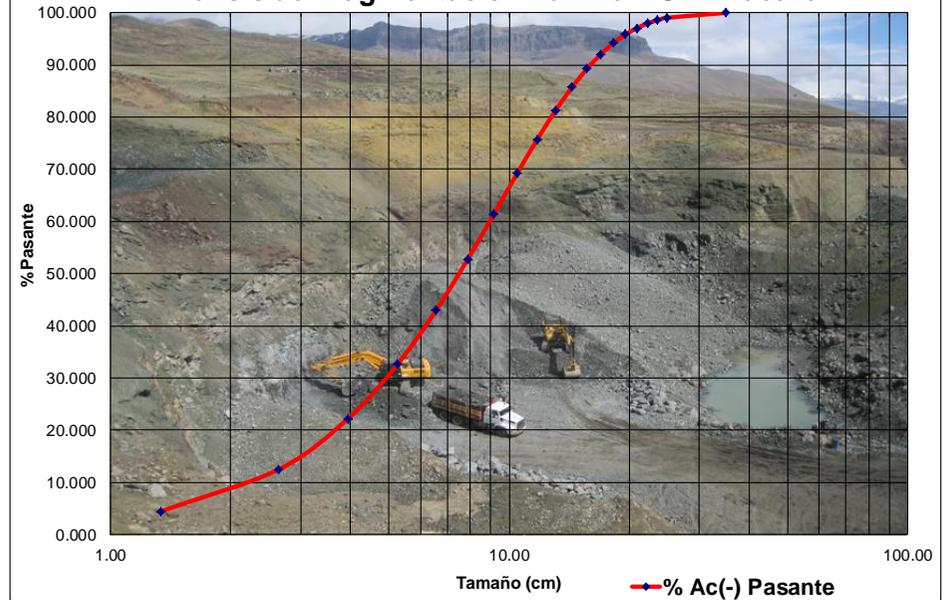
Resultados Kuz-Ram	
Factor de Roca:	5.58 (0.8>=A<=22)
Tamaño medio X ₅₀ :	7.49 cm
Coefficiente de uniformidad n:	1.58 (0.8>=n<=2.2)
Tamaño característico X _c :	9.45 cm
Tamaño Minimo X _{min} :	0.03 cm (99.999%Ac(+))
%Pasante (5 pulg = 12.7cm)	79.74 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	99.05 %

X	P(x)		% Retenido	TM	Fragmentos de Rocas
	Tamaño (cm)	% Ac(+) Retenido			
35.000	0.04	99.964	0.036	3	
24.826	1.00	99.000	0.964	82	
23.521	1.46	98.542	0.458	39	
22.215	2.10	97.901	0.642	54	
20.910	2.99	97.013	0.887	75	
19.605	4.20	95.804	1.210	103	
18.300	5.82	94.180	1.624	138	
16.995	7.97	92.034	2.146	182	
15.690	10.75	89.245	2.789	236	
14.385	14.32	85.684	3.561	302	
13.079	18.78	81.222	4.462	378	
11.774	24.26	75.743	5.479	464	
10.469	30.84	69.162	6.581	558	
9.164	38.55	61.448	7.714	654	
7.859	47.35	52.653	8.795	745	
6.554	57.06	42.942	9.711	823	
5.248	67.37	32.633	10.310	874	
3.943	77.77	22.228	10.404	882	
2.638	87.53	12.470	9.759	827	
1.333	95.57	4.427	8.043	682	
				8475	

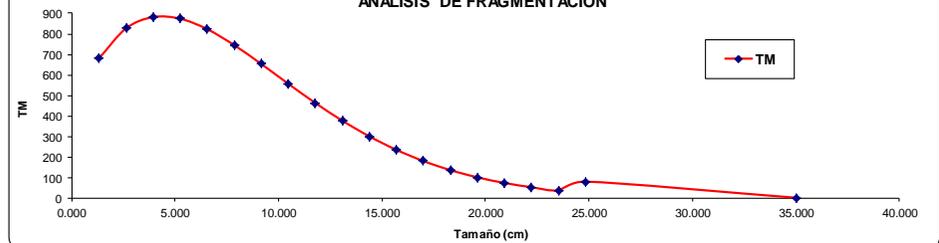
Total de TM Pasante por la Parrilla:	8394.66 TM
Total de TM Retenido en la Parrilla:	80.52 TM

Pasante D80	12.77 cm
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	0.95 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	0.91 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	0.04 %

Analisis de Fragmentación Kuz-Ram U.M. Tacaza



ANALISIS DE FRAGMENTACION



Fuente: Elaboración propia

4.5.2.3 Ejecución del proyecto de voladura No 2:

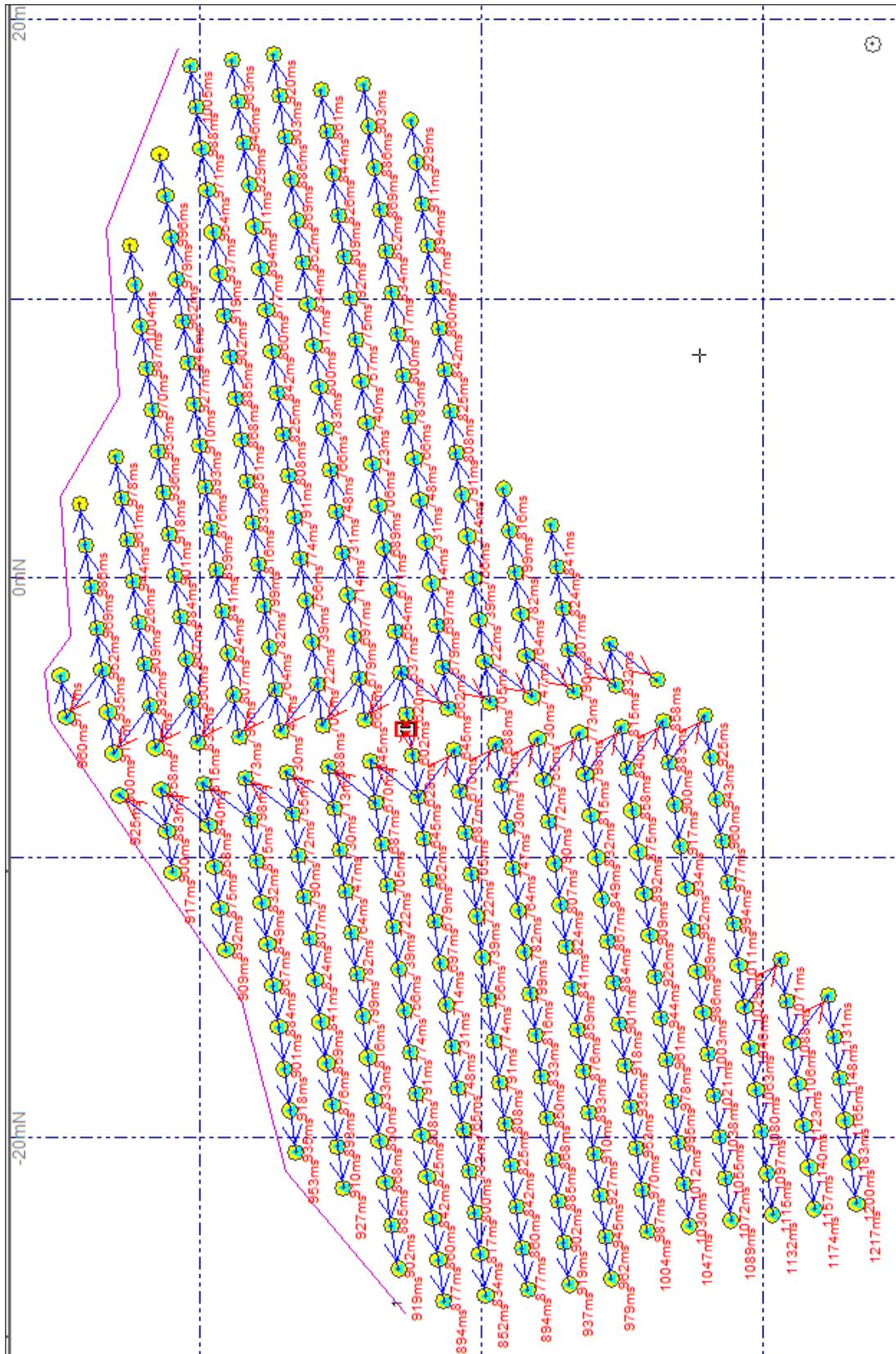
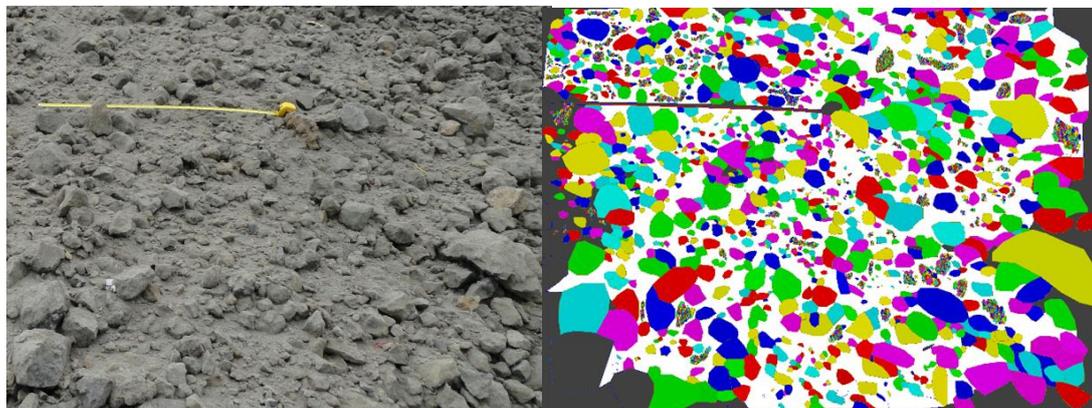


Figura 21. Proyecto de voladura No 2. Fuente: Elaboración propia

4.5.2.4 Evaluación de la fragmentación de la voladura No 2:



EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN VOLADURA No 2 - BANCO 4325SE



RESULTADOS:

Tamaño medio X_{50}	7.377 cm
Tamaño característico X_c	8.891 cm
Pasante D80	12.49 cm
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	81.94 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	96.54 %
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	3.46 %
%Retenido (parrilla 10 - 14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	2.86 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	0.60 %

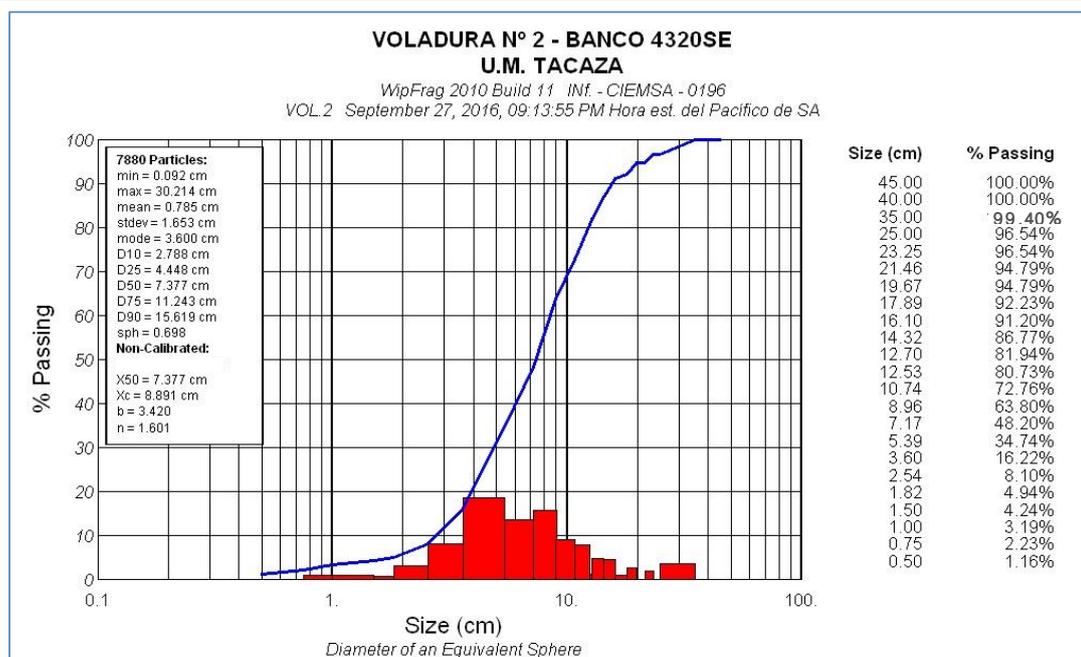


Figura 22. Evaluación de la voladura No 2. Fuente: Elaboración propia

4.5.2.5 Fragmentación teórica vs fragmentación real:



FRAGMENTACIÓN TEORICA VS FRAGMENTACIÓN REAL
VOLADURA No 2 - BANCO 4320SE



RESULTADOS:		TEORICA	REAL	DIF %
Tamaño medio X_{50} :	cm	7.49	7.38	-1.55%
Tamaño característico X_c :	cm	9.45	8.89	-6.25%
Pasante D80	cm	12.77	12.49	-2.20%
% Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	%	79.74	81.94	2.69%
% Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	99.05	96.54	-2.60%
% Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	0.95	3.46	72.54%
% Retenido (parrilla 10 - 14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	%	0.91	2.86	68.04%
% Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	%	0.04	0.60	93.97%

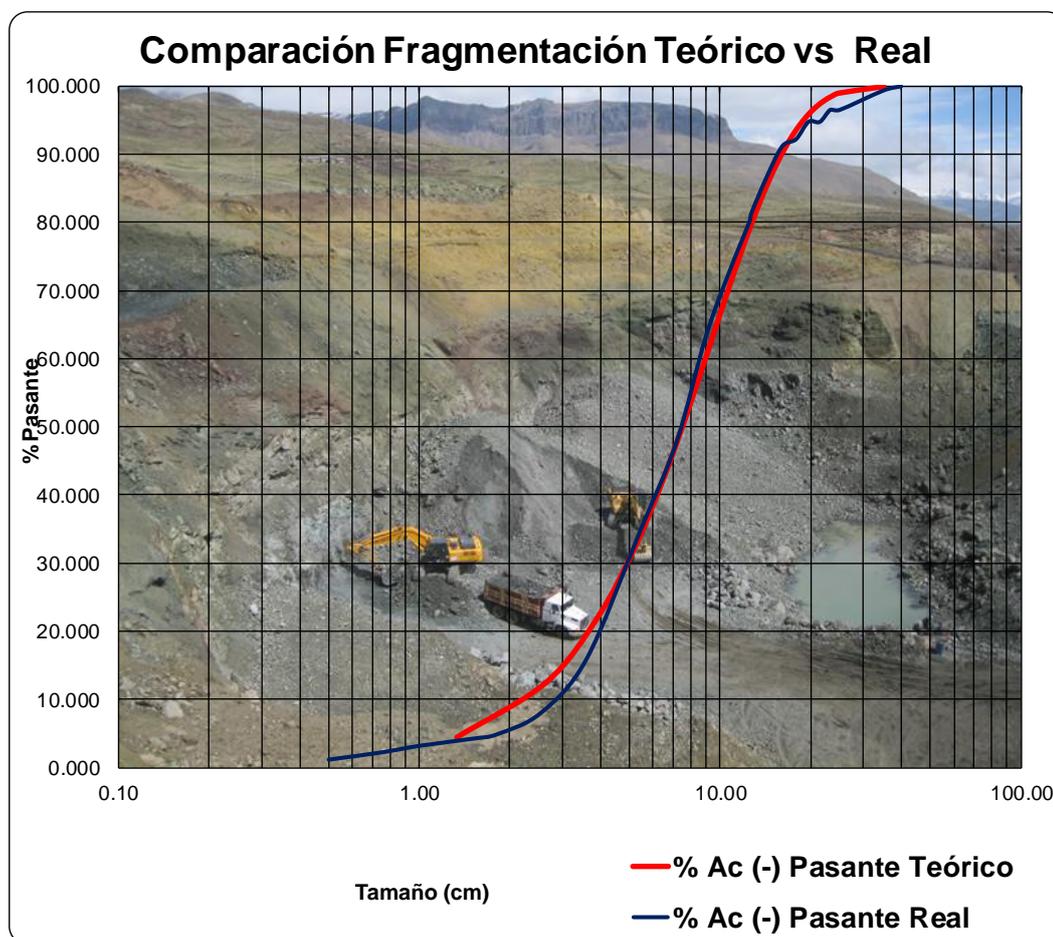


Figura 23. Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 2. Fuente: Elaboración propia

4.5.3 Voladura No 3

4.5.3.1 Diseño de esquemas de perforación y cargas:

Con los resultados satisfactorios obtenidos en la voladura No 2, mantenemos los parámetros de perforación, con la ampliación del taco, con la finalidad de controlar el Fly Rock generado en la voladura No 2.

Tabla 23: *Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 3*

PARAMETROS DE PERFORACIÓN	
	Mineral Sulfuro
Malla (B x E) m	1.50 X 1.50
Diámetro de taladro (Pulg.)	3
Tipo de roca	Brecha
Densidad del material (tms/m3)	2.44
Densidad del explosivo (tms/m3)	0.8
Eficiencia de perforación (%)	95
Carga por taladro:	
Longitud taladro (m)	5.20
Taco (m)	1
Columna explosiva (m)	4.20
Densidad Lineal (Kg/m)	3.7

Fuente: Elaboración propia

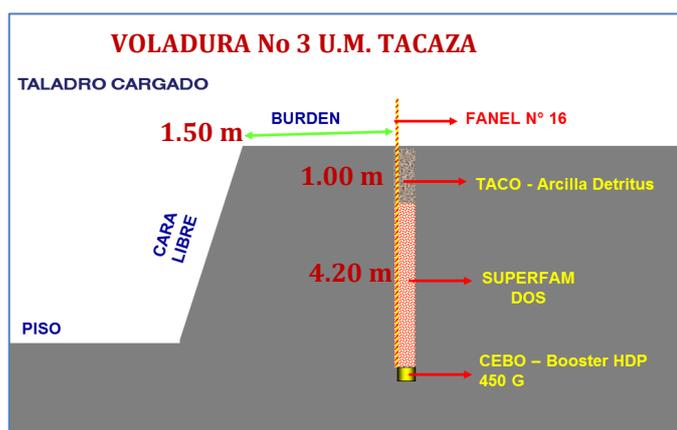


Figura 24. Esquema de carga voladura No 3. Fuente: Elaboración propia

4.5.3.2 Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 3:

En la voladura No 2, se cumplió con los objetivos buscados, sin embargo generamos gran cantidad Fly Rock, debido a ello incrementamos el taco.

Tabla 24: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 3



PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACION VOLADURA No 3 - BANCO 4325S

MODELO KUZ-RAM

Parametros de la roca y/o mineral	
Tipo:	MINERAL BRECHA ROJA
Resistencia a la Compresion:	2.44 Tm/m ³
Modulo de elasticidad	80.00 MPa
	6.00 Gpa

Parametros de Roca	
Descripcion del maciso rocoso	Fracturado
Espaciamiento entre Fracturas:	0.13 m
Angulo de Plano de las Fracturas (Buzamiento):	Fuera de la Cara
Caracterización del Macizo Rocosos RMD:	40.00
Espaciamiento de fracturas JPS:	20.00
Angulo de Plano de las Fracturas JPA:	20.00
Influencia de la Densidad RDI:	11.00
Factor de Dureza HF:	2.00

Parametros Explosivos	
Clase:	ANFO
Densidad:	0.80 gr/cm ³
Potencia Relativa en Peso:	100 PRP

Parametros de Diseño de Malla de Voladura	
Tipo de malla:	1.00 Malla Cuadrada
Tipo de barrenos:	DTH
Dimetro de taladro (D):	76.20 mm
Burden (B):	1.50 m
Espaciamiento (E):	1.50 m
Desviación de perforacion (W):	0.04 m
Long de carga de fondo LF:	0.00 m
Long de carga de columna LC:	4.20 m
Longitud total de carga L:	4.20 m
Longitud de taladro y/o altura de Banco H:	5.20 m
Dirac. Bz. de la Cara libre:	90 grados
Volumen de Roca Vo:	11.70 m ³
Kilos de Explosivo/Tal Qe:	15.33 Kg/Tal
Factor Triturante (Carga especifica) K:	1.310 Kg/m ³
Nº de Taladros/disp	657.00 tal
Volumen de Roca Frag/disp:	7696.90 m ³
Kilos de Explosivo/disp:	10072.91 Kg

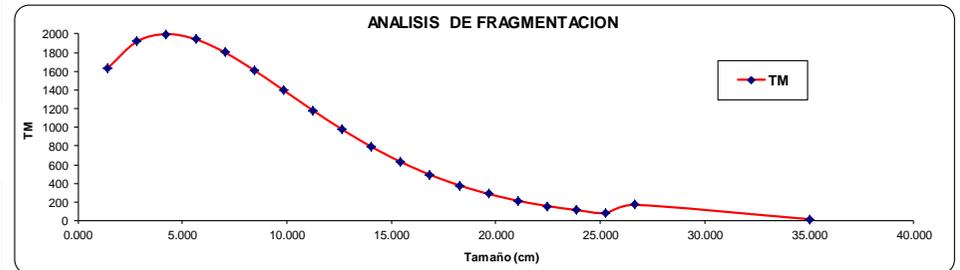
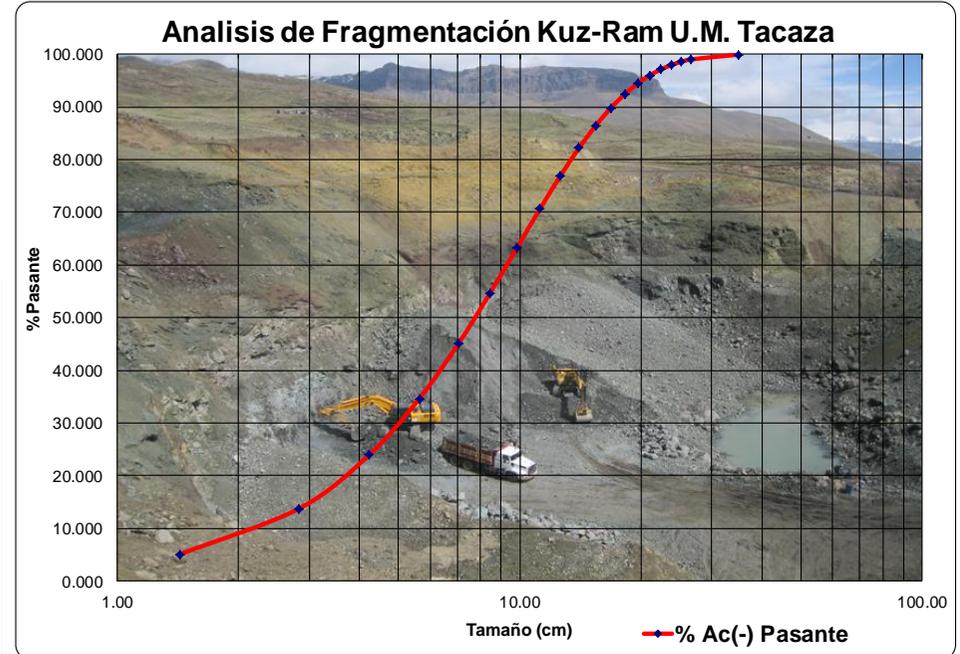
Parametro de objetivo de Fragmentacion	
Tamaño de roca (parrilla 5 Pulg) :	0.127 m
Tamaño de roca (parrilla 10 Pulg) :	0.250 m
Tamaño de roca (parrilla 14 Pulg) :	0.350 m

Resultados Kuz-Ram	
Factor de Roca:	5.58 (0.8>=A<=22)
Tamaño medio X ₅₀ :	7.75 cm
Coefficiente de uniformidad n:	1.53 (0.8>=n<=2.2)
Tamaño característico X _c :	9.84 cm
Tamaño Minimo X _{min} :	0.02 cm (99.999%Ac(+))
%Pasante (5 pulg = 12.7cm)	77.19 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	98.46 %

X	P(x)		% Ac(-) Pasante	% Retenido	Fragmentos de Rocas	TM
	Tamaño (cm)	% Ac(+) Retenido				
35.000	0.09	99.908	0.092	17		
26.665	1.00	99.000	0.908	170		
25.262	1.44	98.558	0.442	83		
23.860	2.06	97.944	0.615	115		
22.458	2.90	97.099	0.845	158		
21.056	4.05	95.953	1.146	215		
19.654	5.58	94.419	1.534	288		
18.252	7.60	92.396	2.023	380		
16.850	10.23	89.767	2.629	493		
15.448	13.60	86.404	3.362	631		
14.045	17.82	82.178	4.226	793		
12.643	23.04	76.963	5.215	978		
11.241	29.34	70.657	6.306	1183		
9.839	36.80	63.203	7.454	1398		
8.437	45.39	54.613	8.590	1611		
7.035	54.99	45.006	9.607	1802		
5.633	65.35	34.647	10.359	1943		
4.231	76.01	23.993	10.654	1998		
2.828	86.24	13.761	10.232	1919		
1.426	94.95	5.054	8.707	1633		
					18756	

Total de TM Pasante por la Parrilla:	18466.82 TM
Total de TM Retenido en la Parrilla:	289.21 TM

Pasante D80	13.43 cm
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	1.54 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	1.45 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	0.09 %



Fuente: Elaboración propia

4.5.3.3 Ejecución del proyecto de voladura No 3:

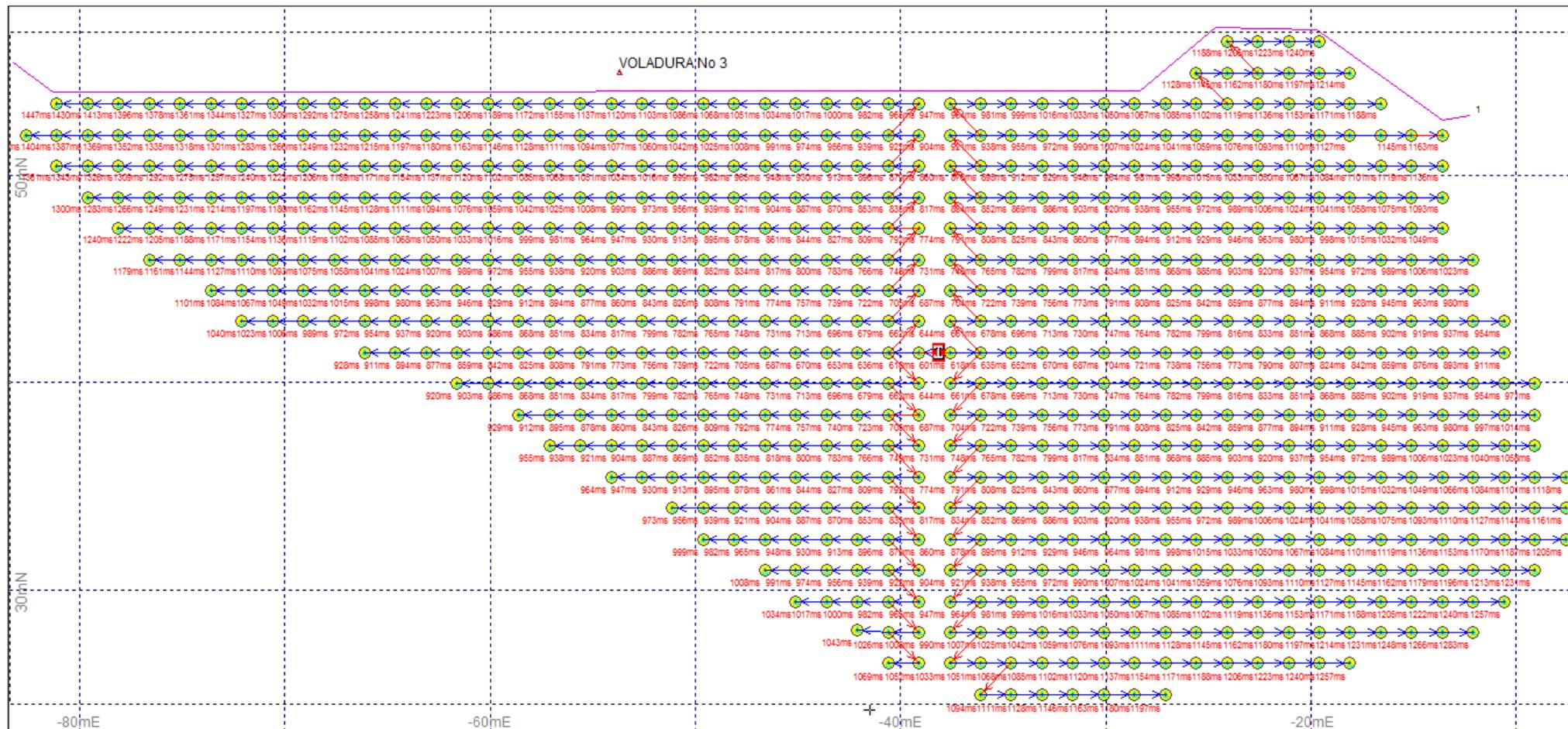
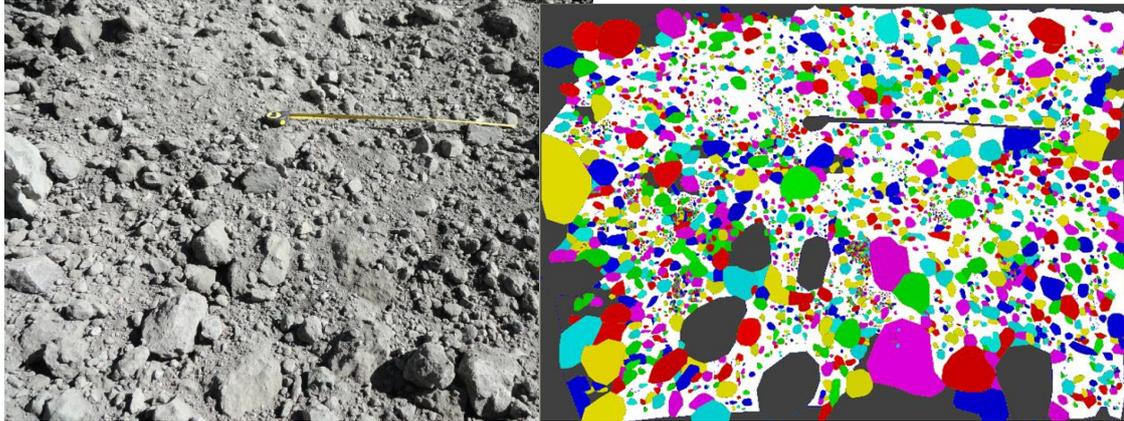


Figura 25. Proyecto de voladura No 3. Fuente: Elaboración propia

4.5.3.4 Evaluación de la fragmentación de la voladura No 3:



EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN
VOLADURA No 3 - BANCO 4325S



RESULTADOS:

Tamaño medio X_{50} :	5.988 cm
Tamaño característico X_c :	8.05 cm
Pasante D80	13.57 cm
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	78.3 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	93.54 %
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	6.46 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	4.66 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	1.80 %

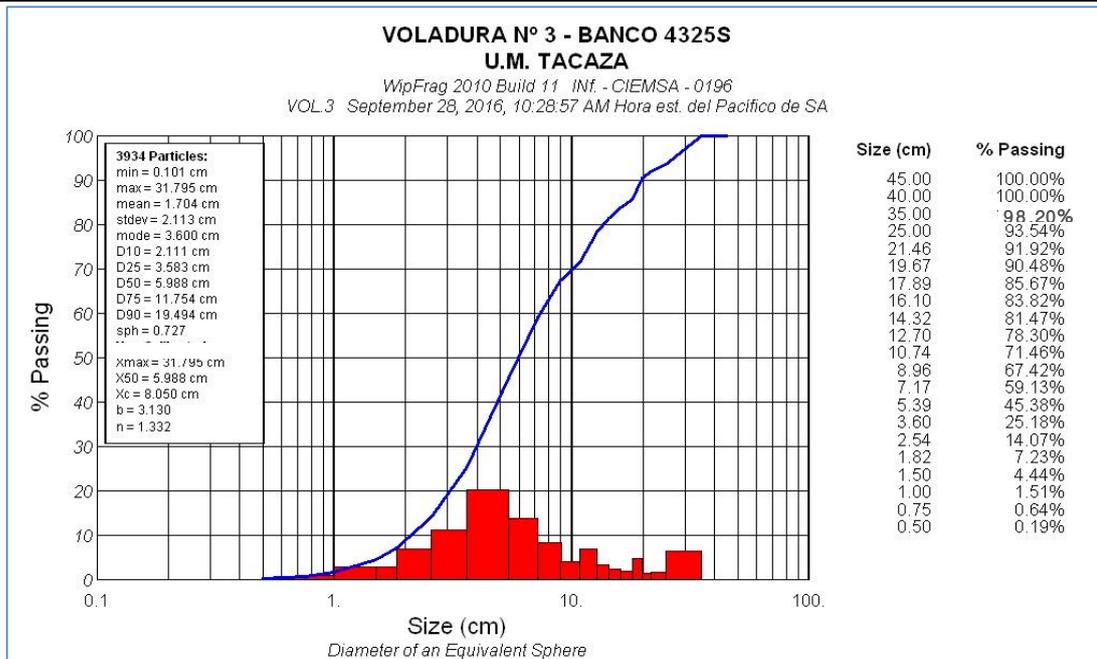


Figura 26. Evaluación de la voladura No 3. Fuente: Elaboración propia

4.5.3.5 Fragmentación teórica vs fragmentación real:



FRAGMENTACIÓN TEORICA VS FRAGMENTACIÓN REAL
VOLADURA No 3 - BANCO 4325S



RESULTADOS:		TEORICA	REAL	DIF %
Tamaño medio X_{50} :	cm	7.75	5.99	-29.37%
Tamaño característico X_c :	cm	9.84	8.05	-22.24%
Pasante D80	cm	13.43	13.57	1.06%
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	%	77.19	78.30	1.41%
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	98.46	93.54	-5.26%
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	1.54	6.46	76.13%
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	%	1.45	4.66	68.89%
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	%	0.09	1.80	94.86%

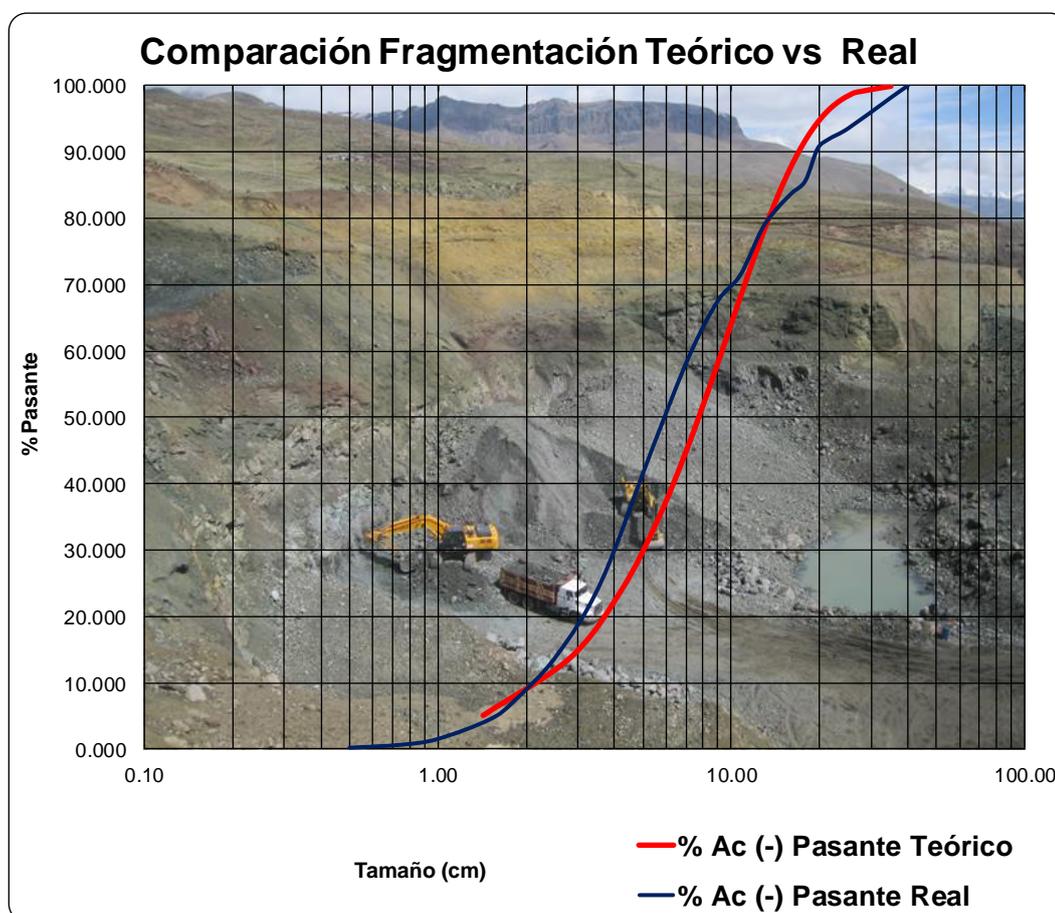


Figura 27. Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 3. Fuente: Elaboración propia

4.5.4 Voladura No 4

4.5.4.1 Diseño de esquemas de perforación y cargas:

Las dos últimas voladuras fueron aceptables para nuestro trabajo, dando una idea clara de que siempre tendremos generación de bancos en un promedio de 6%, a pesar que la teoría indica lo contrario.

La voladura No 4 es particular, debido que lo antecedieron varias voladuras de las mismas características principalmente con anchos promedios a 10 m, dando un resultado que varía bastante en negativo a la teoría de modelo matemático Kuz-Ram, siendo sus resultados muy diferentes a las anteriores; voladuras realizadas en el presente trabajo.

Para esta voladura en particular se pidió el apoyo de los expertos en voladura de FAMESA EXPLOSIVOS, con asistencia técnica del Ing. Rene W. Ojeda Mestas, para encontrar la solución para este tipo de voladuras con ancho promedio a (10 m).

El diseño de la perforación para la voladura No 4 fue de una malla triangular equilátera, con burden y espaciamiento de 1.55m x 1.80m respectivamente, en un proyecto de voladura de dimensiones de 11.50m x 64.50.

Tabla 25: *Parámetros de perforación y voladura para la voladura No 4*

PARAMETROS DE PERFORACIÓN	
	Mineral Sulfuro
Malla (B x E) m	1.55 X 1.80
Diámetro de taladro (Pulg.)	3
Tipo de roca	Brecha
Densidad del material (tms/m ³)	2.44
Densidad del explosivo (tms/m ³)	0.8
Eficiencia de perforación (%)	95
Carga por taladro:	
Longitud taladro (m)	4.40
Taco (m)	0.8
Columna explosiva (m)	3.60
Densidad Lineal (Kg/m)	3.7

Fuente: Elaboración propia

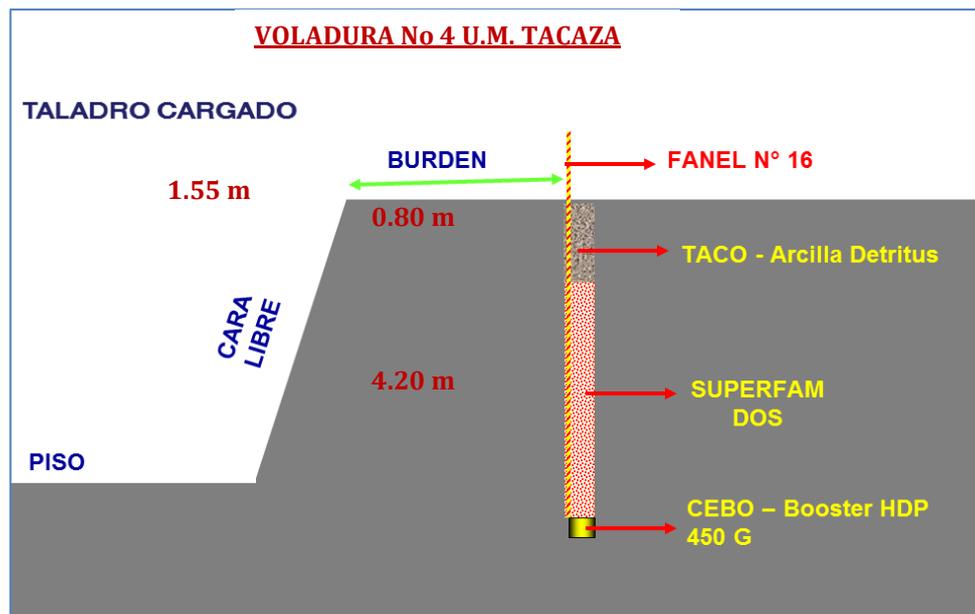


Figura 28. Esquema de carga voladura No 4. Fuente: Elaboración propia

4.5.4.2 Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 4:

Con los cambios realizados en los parámetros de perforación y voladura, el modelo matemático Kuz-Ram, nos indica que podremos llegar a más de un 70% de fragmentos menores a 5 pulgadas y un 97% pasante a la parrilla de la chancadora primaria.

Tabla 26: Modelo de predicción de la fragmentación voladura No 4



PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACION VOLADURA No 4 - BANCO 4320S

MODELO KUZ-RAM

Parametros de la roca y/o mineral	
Tipo:	MINERAL BRECHA ROJA
Resistencia a la Compresion:	2.44 Tm/m ³
Modulo de elasticidad	80.00 MPa
	6.00 Gpa

Parametros de Roca	
Descripcion del maciso rocoso	Fracturado
Espaciamiento entre Fracturas:	0.13 m
Angulo de Plano de las Fracturas (Buzamiento):	Fuera de la Cara
Caracterización del Macizo Rocosó RMD:	40.00
Espaciamiento de fracturas JPS:	20.00
Angulo de Plano de las Fracturas JPA:	20.00
Influencia de la Densidad RDI:	11.00
Factor de Dureza HF:	2.00

Parametros Explosivos	
Clase:	ANFO
Densidad:	0.80 gr/cm ³
Potencia Relativa en Peso:	100 PRP

Parametros de Diseño de Malla de Voladura	
Tipo de malla:	1.16 Malla triangular
Tipo de barreno:	DTH
Dimetro de taladro (D):	76.20 mm
Burden (B):	1.55 m
Espaciamiento (E):	1.80 m
Desviación de perforacion (W):	0.03 m
Long de carga de fondo LF:	0.00 m
Long de carga de columna LC:	3.60 m
Longitud total de carga L:	3.60 m
Longitud de taladro y/o altura de Banco H:	4.40 m
Dirac. Bz. de la Cara libre:	90 grados
Volumen de Roca Vo:	12.28 m ³
Kilos de Explosivo/Tal Qe:	13.14 Kg/Tal
Factor Triturante (Carga especifica) K:	1.070 Kg/m ³
Nº de Taladros/disp	294.00 tal
Volumen de Roca Frag/disp:	3609.14 m ³
Kilos de Explosivo/disp:	3863.58 Kg

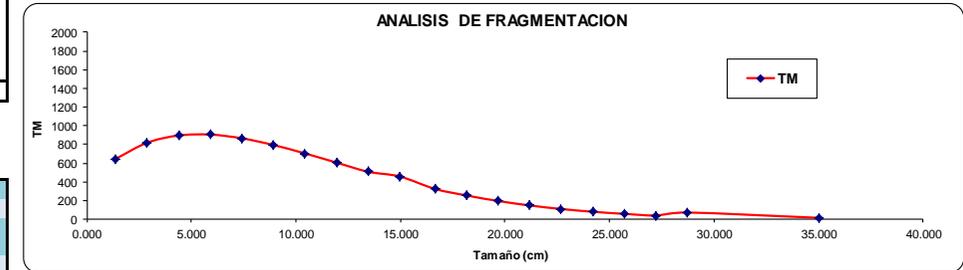
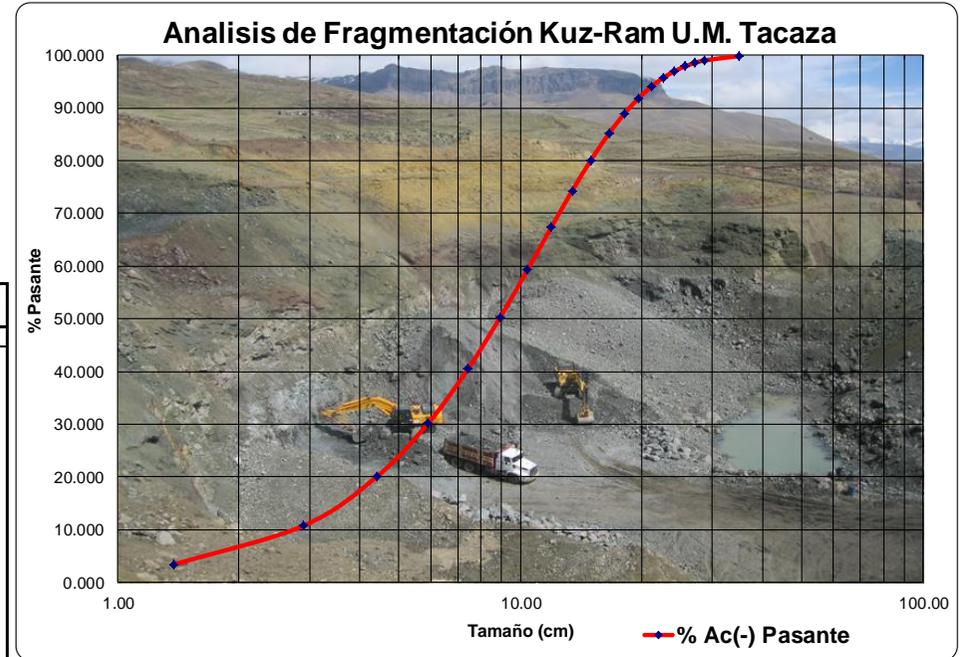
Parametro de objetivo de Fragmentacion	
Tamaño de roca (parrilla 5 Pulg) :	0.127 m
Tamaño de roca (parrilla 10 Pulg) :	0.250 m
Tamaño de roca (parrilla 14 Pulg) :	0.350 m

Resultados Kuz-Ram	
Factor de Roca:	5.58 (0.8>=A<=22)
Tamaño medio X ₅₀ :	8.88 cm
Coefficiente de uniformidad n:	1.61 (0.8>=n<=2.2)
Tamaño característico X _c :	11.14 cm
Tamaño Minimo X _{min} :	0.04 cm (99.999%Ac(+))
%Pasante (5 pulg = 12.7cm)	70.92 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cr)	97.48 %

X Tamaño (cm)	P(x)		Fragmentos de Rocas		TM
	% Ac(+) Retenido	% Ac(-) Pasante	% Retenido		
35.000	0.18	99.822	0.178	16	
28.725	1.00	99.000	0.822	72	
27.215	1.47	98.532	0.468	41	
25.705	2.13	97.872	0.660	58	
24.196	3.04	96.956	0.916	81	
22.686	4.30	95.704	1.252	110	
21.176	5.98	94.019	1.685	148	
19.666	8.21	91.791	2.228	196	
18.156	11.11	88.895	2.896	255	
16.646	14.80	85.202	3.693	325	
14.966	20.00	80.001	5.201	458	
13.456	25.77	74.227	5.773	508	
11.946	32.66	67.343	6.885	606	
10.436	40.66	59.343	7.999	704	
8.926	49.68	50.319	9.025	795	
7.416	59.52	40.480	9.839	866	
5.906	69.81	30.194	10.286	906	
4.397	79.99	20.013	10.181	897	
2.887	89.29	10.713	9.300	819	
1.377	96.62	3.376	7.337	646	
					8806

Total de TM Pasante por la Parrilla:	8584.44 TM
Total de TM Retenido en la Parrilla:	221.87 TM

Pasante D80	14.97 cm
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	2.52 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	2.34 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	0.18 %



Fuente: Elaboración propia

4.5.4.3 Ejecución del proyecto de voladura No 4:

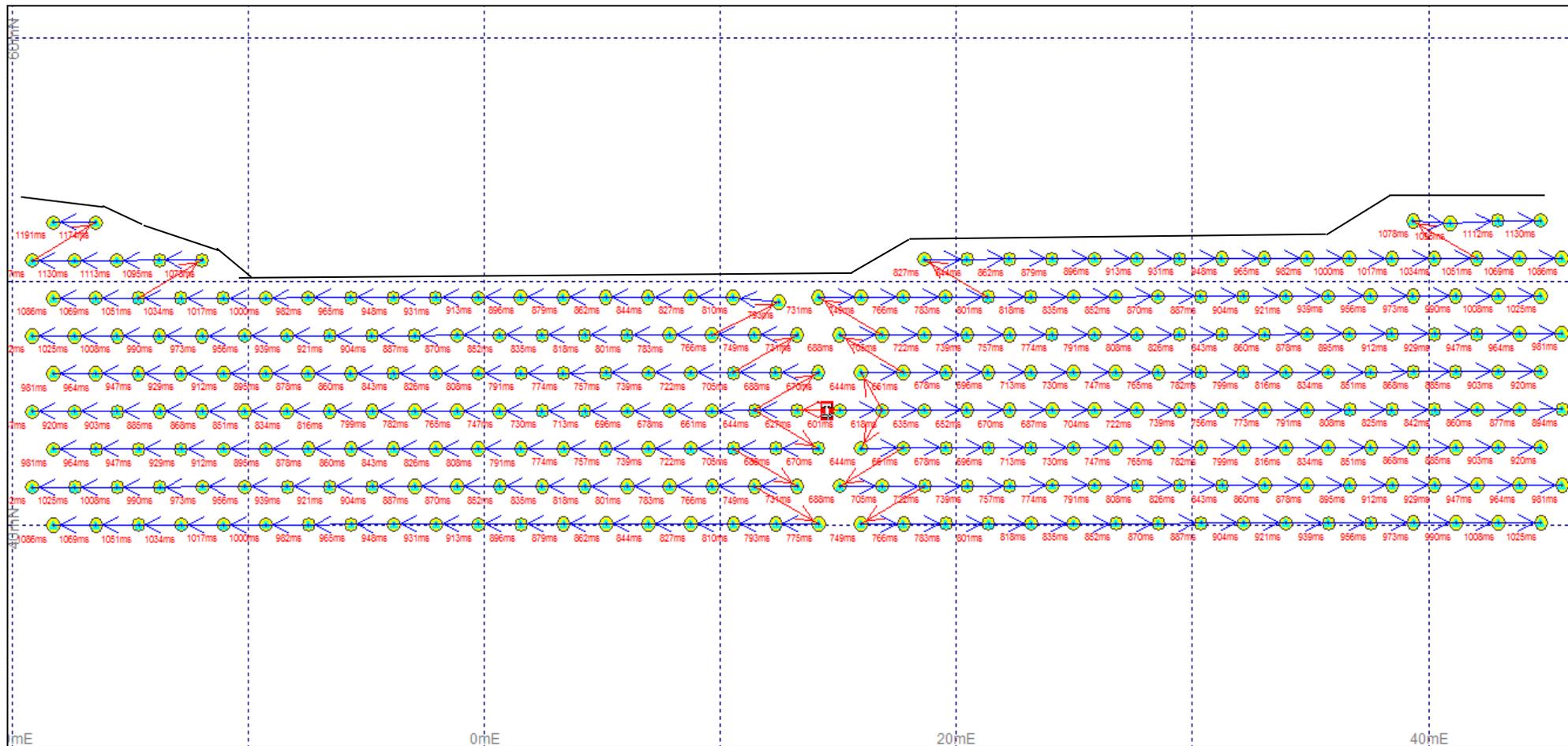
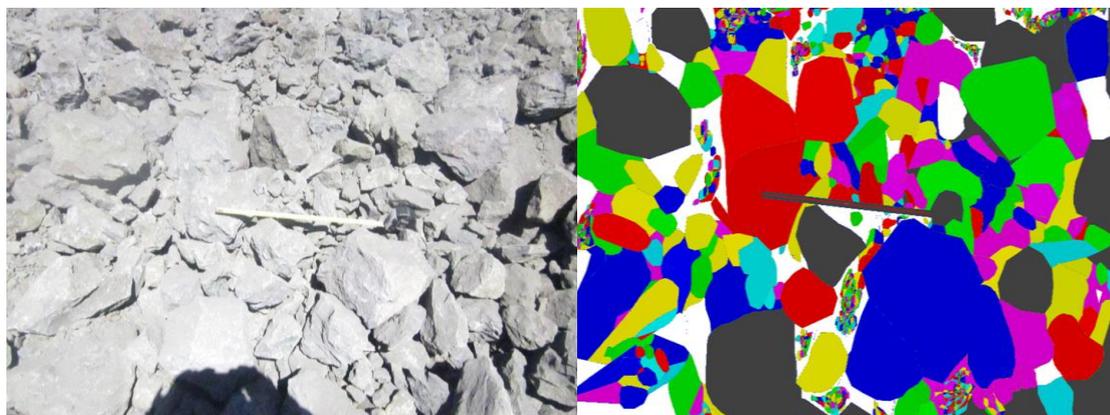


Figura 29. Proyecto de voladura No 4. Fuente: Elaboración propia

4.5.4.4 Evaluación de la fragmentación de la voladura No 4:



EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN
VOLADURA No 4 - BANCO 4320S



RESULTADOS:

Tamaño medio X_{50} :	9.902 cm
Tamaño característico X_c :	12.886 cm
Pasante D80	18.07 cm
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	62.13 %
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	90.06 %
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	9.94 %
%Retenido (parrilla 10 -14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	6.74 %
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	3.20 %

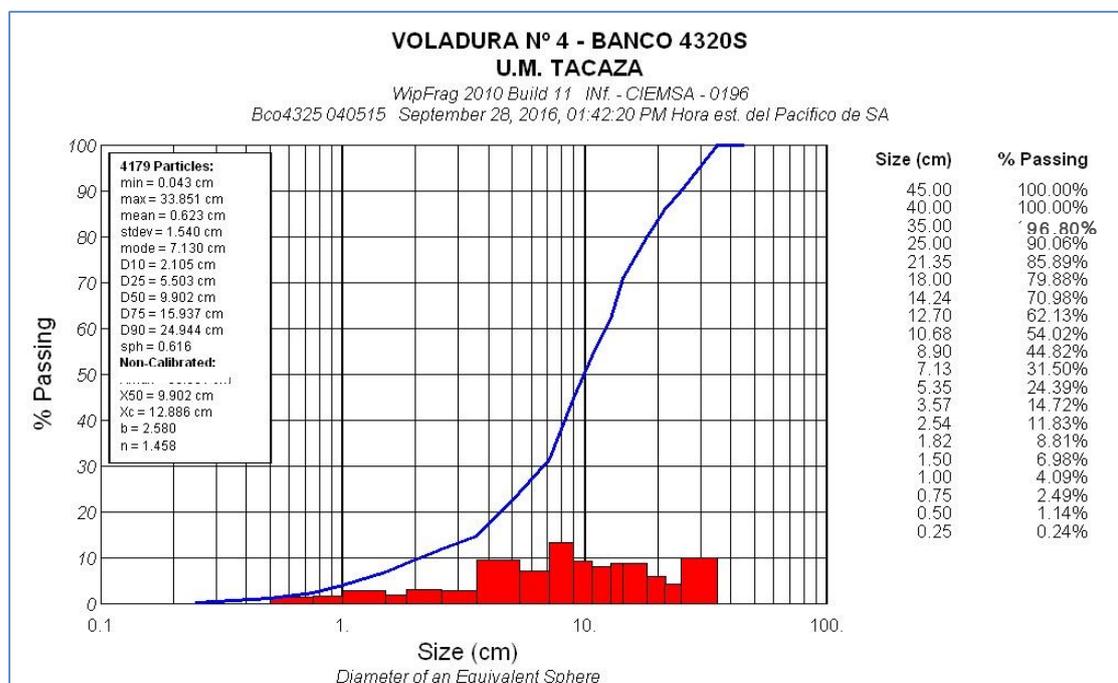


Figura 30. Evaluación de la voladura No 4. Fuente: Elaboración propia

4.5.4.5 Fragmentación teórica vs fragmentación real:



FRAGMENTACIÓN TEORICA VS FRAGMENTACIÓN REAL
VOLADURA No 4 - BANCO 4320S



RESULTADOS:		TEORICA	REAL	DIF %
Tamaño medio X_{50} :	cm	8.88	9.90	10.37%
Tamaño característico X_c :	cm	11.14	12.89	13.54%
Pasante D80	cm	14.97	18.07	17.16%
%Pasante (5 pulg = 12.7 cm)	%	70.92	62.13	-14.15%
%Pasante (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	97.48	90.06	-8.24%
%Retenido (parrilla 10 pulg = 25cm)	%	2.52	9.94	74.65%
%Retenido (parrilla 10 - 14 pulg = 25 - 35cm) para equipo rompe banco	%	2.34	6.74	65.26%
%Retenido (parrilla 14 pulg = 35cm) para voladura secundaria	%	0.18	3.20	94.45%

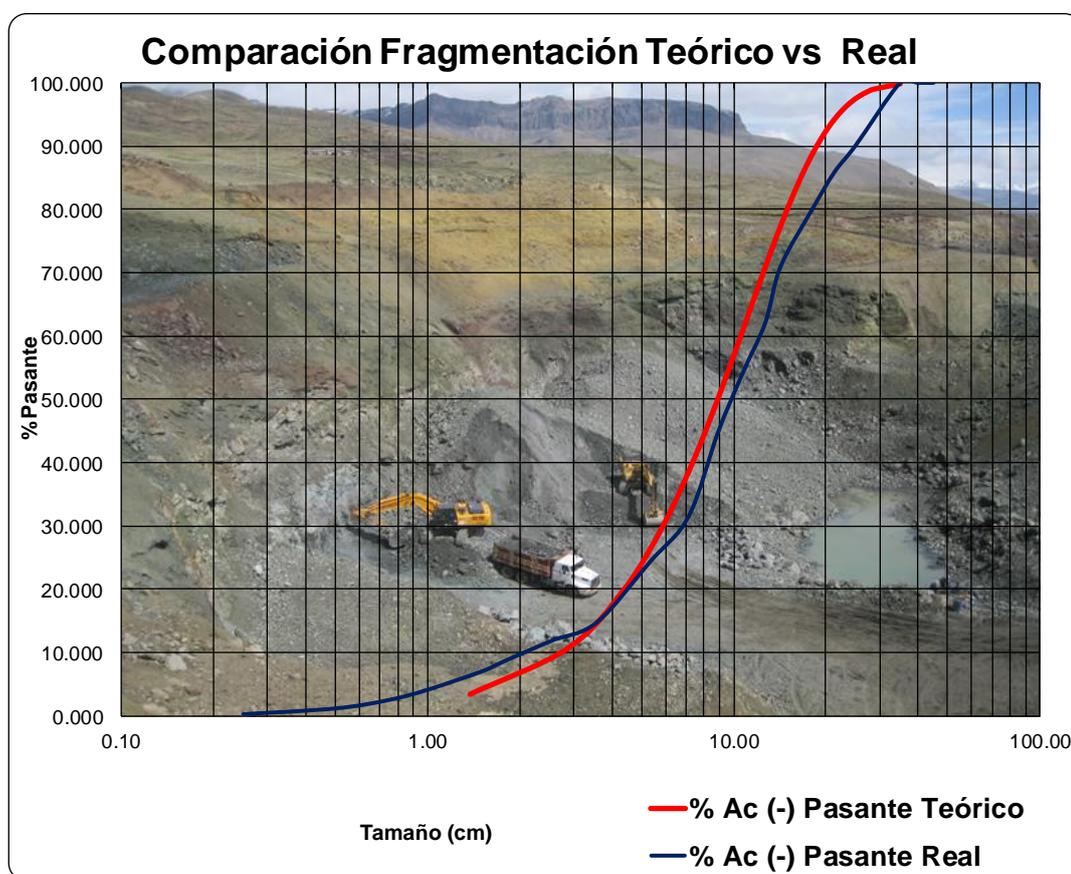


Figura 31. Fragmentación teórica vs fragmentación real de la voladura No 4. Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

EXPOSICION DE RESULTADOS

5.1 Predicción de la fragmentación

Como parte de los resultados se propone un modelo de fragmentación para la zona de mineral de la U.M. TACAZA, el cual nos permitirá predecir la granulometría que se obtendrá en cada voladura con diferentes parámetros de perforación.

En el capítulo anterior se ingresaron diversos parámetros de propiedades de la roca, parámetros de perforación y voladura. Con estos datos se han calculado los resultados usando el modelo matemático Kuz-Ram, para ello se tiene elaborado un plantilla Excel, que contiene todos los datos requeridos y devolviendo los resultados confiables, con errores mínimos.

El modelo matemático Kuz – Ram, devuelve resultados que se desea variando los parámetros de perforación y voladura con una variación aceptable hasta de 3%, tal como sucede en las voladuras No 1, No 2 y No 3. Sin embargo en la predicción de la voladura No 4, sucede una variación mucho más amplia hasta de 10%, con fragmentos mucho más gruesos, debido a la forma del proyecto de voladura que es un rectángulo de 11.33 x 64.50m, donde la energía del explosivo no trabajan adecuadamente, por la amplia cara libre, generando mayor cantidad de bancos.

La evaluación que se realizada por medio fotográficos y alimentados al software WiFrag, nos dio un resultado de la fragmentación de cada voladura. Esta evaluación tiene un error entre +- 3% que siempre debe ser tomado en cuenta para cada proyecto de voladura ejecutada.

Tabla 27: *Evaluación de la fragmentación teórica vs real*

EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN TEORICO VS REAL				
DESCRIPCIÓN	Vol. No 1	Vol. No 2	Vol. No 3	Vol. No 4
DIMENSIONES DE LA VOLADURA				
Ancho Prom. (m)	24.80	18.80	24.00	11.33
Largo Prom. (m)	26.80	38.00	72.00	64.50
Altura Prom. (m)	5.00	4.75	5.20	4.40
PARAMETROS DE PERFORACIÓN				
Diámetro de Broca (Pulg)	3	3	3	3
Altura de Perforación (m)	5	4.75	5.2	4.4
Burden (m)	1.8	1.5	1.5	1.55
Espaciamiento (m)	1.8	1.5	1.5	1.8
PARAMETROS DE CARGUÍO				
Explosivo de Fondo	Anfo	Anfo	Anfo	Anfo
Carga por Taladro (Kg/Tal)	15.33	14.42	15.33	13.14
Altura de Carga (m)	4.2	3.95	4.2	3.6
Taco (m)	0.8	0.8	1	0.8
Densidad del Explosivo (gg/cc)	0.8	0.8	0.8	0.8
Factor de Carga (Kg/m3)	0.95	1.35	1.31	1.07
RESULTADOS DE LA FRAGMENTACIÓN				
Fragmentación predecida % Pasante 5 pulg.	61.7	79.7	77.2	70.9
Fragmentación Real % Pasante 5 pulg.	65.5	81.9	78.3	62.1
Variación %	5.80%	2.69%	1.41%	-14.15%
Fragmentación predecida % Pasante 10 pulg.	93.6	99.0	98.5	97.5
Fragmentación Real % Pasante 10 pulg.	94.7	96.5	93.5	90.1
Variación %	1.16%	-2.60%	-5.26%	-8.24%

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en la fragmentación de la malla pasante de 5 pulgadas, nos muestra como resultado una variación positiva, obteniendo mayor cantidad pasante de mineral y además es muy importante el tamaño y forma de voladura para la obtención de mayor cantidad de finos.

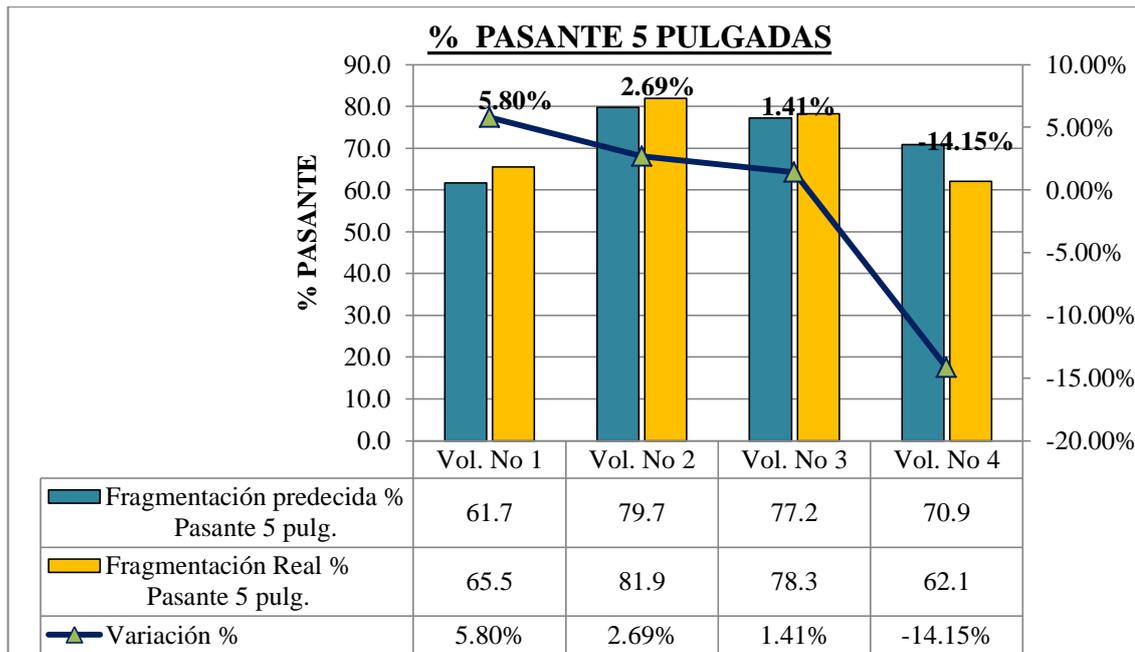


Figura 32. Variación de la fragmentación predecida vs la fragmentación obtenida malla 5pulg. Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos en la fragmentación de la malla pasante de 10 pulgadas, nos muestra como resultado una variación negativa, obteniendo menor cantidad pasante de mineral con respecto a la predicción realizada y además es muy importante el tamaño y forma de voladura.

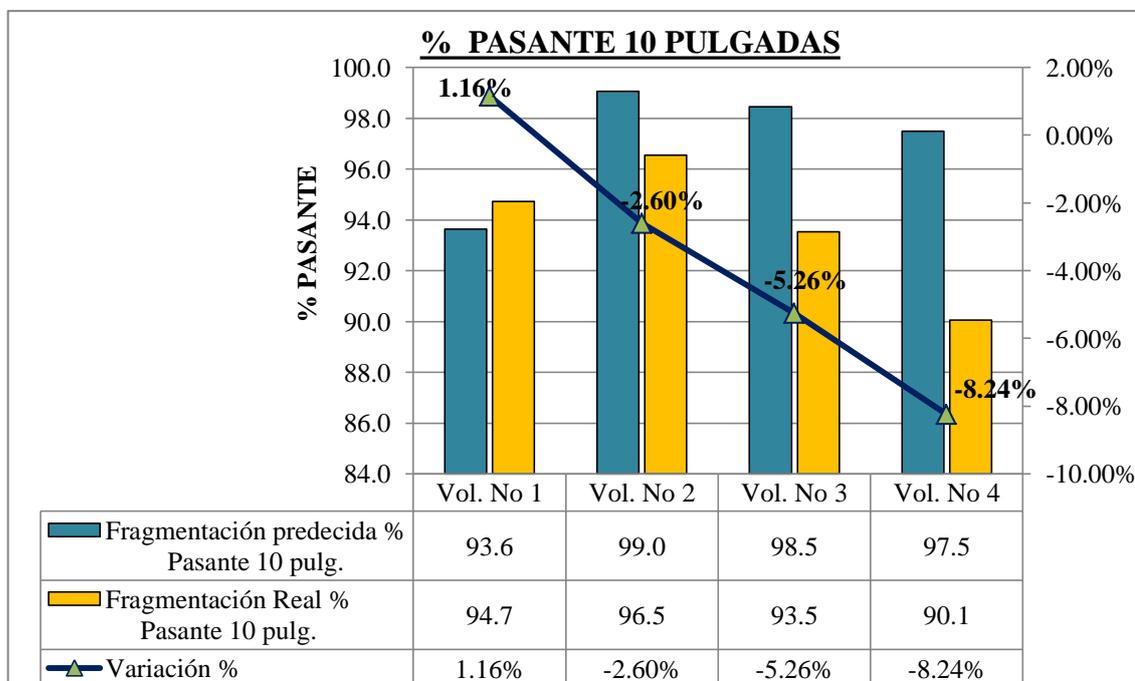


Figura 33. Variación de la fragmentación predecida vs la fragmentación obtenida malla 10 pulg. Fuente: Elaboración propia

En la voladura No 1, se logra el objetivo de pasar el 94.7% de mineral con malla de -10 pulgadas, manteniendo los parámetros de perforación, incrementando el factor de carga de 0.90 a 0.95 Kg/m³ y controlando mejor la operación unitaria de perforación y voladura, sin embargo en esta voladura no se logra la cantidad de finos que se requiere, solamente se llega a pasar el 65.5% de mineral con tamaño de 5 pulgadas, pero la predicción de la fragmentación está en un rango de variación de +-2.5%.

En la voladura No 2, se logra mejorar los resultados de la voladura No 1, con un pasante de 96.5% de la malla -10 pulgadas, también se logra la cantidad de finos que se requiere logrando pasar el 81.9% de mineral con malla - 5 pulgadas. Para lograr estos objetivos fue la completa variación de los parámetros de perforación y voladura incrementando el factor de potencia a 1.35 Kg/m³.

En la voladura No 3, se logra un pasante de 93.5% a la malla -10 pulgadas y un 78.3% a la malla de -5pulgadas, siendo aceptable los valores por la variación de +-2.5% en los resultados. Para obtener estos resultados se ha bajado ligeramente el factor de carga de 1.35 kg/m³ de la voladura No 2 a 1.31 kg/m³.

En la voladura No 4, en la cual el proyecto de voladura era un rectángulo de 11.33 m de ancho por 64.50 m de largo, en la cual la cara libre es el largo. Este proyecto de voladura fue realizado con el apoyo de asistencia técnica de FAMESA EXPLOSIVOS, debido a que las voladuras de similar forma, no se lograba una adecuada fragmentación real a lo que se obtenía con la predicción de la fragmentación. Esta voladura se realizó con una malla triangula controlando los parámetros de perforación y voladura estrictamente, dando un resultado de 90.1% de malla pasante de -10pulgadas y 62.1% de malla -5 pulgadas. Siendo la mayor variación en la cantidad de finos 14.5%, llegando a una conclusión que el modelo matemático Kuz-Ram no toma en cuenta la forma y el tamaño de voladura, sobre todo la relación de la cara libre con el volumen de la voladura.

Con las voladuras anteriores se ha mejorado en la planificación de la forma y tamaño del proyecto de voladura, con la finalidad de lograr los objetivos propuestos

Con el incremento de factor de carga en un promedio a 1.30 Kg/m³ se ha logrado reducir la cantidad de mineral para la rotura con voladura secundaria y equipo rompe banco a un 5% de la voladura primaria.

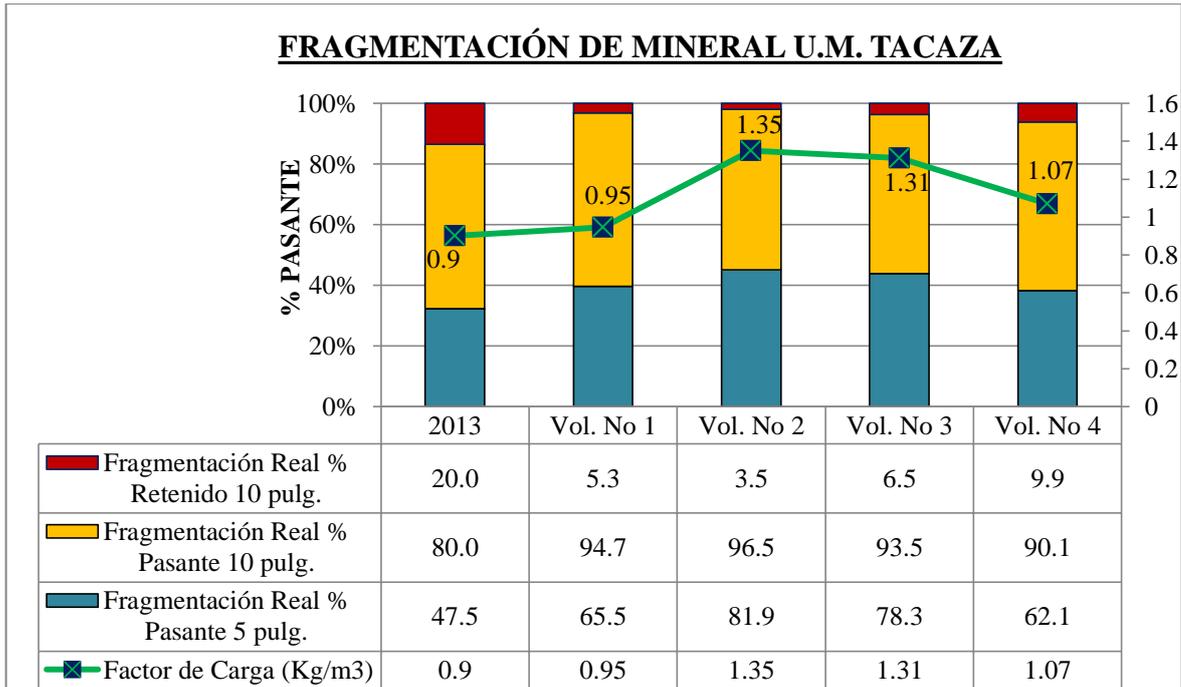


Figura 34. Fragmentación vs factor carga. Fuente: Elaboración propia

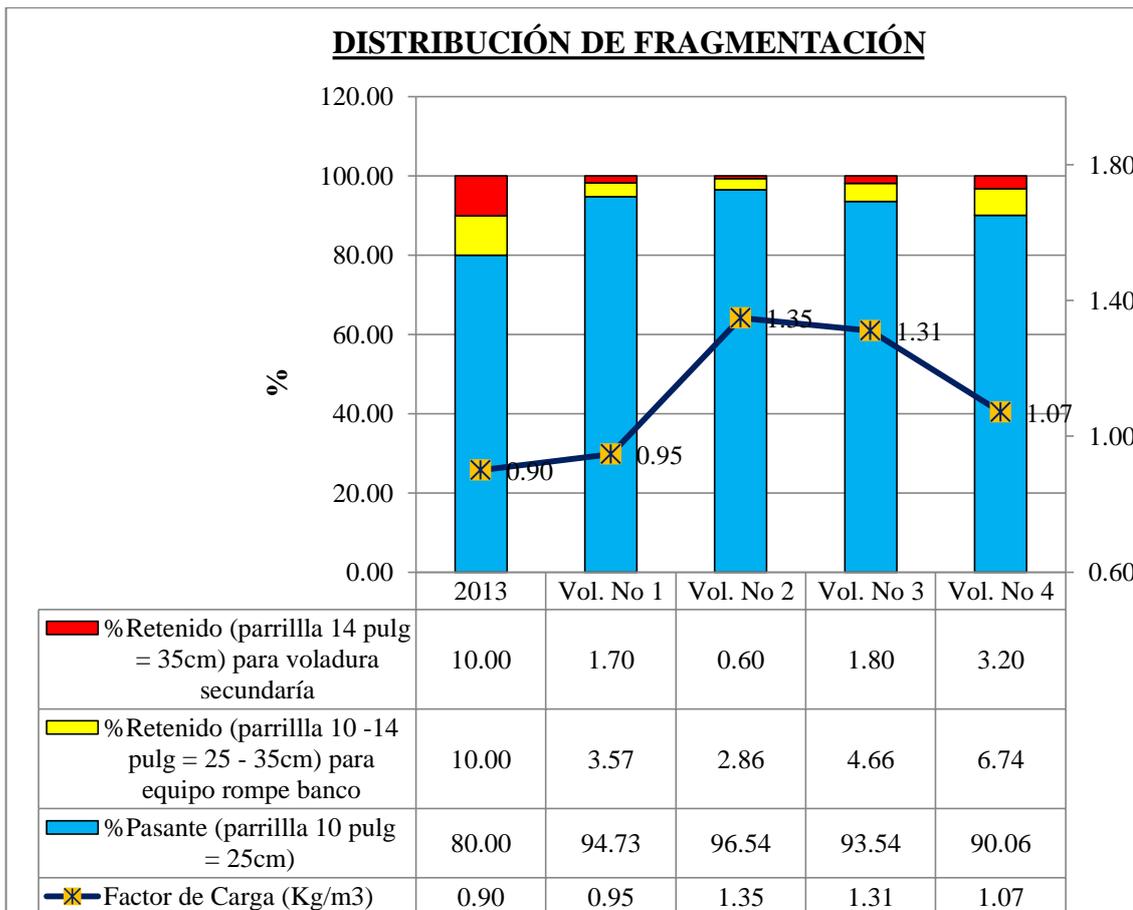


Figura 35. Distribución de la fragmentación vs factor de carga. Fuente: Elaboración propia

5.2 Análisis de curvas de fragmentación.

Para este análisis usamos el índice de uniformidad que varían entre 0.8 a 2.2; un valor alto indica una fragmentación uniforme, mientras que los valores pequeños reflejan cantidades importantes en finos como en tamaño de gruesos.

Es importante mencionar que las voladuras sean mucho más grandes la curva indica que tiene mucho más finos menores los 5 pulgadas que la curva que ha sido predecido por Kuz-Ram. La curva en la parte superior siempre está debajo de la curva que ha sido predecido, indicando que se tiene mayor cantidad de gruesos que la predicción.

Tabla 28: Análisis de la curva de la fragmentación

ANÁLISIS DE CURVA DE LA FRAGMENTACIÓN				
DESCRIPCIÓN	Vol. No 1	Vol. No 2	Vol. No 3	Vol. No 4
DIMENSIONES DE LA VOLADURA				
Ancho Prom. (m)	24.80	18.80	24.00	11.33
Largo Prom. (m)	26.80	38.00	72.00	64.50
Altura Prom. (m)	5.00	4.75	5.20	4.40
CURVA DE LA FRAGMENTACIÓN				
Fragmentación predecida D10 (cm)	3.0	2.3	2.3	2.8
Fragmentación Real D10 (cm)	3.9	2.8	2.1	2.1
Variación (cm)	-0.9	-0.5	0.2	0.7
Fragmentación predecida D25 (cm)	5.7	4.3	4.4	5.1
Fragmentación Real D25 (cm)	6.2	4.4	3.6	5.5
Variación (cm)	-0.5	-0.1	0.8	-0.4
Fragmentación predecida D50 (cm)	10.1	7.5	7.8	8.9
Fragmentación Real D50 (cm)	9.6	7.4	6.0	9.9
Variación (cm)	0.4	0.1	1.8	-1.0
Fragmentación predecida D75 (cm)	15.7	11.6	12.2	13.7
Fragmentación Real D75 (cm)	16.0	11.2	11.8	15.9
Variación (cm)	-0.3	0.4	0.4	-2.3
Fragmentación predecida D90 (cm)	21.8	16.0	17.0	18.7
Fragmentación Real D90 (cm)	23.8	15.6	19.5	24.9
Variación (cm)	-2.0	0.4	-2.5	-6.2

Fuente: Elaboración propia

5.3 Análisis de costos

En las voladuras No 1 y No 4, el costo total de voladura se ha reducido de 1.88 US\$/tms a 1.68 US\$/tms y 1.78 US\$/tms respectivamente. Sin embargo estas voladuras no ayudan en los objetivos propuestos para la obtención de cantidad de material fino requerido para aumentar la capacidad de tratamiento de la planta concentradora.

Las voladuras No 2 y Voladura No 3, son los adecuados para cumplir los objetivos con los tamaños adecuados de fragmentación. Estas voladura tienen un incremento en costo global de perforación y voladura de 1.88 US\$/tms a 1.98 US\$/tms, con una diferencia de 0.20 US\$/tms, a pesar que se ha reducido de 0.31 US\$/tms las voladura secundaria y equipo y el uso de equipo rompe banco a 0.095 US\$/tms.

Los resultados del costo total de extracción de mineral, integrando perforación, voladura, carguío, transporte y servicios mina, se logra reducir el costo de 3.59 US\$/tms a 3.54 US\$/tms.

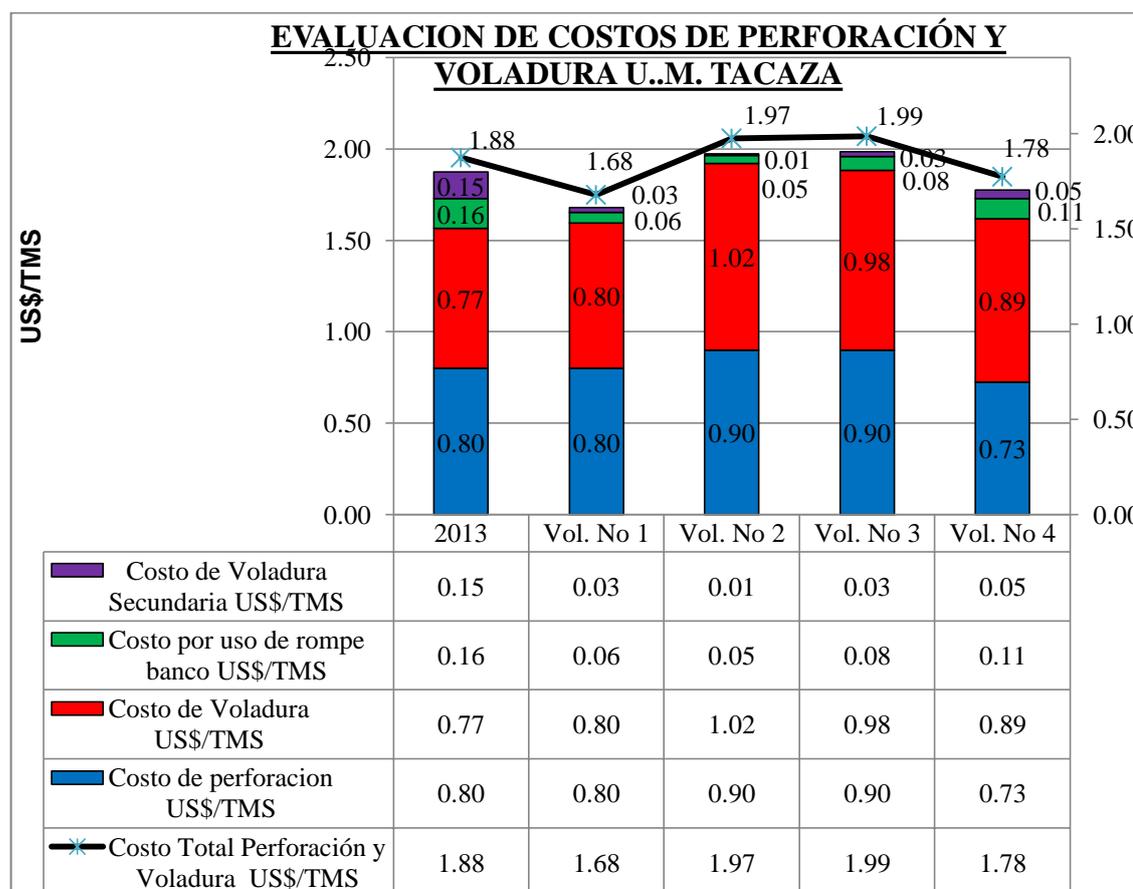


Figura 36. Evaluación de costos de perforación y voladura. Fuente: Elaboración propia

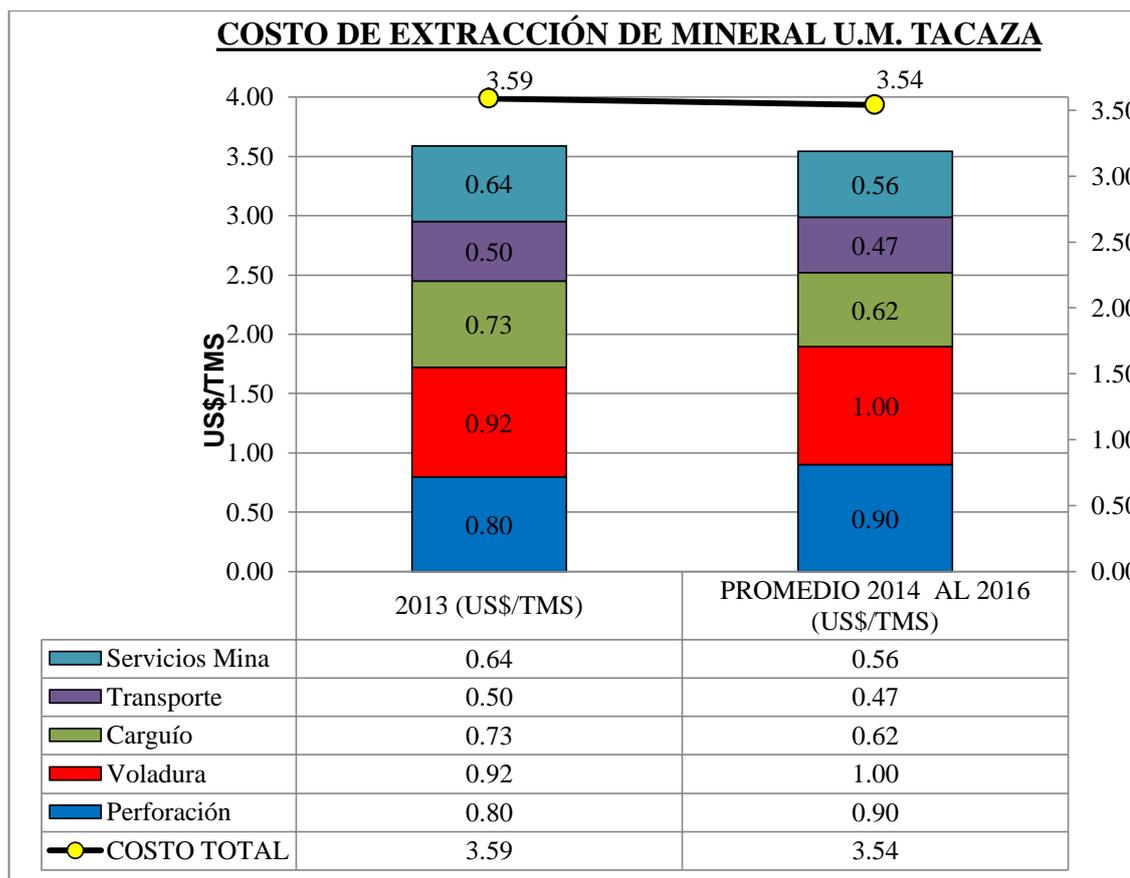


Figura 37. Evaluación de costos de extracción de mineral. Fuente: Elaboración propia

Los mejores resultados en la cantidad de procesamiento de mineral se dieron en el año 2014, llegando a tratar hasta 850TMS puntualmente, con un promedio anual de 820 TMSD en una planta de capacidad de tratamiento de 750 TMSD, sin embargo para lograr este tratamiento se tuvo los siguientes inconvenientes:

- No había suficientes celdas de flotación instalados, ocasionando la saturación de las mismas.
- Se ha requerido la adicción de mayor cantidad de reactivos para lograr bajar el tiempo de floculación.
- Se ha instalado mayor cantidad de celdas de flotación para mejorar la recuperación metalúrgica, la cual por limitaciones de energía de Electro Puno operó con generación de energía eléctrica por Grupos Electrógenos.
- Los equipos instalados de planta presentaban mayores fallas por el sobreesfuerzo.

Todo estos inconvenientes ha reflejado con resultado en incremento de costo de flotación de 4.06 US\$/tms a 4.79 US\$/tms.

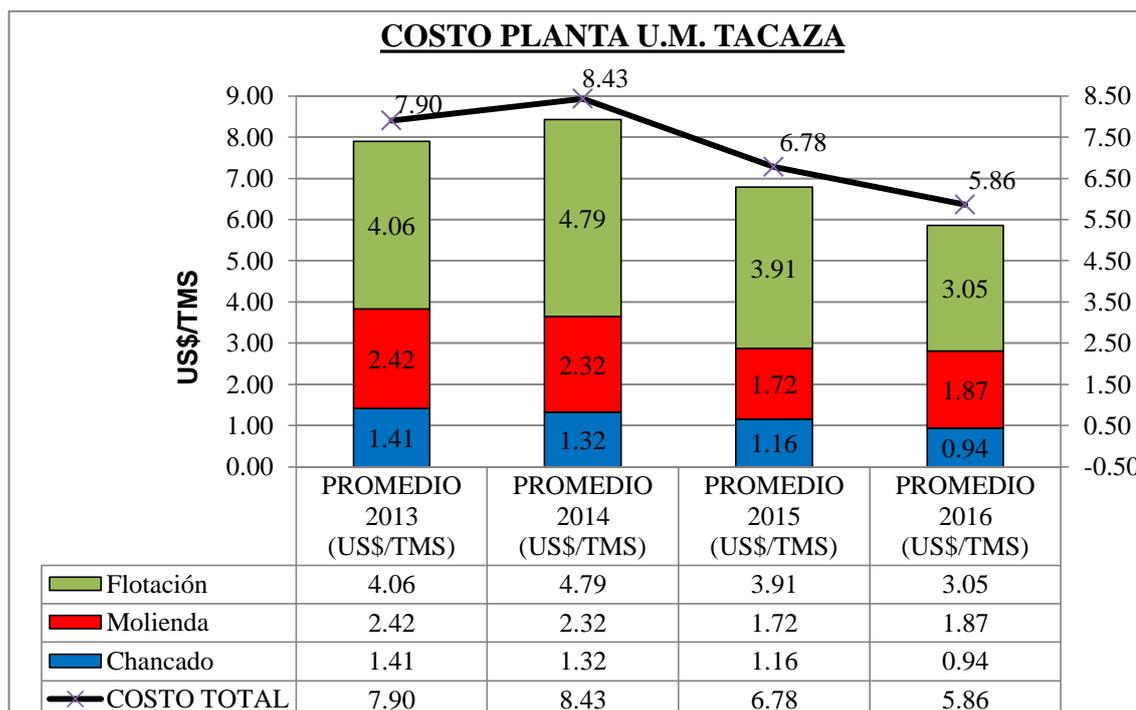


Figura 38. Evaluación de costos de planta concentradora. Fuente: Elaboración propia

En los costos del año 2015 y hasta junio del 2016, se ha logrado encontrar el tonelaje óptimo para el tratamiento en la planta concentradora a razón de 800 TMSD, con el cual los costos de producción se han reducido de 25.35 US\$ a 21.50 US\$/TMS, esto fue mucho más rentable que realizar un tratamiento de 820 TMSD.

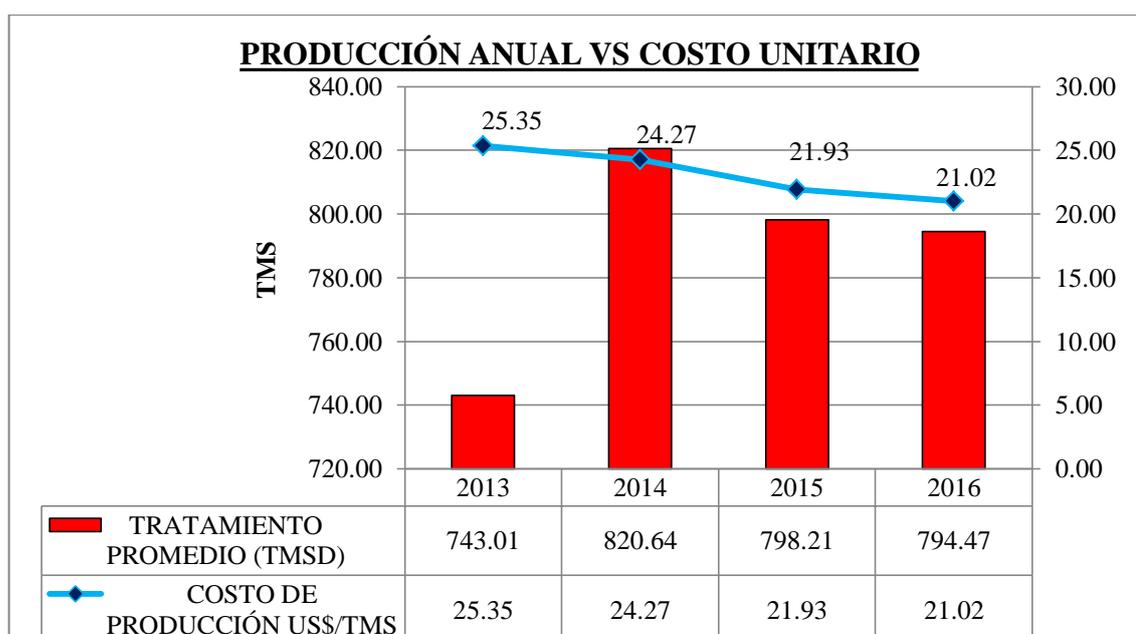


Figura 39. Evaluación de costos de planta concentradora. Fuente: Elaboración propia

Finalmente presentamos el cuadro consolidado de las cuatro voladuras realizadas, con la finalidad de decidir cuáles son los que cumplen nuestros objetivos planteados. Las voladuras No 2 y No 3, son los que cumplen nuestros objetivos, donde se han obtenido el 80% de malla pasante de 5 Pulg y el 95% tiene una malla pasante de 10 pulg, con el cual resta el 5% de mineral para ser fragmentado con voladura secundaria y uso de equipo rompe banco.

Los parámetros de perforación adoptados, es reducir la malla de perforación de 1.80m x 1.80m a 1.50mx1.50 e incrementar el factor de carga de 0.90 Kg/m³ a 1.30 Kg/m³, esto nos garantiza la fragmentación deseada.

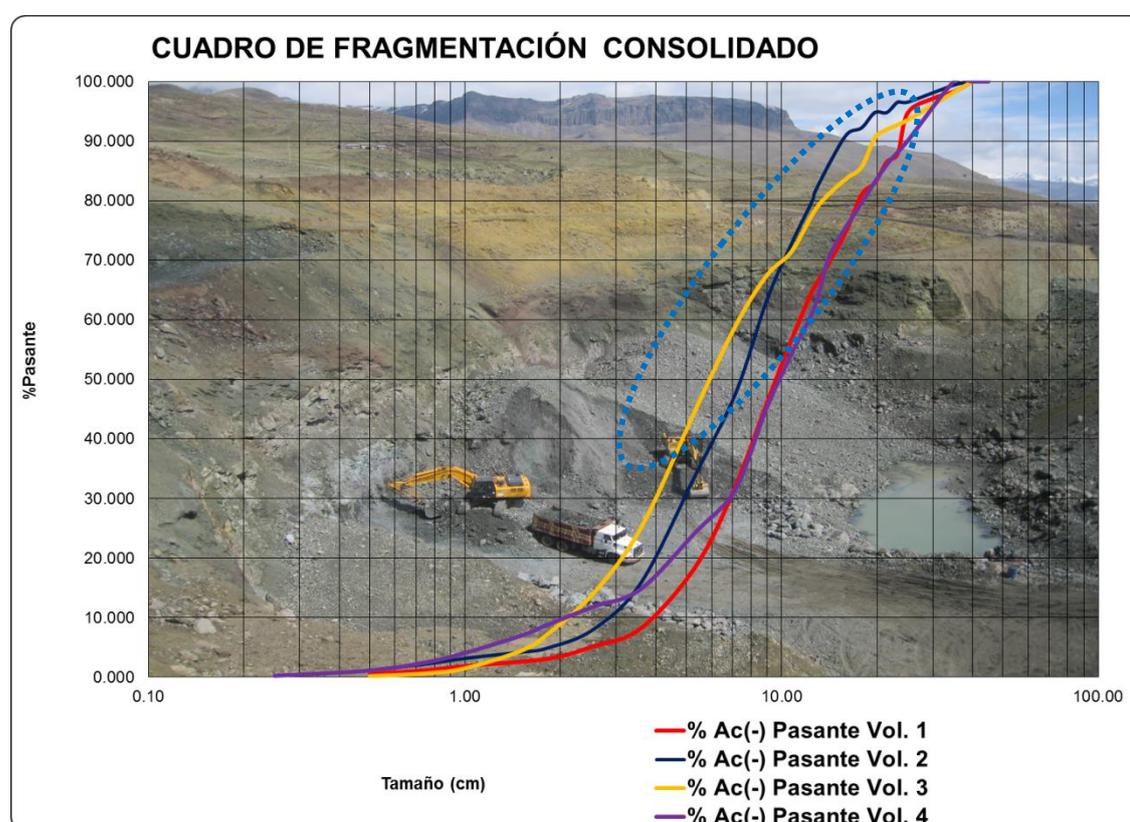


Figura 40. Curvas de fragmentación real. Fuente: Elaboración propia

También se ha realizado un análisis del Valor Neto, con la finalidad de determinar el tratamiento óptimo de la planta concentradora en las condiciones de limitación de energía, en la cual se ha determinado un ritmo óptimo de tratamiento de 800 TMSD, donde el valor neto fue lo más óptimo con 24 US\$/TMS.

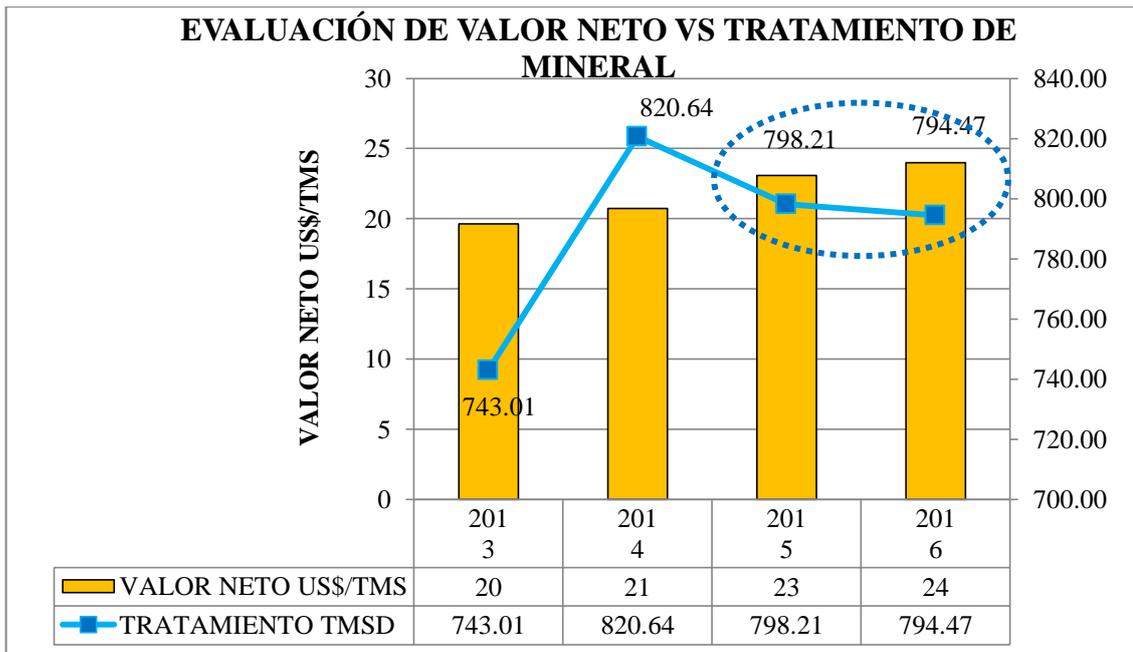


Figura 41. Valor neto versus tratamiento de mineral. Fuente: Elaboración propia

5.4 Comparación de los resultados con otras fuentes.

- En la Investigación “PLANIFICACIÓN Y PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LAS VOLADURAS A CIELO ABIERTO”, para lograr la fragmentación deseada se reduce la malla de perforación con el modelo matemático Kuz-Ram, la cual concuerda con nuestros resultados.
- En la Investigación titulada “Diseño de mallas de perforación y voladura Subterránea aplicando un Modelo Matemático de áreas de influencia” se obtiene los resultados que solo para cortes en paralelo, fue posible utilizar el análisis granulométricamente para pronosticar y evaluar si la malla de perforación y voladura era el ideal. Donde se usó el modelo predictivo de Kuz-Ram como herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de la malla.

El modelo matemático calculada apropiadamente con los parámetros correctos que lo requiere para a ser una herramienta muy poderosa para predecir las voladuras, lógicamente tiene errores aceptables que uno va adquiriendo con el pasar del tiempo.

- En la investigación “Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso minera Yanacocha)”, se profundiza mucho más las voladuras,

reduciendo los parámetros de perforación, aprovechando al máximo la energía de los explosivos.

El siguiente paso para estudio deberá ser la optimización de la voladura logrando una buena impedancia de la roca vs explosivo, selección del explosivo adecuado, con la finalidad de lograr una buena fragmentación al menor costo posible.

- La Investigación titulada “Evaluación de Voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte -U/P Culebrillas”. Para lograr una buena voladura se realizó la evaluación geomecánicas constante en las labores mineras esto redujo en un 51% las fallas de voladuras.

La caracterización del yacimiento es primordial para una buena voladura, las evaluaciones geomecánicas realizadas como primera labor para nuestro proyecto nos sirvió para lograr los resultados que se ha deseado.

CONCLUSIONES

Utilizando el modelo matemático de predicción de voladura Kuz-Ram, se logró proveer desde la mina un material de un 80% con fragmentos menores a 5 pulgadas, con la finalidad de satisfacer las necesidades de la Planta Concentradora.

La fragmentación deseada se logró variando los parámetros de perforación y voladura, reduciendo el burden y espaciamiento de 1.80m X 1.80m a 1.50m X 1.50m.

Con el adecuado diseño de perforación y voladura se logró la reducción de las voladuras secundarias y el uso de equipos rompe banco del 20% hasta menos de 5%, de este total el 1% con dimensiones superiores a los 35 cm es para voladura secundaria y el 4% con tamaños entre 25 cm a 35 cm es para la reducción con equipo rompe banco.

Con el presente trabajo se ha logrado satisfactoriamente el incremento de la producción en la planta concentradora de 720 TMSD hasta 850 TMSD puntualmente, con un promedio de 820 TMSD en el año 2014.

Se ha determinado el ritmo óptimo de tratamiento de la planta concentradora de 800 TMSD.

Se han reducido los costos de producción de 25.34 US\$/tms en el año 2013 a 21.03 US\$/tms hasta junio del año 2016.

El modelo Kuz-Ram, no toma en cuenta la forma, tamaño y la secuencia de salida de las voladuras, que son parámetros importantes para el resultado de la fragmentación de cada voladura.

RECOMENDACIONES

La variable “Fragmentación” es la que interrelaciona a todas las operaciones minero-metalúrgicas. Por ello se debe enfatizar que si se quiere optimizar la rentabilidad de cualquier complejo minero-metalúrgico; se tiene que optimizar “LA FRAGMENTACIÓN”, porque ésta es la única variable aleatoria que interrelaciona a todas y cada una de las operaciones mineras.

Se debe zonificar la mina por tipo de roca de tal manera que se haga un buen diseño de malla y un uso racional del explosivo.

Continuar con la evaluación de las voladuras, con la finalidad de establecer un parámetro de corrección para cada voladura según su el tamaño, forma, retardos utilizados, explosivos utilizados, detonadores electrónicos y secuencia de salida de voladura.

Para lograr una mejor optimización de la fragmentación se deben conocer cuantitativamente las características geomecánicas y la clasificación del macizo rocoso. Para ello se tiene que usar las características geomecánicas dinámicas de las rocas; por que los modelos matemáticos usados en el tercer milenio no aceptan valores estáticos.

La fragmentación más fina es perjudicial en zonas con alta presencia de agua, debido a la pérdida de finos y apelmazamiento de mineral en la chancadora y zarandas.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguilera, & Campos. (2008). Fragmentación: ¿Distribución de tamaños o distribución de distribuciones? VIII ASIEX. Pucón, Chile.
- Aler, & Du Mouza. (1996). Measuring fragmentation efficiency of mine blasts, FRAGBLAST 5. Montreal, Canada.
- Ary, Donald y Otros. (1993). Metodología Estadística.
- Bergmann. (1983). Effect of explosive properties, rock type and delays on fragmentation in large model blasts. 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting . Lulea, Sweden.
- Cataldo, A. (1992). Manual de Investigación Científica . Lima: Editorial Eximpress.
- CIEMSA. (2017). Plan de minado año 2017. Puno.
- CIEMSA, C. d. (2009). Estudio de Impacto Ambiental del proyecto minero metalurgico Tacaza. Lima.
- CIEMSA, C. d. (2014). Plan de Minado - Ampliación de producción a 800 TMSD. Puno.
- CIEMSA, C. d. (2015). Estudio de Estabilidad de Taludes Tajo Central U.M. TACAZA. Lima.
- Cunningham , C. (1987). Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model- four years on . Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, (pp. 475-487). Keystone.
- Cunningham, C. (1983). The Kuz-Ram model for predicction of fragmentation from Blasting. Proc. 1st Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting (pp. 439-453). Luleå, Sweden,,: Recuperado (<https://es.scribd.com/document/42465299/KUZ-RAM>).
- Cunningham, C. (2005). The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on. 3rd EFEE Conference Proc, (pp. . 201-210). Brighton, England.
- Davila, & Quiroz. (2010). Influencia de la Voladura en el Throughput del Molino. Symposium Perforación y Voladura de Rocas. Huaraz - Perú.
- Exsa, E. 4. (2010). MANUAL PRACTICO DE VOLADURA. LIMA.
- Fernandez, J. L. (2012). Inmportancia de la Fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso minera Yanacocha). Lima.
- Ferrer, A. B. (2014). Evaluación del funcionamiento de sistemas de analisis digital de iagenes - WipFrag y Split Online.

- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Inst. of Mining and Metallurgy. London.
- ISEE. (1998). *Blaster's Handbook - 7Th Edicion*. 7Th Edicion.
- Katsabanis, & Liu. (1996). *Delay requirements for fragmentation optimization, FRAGBLAST 5*. Montreal, Canada.
- Katsabanis, P. D., Tawadrous, A., Braun, C., & Kennedy, C. (2006). *Timing Effects on Fragmentation*. Proceedings of the 32nd Conference on Explosives and Blasting Technique. ISEE, Dallas.
- Kerlinger, F. y Otros. (2002). *Investigación del comportamiento*. México: Editorial Interamericano.
- Konya, C. J., & Albarran, E. N. (1998). *Diseño de Voladuras*. México: Ediciones Cuicatl.
- Kuznetsov, V. (1973). *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock*. Soviet Mining Sci, 9: 144–148.
- Lilly, P. (1986). *An empirical method of assessing rock mass blastability*. Proc. Large Open Pit Mine Conference, (pp. 89-92). Australia Octubre 1986.
- Lopez Gusman, M. A. (2014). *Aplicación del modelo Kuz-Ram para la determinación de fragmentación de la roca Traquita*. Puno.
- Mayer, J. (2005). *Metodología Experimental*.
- McKenzie. (1994). *Estado del arte de la Tronadura*. ENAEX - Gerencia Técnica.
- Oseda, D. (2008). *Metodología de la Investigación*. Perú: Editorial Piramide.
- Restituto, S. (2002). *Tesis Doctorales u Trabajo de Investigación Científica*. México: Editorial Paraninfo.
- Serafim, J., & Pereira, J. (1983). *Considerations on the geomechanical classifications of Bieniawski*. Lisbon - Portugal.
- Sheorey, P. R. (1994). *A theory of in-situ stress in isotropic and transversely isotropic rock*.
- Stagg , & Rholl. (1987). *Effects of accurate delays on fragmentation for single*. 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Colorado, USA.
- Vanbrabant, & Espinosa. (2006). *Impact of short delays sequence on fragmentation by means of electronic detonators: theoretical concepts and field validation*. 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting - FRAGBLAST 8. Santiago de Chile - Chile.

ANEXOS

ANEXO No 1

PLANOS

PLANO 1:



Plano 2

PLANO 3:



PLANO 4



PLANO 5



PLANO 6



PLANO 7



PLANO 8

ANEXO No 2

ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN POR FAMESA EXPLOSIVOS

REALIZADO EL 20 DE OCTUBRE DEL 2013









ANEXO No 3

ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN POR FAMESA EXPLOSIVOS

REALIZADO EL AÑO 2017





ANEXO 4

PANEL FOTOGRAFICO:

FOTO No 1: Planta concentradora U.M. Tacaza



FOTO No 2: Tajo lado Sur U.M. Tacaza



FOTO No 3: Tajo lado Norte U.M. Tacaza

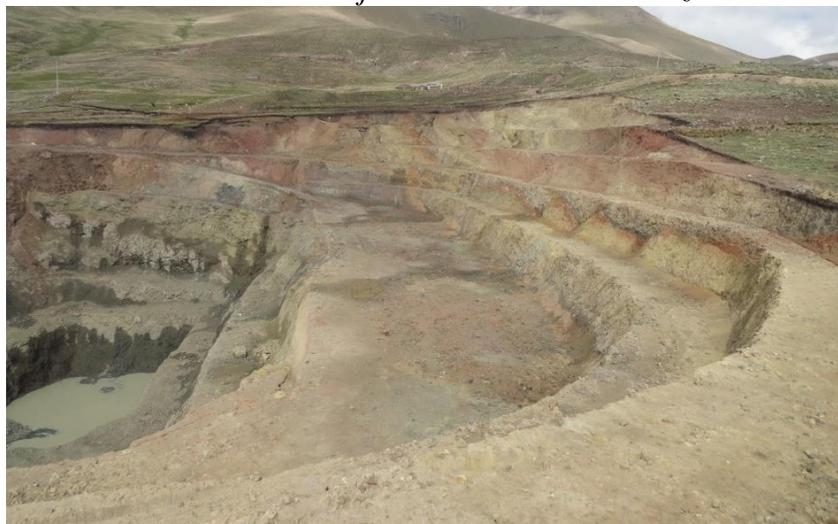


FOTO No 4: *Contenedor de relaves en el tajo U.M. Tacaza*



FOTO No 5: *Cierre progresivo de tajo minado U.M. Tacaza*



FOTO No 6: *Foto tomada de la voladura No 1, Banco 4315 S.*



FOTO No 7: Foto tomada de la voladura No 2, Banco 4320 SE.



FOTO No 8: Foto tomada de la voladura No 3, Banco 4325 S.



FOTO No 9: Foto tomada de la voladura No 3, Banco 4325 S.



FOTO No 10: Foto tomada de la voladura No 4, Banco 4320 S.



FOTO No 11: Foto tomada de la voladura No 4, Banco 4320 S.

