



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**REDISEÑO DE PLANTILLAS DE
BARRENACIÓN PARA UNA
CANTERA EN SILAO**

INFORME DE ACTIVIDAD PROFESIONAL

Que para obtener el título de
Ingeniero de Minas y Metalurgista

P R E S E N T A

Benjamín Hidalgo Sánchez

ASESORA DE INFORME

Ing. Soledad Viridiana Guzmán



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2018

AGRADECIMIENTOS

Durante 5 años de la carrera, en los que tuve desvelos y momentos de frustración, pero también logros y momentos de felicidad y alegría logré tener los mejores amigos y sobre todo una excelente educación en esta gran institución la **Universidad Nacional Autónoma de México, Mi alma Mater**. Gracias por sus excelentes instalaciones y sus grandiosos profesores Orgullosamente recordare con alegría todos los buenos momentos.

Quiero agradecer especialmente a quien estuvo presente durante mi formación:

A mi **padre**, por su apoyo incondicional en todo momento, para que pudiera alcanzar mis metas y logros profesionales. Por sus consejos que siempre me guiaron para estar y ser quien soy. Te quiero papá.

A mi **madre**, que con su determinación y consejos nunca dejo que me alejara de mis objetivos y que a pesar de momentos de dificultades siempre estuvo presente para ser de mí una persona de bien y lograr ser un profesionista. Te quiero mamá.

A mi **hermano**, por ser un ejemplo de esfuerzo en alcanzar las metas que se propone y así ser un impulso para seguir adelante con mis metas. Te quiero hermano.

A mi **esposa**, quien ha estado presente en la última etapa de este gran logro y que me ha apoyado en momentos muy difíciles para poder continuar con la conclusión de este grado el cual es la titulación. Amada esposa, te amo profundamente.

ÍNDICE

1.	INTRODUCCIÓN	1
2.	OBJETIVOS	2
3.	ANTECEDENTES	2
3.1.	DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN EN MINA.....	2
	UBICACIÓN	2
3.2.	OPERACIÓN MINA	3
	CICLO DE MINADO.....	3
	BARRENACIÓN	3
	VOLADURA.....	4
	REZAGADO Y ACARREO	5
3.3.	DESCRIPCIÓN DE PLANTA DE TRITURACIÓN	6
3.3.1.	SECTOR PRIMARIO	6
3.3.2.	SECTOR SECUNDARIO.....	6
3.3.3.	SECTOR TERCIARIO.....	7
3.3.4.	LABORATORIO	10
3.4.	ANÁLISIS CAUSA RAÍZ.....	11
	CAUSAS FÍSICAS	12
	CAUSAS HUMANAS.....	12
	CAUSAS DEL SISTEMA.....	12
	METODO DE LOS 5 ¿POR QUÉ?	12
4.	DEFINICIÓN DE LA PROBLEMÁTICA.....	13
4.1	ROCAS DE SOBRE TAMAÑO.....	13
4.2.	MATERIAL FINO	16
5.	DEFINICIÓN DEL PROYECTO	18
5.1	VOLADURA Y PLANTILLA DE BARRENACIÓN PREVIOS AL PROYECTO	19
	BORDO.....	19
	ESPACIAMIENTO.....	20
	TACO	21
	SUB-BARRENACIÓN	21
	ALTURA MÍNIMA DE BANCO	22
	CARGA DE FONDO	23

CARGA DE COLUMNA	23
EL FACTOR DE CARGA.....	24
5.2. RESULTADOS DE LAS VOLADURAS PREVIAS AL PROYECTO.....	24
6. DEFINICIÓN DEL PROYECTO	25
6.1. VARIACIÓN DEL TACO	25
RESULTADOS.....	26
6.2. VARIACIÓN DEL BORDO Y EL ESPACIAMIENTO	30
RESULTADOS.....	31
6.3. VARIACIÓN DEL FACTOR DE CARGA.....	34
7. CONCLUSIONES	36
REFERENCIAS.....	37

1. INTRODUCCIÓN

El presente informe está redactado con la finalidad de dar a conocer las actividades realizadas en el puesto de supervisor de mina en una empresa líder en el ramo de agregados pétreos ubicada en Silao, Guanajuato.

El proyecto de rediseño de plantillas de barrenación, propuesto y puesto en marcha, surge de la necesidad de dar solución a una serie de problemas que se presentaban en el circuito de trituración de la planta y tomando como base la metodología del análisis de la causa raíz de un problema encontrando con ello la solución, la cual se presenta a lo largo de este trabajo.

Rediseñar la plantilla de barrenación con el fin de optimizar el tamaño de fragmentación de la roca y en consecuencia mejorar los procesos obteniendo al final un beneficio económico sustancial para la empresa.

Para realizar este proyecto fue necesario analizar una serie de parámetros relacionados con la voladura, taco, bordo, espaciamiento y factor de carga; modificándolos para poder evaluar los resultados. Medir los tiempos de paro del circuito de trituración previos y posteriores al proyecto y traducir todo a cuestiones económicas, obteniendo resultados favorables para la operación tanto de mina como de planta.

2. OBJETIVOS

El proyecto rediseño de plantillas de barrenación se genera para resolver una serie de problemas que causaba, los tamaños diversos de roca que se obtenían después de la voladura, los cuales causaban paros en el circuito de trituración a lo largo de toda la planta, causando condiciones inseguras pérdidas de tiempo y económicas.

3. ANTECEDENTES

3.1. DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN EN MINA

UBICACIÓN

La mina y planta de trituración donde se desarrolló este proyecto se encuentra localizada dentro del municipio de Silao en el estado de Guanajuato en las siguientes coordenadas: Latitud.- 20°56´ 59.1´´ N, Longitud.- 101°31´ 50.3´´ O, como se muestra en la Fig. 1. El acceso a la unidad es por la carretera federal 45 en el tramo Irapuato-León en el Km 160.

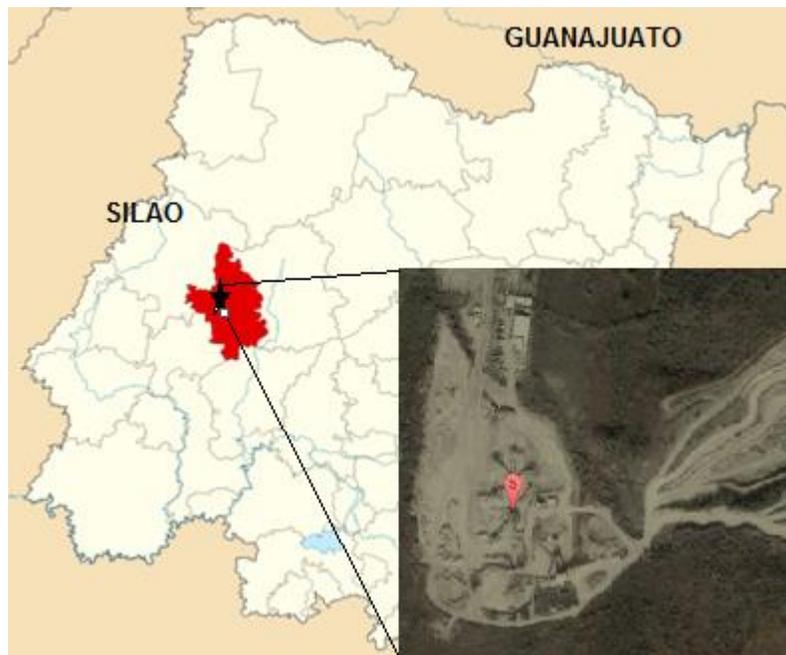


Fig. 1. Ubicación, Planta en Silao Gto.

La empresa está enfocada a la explotación y trituración de materiales para la construcción, específicamente agregados pétreos y materiales terminados como: Grava 1 1/2", Grava 3/4", Sello 3/8" (3A y 3E), Arena de concreto, Arena asfáltica y Base Hidráulica

3.2. OPERACIÓN MINA

En la unidad, se lleva a cabo la explotación de basalto andesítico a cielo abierto, utilizando el método de banqueo múltiple. El ritmo de explotación es de 3600 ton/día y 1,100,000 toneladas al año.

El área de operación mina cuenta con 2 turnos ambos de 10 horas, el turno de primera inicia a las 08:00 am y termina a las 18:00 pm. El segundo turno tiene inicio a las 22:00 pm y finaliza a las 8:00 am del día siguiente, lo que significa un paro de operación de 4 horas entre 18:00 y 22:00 horas donde regularmente se da mantenimiento a equipos móviles y fijos. Las cuadrillas de trabajo en el área de mina son de 7 trabajadores por turno.

La operación consta de 5 bancos (banco 0, banco 1, banco 2, banco 3, banco 4) con alturas de 11 m, 12 m, 15 m, 14 m y 12 m, sin bermas de protección, el ángulo de cara del banco es de 90°, el ángulo de talud final aún no está definido.

El ancho de los caminos es de 15 metros; un poco más de 3 veces más amplio que el equipo más grande que transita el cual es: camión fuera de carretera 771D de 3.7 m de ancho; en la Tabla 1. Se describen los equipos utilizados en la mina para las operaciones unitarias.

Equipo	Marca	Rend. prom. (l/hr)	Capacidad	Observación
Excavadora 330 CL	Caterpillar	25.4	0.91 m ³	También trabaja ocasionalmente con el martillo para reducir tamaño de roca con sobre-tamaño
Cargador frontal 980H	Caterpillar	22.6	2.5 m ³	Equipo más utilizado en el cargado de camiones
Camión fuera de carretera 771D	Caterpillar	19.8	20.2 m ³	Equipo más importante en el acarreo debido al doble de su capacidad de carga respecto a los camiones de volteo
Camiones de volteo	Kenworth	6.3	14 m ³	Por lo general solo se trabaja con 2 equipos para satisfacer el ciclo de acarreo
Compresor XAS 750 (Track Drill)	Atlas Copco	20.5	13 m/hr	Generalmente solo se trabaja con un solo equipo mientras que al otro se le da mantenimiento

Tabla 1. Equipos de Mina

CICLO DE MINADO

BARRENACIÓN

La barrenación, donde comienza el ciclo de minado, la barrenación se lleva a cabo un Track drill, que opera con un compresor Atlas Copco XAS 750, broca de botones balísticos de carburo de tungsteno de diámetro 3.5 pulgadas cuenta con 6 barras de 3 metros por lo que alcanza una longitud de barrenación máxima de 18 metros.

VOLADURA

El cargado del barreno se realiza con: Emulsión (alto explosivo) de 2 x 16 pulgadas para la carga de fondo, agente explosivo (ANFO REGULAR) como carga de columna, nonel EZ DET es un sistema de iniciación no eléctrico bidireccional de superficie de retardo corto de 500 ms. en el fulminante y 25 ms. de retardo en el gancho J, el cual también tiene un fulminante en su interior, el EZ DET está conformado por un tubo de choque, que en uno de sus extremos posee un detonador de alta potencia (de fondo) y en el otro extremo un detonador de superficie de baja potencia diseñado para iniciar tubos de choque de otros barrenos, el cual se encuentra inserto en un block plástico (Gancho J) su longitud es de 80ft (24.3 m).

El detonador de alta potencia se inserta en la emulsión, se realiza un amarre con el mismo tubo de choque, esto es conocido como cebado después se introduce en el barreno, y se agrega el agente explosivo, después se rellena con grava el espacio vacío restante del barreno (taco) y por último el gancho j se amarra con el tubo de choque del barreno siguiente. Para conectar las diferentes líneas se utilizan CONNECTADET la cual es una línea troncal no eléctrica con periodos cortos de retardo y con retardos de 42ms y 65ms. Para iniciar con la voladura se arman las (Cañuelas) y se amarran con cinta de aislar al primer barreno, dichas cañuelas contienen básicamente en su interior pólvora, su longitud es de 2.5 metros y tarda en iniciar al primer barreno 6 min con 15 segundos, por lo que cada metro tarda en consumirse 2 minutos con 30 segundos. Se arman 2 cañuelas con la finalidad de asegurar que la voladura inicie exitosamente. Todos los explosivos y productos relacionados son proporcionados por la empresa EYENESA.

El factor de carga (F.C.) es relación que existe entre la cantidad en masa de explosivo que se requiere para fragmentar una tonelada de material, es decir que determina la cantidad de explosivo utilizado por tonelada de roca fragmentada. Como se verá más adelante este factor está ampliamente relacionado con los costos por tonelada del material.

$$F.C. = \frac{\text{Masa total de explosivo utilizado (Kg)}}{\text{Masa total de material fragmentado (Ton)}}$$

La voladura comienza una vez que el fuego de las cañuelas llega al primer EZDET, los cuales están conectados en serie, lo que provoca una reacción en cadena, la voladura se efectúa en cuestión de milésimas de segundo, pero con un orden secuencial empezando desde la primera línea más cercana a la cara libre, en la Fig. 2. se aprecia un ejemplo de la secuencia de disparo para un banco que producirá 38, 402 ton.

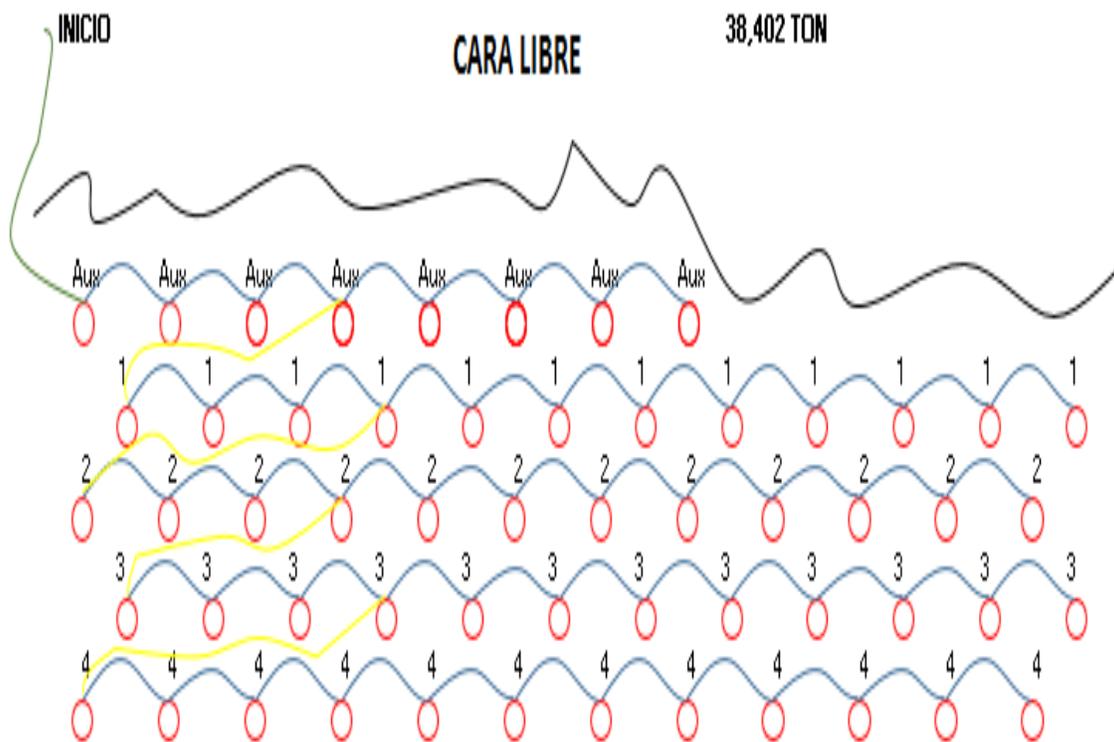


Fig. 2. Plantilla de barrenación con la secuencia de disparo

Para verificar si la voladura ha sido exitosa solamente se revisa el nonel o EZ DET del último barrenado, esto debido a su conexión en serie por lo que si este último nonel realizó su trabajo exitosamente se garantiza que todos los demás lo han hecho.

REZAGADO Y ACARREO

El rezagado del material es realizado por el cargador frontal Caterpillar 980H, cuya capacidad de su cucharón es de 2.5 m³. En algunas ocasiones el rezagado del material es efectuado por la excavadora de orugas Caterpillar 330 CL, cuyo cucharón tiene una capacidad de 0.91 m³ menor al del cargador frontal, esto debido a que en ocasiones el cargador no tiene la disponibilidad deseada debido al mantenimiento preventivo o correctivo. La excavadora trabaja rezagando material cuando se encuentran zonas donde el material no tuvo el desplazamiento deseado.

El acarreo del material de la zona de voladura a la planta de trituración se realiza con el camión fuera de carretera Caterpillar 771D cuya capacidad de carga es 38 ton y los camiones de volteo Kenworth con capacidad de carga es de 19 ton.

3.3. DESCRIPCIÓN DE PLANTA DE TRITURACIÓN

3.3.1. SECTOR PRIMARIO

El sector primario está compuesto por una tolva (211-TL1) donde se descarga el material y que con ayuda de un alimentador vibratorio (211-AV1) se logra que el material fluya hasta unos rieles o parrilla tipo Grizzly la cual tiene la función de separar el material para poder llevar la primera etapa de clasificación.

La primera parte que logra pasar sobre la parrilla es conducida hasta una placa inclinada con el fin de dar una mejor posición a las rocas para que entren a la quebradora de quijada de 40" de ancho por 32" de largo en la boca, con un factor $F_{80} = 32$ ", lo que significa que el 80% del material que se alimenta a este sector debe tener un tamaño menor a 32".

El tamaño de salida de la quebradora de quijada es de 4" y cae por gravedad hasta un chute que deposita el material en la banda transportadora (211-BT1), esta a su vez descarga el material en la banda (211-BT2) que lleva el material hasta un stock pile que alimenta al sector secundario.

La segunda parte del material que logra pasar entre la parrilla Grizzly es menor a 3" y va directo a un chute que libera el material en la banda transportadora (211-BT4), la cual descarga el material en la criba vibratoria (211-CV1), constituida por 2 camas de mallas: primera cama de 1 1/2" y segunda cama es de 3/8", con las que se recupera todo el material con un tamaño superior a 3/8" y lo manda a la banda (211-BT5) y (211-BT2) que reincorporan la segunda parte del material cribado con la primera parte. Lo que logra atravesar ambas camas de mallas es descargado en la banda transportadora (211-BT6), a este material de granulometría inferior a 3/8" se le llama despolve este material tiene la característica de contener en su parte fina un alto porcentaje de arcilla.

Cabe mencionar que el material con el que está constituido el blindaje de la tolva donde se descarga la roca proveniente de la mina y la quebradora de quijada es una aleación de acero y manganeso, con el fin de que dicha aleación logre resistir los impactos y la tritución de la roca, ya que como se mencionó con anterioridad se trata de un basalto andesítico el cual puede tener una dureza de entre 5 y 6.5 en la escala de Mohs.

3.3.2. SECTOR SECUNDARIO

El sector secundario comienza con 2 alimentadores vibratorios (211-AV2 y 211-AV3) los cuales se alimentan de la roca triturada que proviene del sector primario "stock pile", dichos alimentadores descargan en la banda transportadora (211-BT3) y criba vibratoria (221-CV1) compuesta por tres camas de mallas la primera de 1 3/4", la segunda utiliza una combinación de mallas de 7/8" y 1" y la tercera de 1/4". El material que no logra atravesar la primer cama de mallas significa que tiene una granulometría mayor a 1 3/4" por lo que descargan a la tolva (221-TL1) que suministra al alimentador vibratorio (221-AV1) y alimenta a la quebradora de cono HP400 (221-QB1) la cual reducirá la granulometría hasta 1 1/2" como

máximo, este material es descargado a la banda (211-BT3), el cual es recirculado por no haber tenido el tamaño apropiado para entrar a la siguiente etapa del proceso.

El material que no logra pasar por la tercer cama es material con granulometría mayor a $\frac{1}{4}$ " y menor a $1\frac{3}{4}$ " por lo que se descarga a la tolva (221-TL2) que alimenta al quebradora VSI (231-QB1) nombrada así por sus siglas en inglés (Vertical Shaft Impactor) el cual tiene la función de reducir el tamaño y redondear las aristas de la roca suavizado los bordes de debido a que ya es producto terminado y tiene el tamaño adecuado para pasar al proceso terciario.

La roca con granulometría que logra atravesar las 3 camas de mallas es descargada a la tolva (221-TL2) y con ayuda de un flat que impide el paso hacia el VSI (231-QB1) y redirigiéndolo a la banda transportadora (221-BT3), a este producto terminado se le conoce como Arena Asfáltica.

3.3.3. SECTOR TERCIARIO

El sector terciario básicamente tiene la función de cribar y separar los diferentes productos terminados. El material que proviene de VSI (231-QB1) es liberado en la banda transportadora (231-BT1) que lleva el material hasta la última criba vibratoria (231-CV1) que consta de 3 camas de mallas: la primera de 1" y $\frac{15}{16}$ "; todo el material que no logra atravesar esta configuración de mallas será considerada como grava de $1\frac{1}{2}$ " y es descargada por la criba vibratoria (231-CV1) en la banda transportadora (231-BT2) este material como todos los que salen de este último proceso son considerados producto final. La segunda cama de mallas de $\frac{7}{16}$ " el producto que no logra pasar es considerada grava de $\frac{3}{4}$ " la cual es descargada en la banda transportadora (231-BT3), la última cama tiene de mallas de $\frac{1}{4}$ " lo que lleva como resultado que todo el material que pasa por sobre esta configuración de mallas es denominado sello 3A $\frac{3}{8}$ " la cual es movido por la banda transportadora (231-BT4). Es importante mencionar que todas las bandas transportadoras que salen de la criba vibratoria (231-CV1) están montadas sobre ruedas de manera que se puedan mover radialmente alrededor de la criba con la finalidad de almacenar la mayor cantidad de material, evitar que un producto se contamine con otro de menor calidad o viceversa y en el caso del sello 3A poder mover el radial hasta una pequeña criba (231-CV2) que contiene solo una cama de mallas de $\frac{1}{4}$ " con el fin de retirar la mayor cantidad de material fino del sello 3A y así convertirlo en un material de mayor calidad llamado sello 3E $\frac{3}{8}$ ". Finalmente, el material que logro atravesar las 3 camas de mallas de la criba es denominada Arena de concreto y es transportada por la banda (231-BT5).

Tipo de rodillo	Material	Característica / Observación
Impacto	Caucho	Se encuentran en las zonas de descargas de roca como chutes y el caucho con el que están hechos amortigua el impacto sobre la banda transportadora.
Carga	Acero	Se encuentran a lo largo de toda la banda transportadora y soportan el peso de la misma desde el rodillo de cola hasta el de cabeza.
Retorno	Plástico	Se encuentran en parte debajo de la banda transportadora que va retornando y van soportando su peso a toda su longitud.
Alineadores	Acero	Se encuentran a lo largo de toda la banda transportadora y su función es evitar que la banda transportadora se mueva hacia sus extremos.
Contrapeso	Caucho y acero	Se encuentra sujeto al contrapeso cuya función es mantener tensada a la banda transportadora.
Cola	Acero	Se encuentra en el extremo bajo de la banda transportadora y está recubierto con álabes con el fin de proteger a la banda de rocas que pudieran dañarla.
Cabeza	Caucho y acero	Se encuentra en el extremo alto de la banda transportadora y su diámetro da la apertura entre el extremo que lleva la carga y la parte que retorna por abajo.

Tabla 2. Tipos de rodillos

En la Tabla 2 se muestran todos los tipos de rodillos utilizados a lo largo del circuito de trituración dentro de la planta y en la Tabla 3 se muestra las mallas utilizadas en las cribas y sus diferentes características.

Tipos de mallas	Características
Cuadrada	Con aberturas cuadradas, son las más utilizadas ya que tiene gran exactitud.
Rectangular	Este tipo de malla se utiliza para incrementar la efectividad del área de cribado, sin modificar la vibración.
Diamante	Con aberturas en forma de diamante, generalmente de acero inoxidable lo que evita que se pegue material en ella.
Arpa serpiente	Son principalmente utilizadas cuando el material a clasificar contiene humedad y material fino.

Tabla 3. Mallas utilizadas en las cribas

Ubicación Motor	Potencia Motor	Ubicación Motor	Potencia Motor	Ubicación Motor	Potencia Motor
Quebradora de quijada (211-QB1)	175	Banda transportadora (211-BT5)	25	Banda transportadora (231-BT1)	25
Alimentador vibratorio (211-AV1)	40	Banda transportadora (211-BT6)	25	Banda transportadora (231-BT2)	25
Quebradora de cono (221-QB1)	400	Criba primaria (211-CV1)	25	Banda transportadora (231-BT3)	25
VSI (231-QB1)	150 (2 Motores)	Criba secundaria (221-CV1)	40	Banda transportadora (231-BT4)	25
Banda transportadora (211-)	25	Criba terciaria (231-CV1)	40	Banda transportadora (231-BT5)	25
Banda transportadora (211-)	40	Alimentador vibratorio (211-AV2)	10	Radiales	25
Banda transportadora (211-)	40	Alimentador vibratorio (211-AV3)	10		
Banda transportadora (211-)	25	Banda transportadora (221-BT3)	10		

Tabla 4. Motores del circuito de trituración

En la Tabla 4 se muestran todos los motores utilizados a lo largo del circuito de trituración en la planta, así como también sus ubicaciones y potencias correspondientes. Mientras que en la Fig. 3 se observa el diagrama del circuito de trituración.

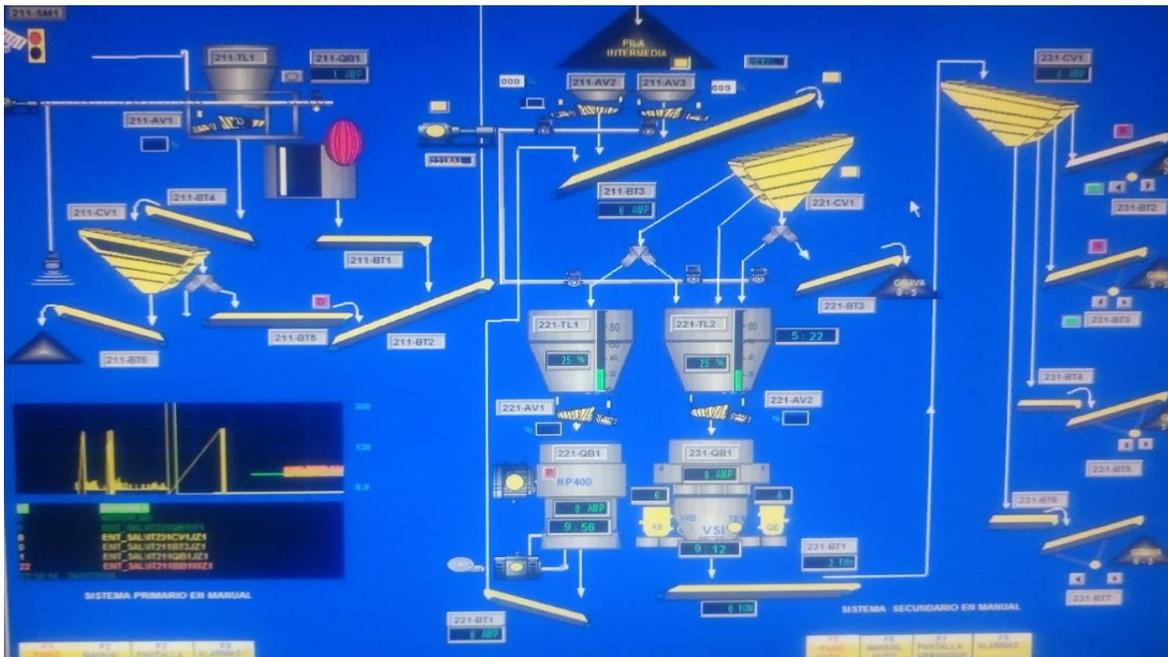


Fig. 3. Diagrama del circuito de trituración en el software de control de la operación

3.3.4. LABORATORIO

En esta área se llevan a cabo el control y calidad de los productos terminados ver Tabla 5: base hidráulica, arenas y gravas tienen que cumplir con las características apropiadas para la construcción de pavimentos y se basa en la N-CMT-2-02-002/02 que clasifica a los agregados pétreos.

Productos terminados
Arena asfáltica
Arena de concreto
Sello 3A
Sello 3E
Grava 3/4"
Grava 1 1/2"
Base Hidráulica

Tabla 5. Productos terminados

La base hidráulica se utiliza como una sub-base para brindar apoyo generalmente a la carpeta asfáltica o carpeta de concreto, su composición se muestra en la Tabla 6.

Composición Base Hidráulica	%
Arena asfáltica o arena de concreto	20
Sello 3A	10
Grava 3/4"	40
Grava 1 1/2"	30
TOTAL	100

Tabla 6. Composición de la base hidráulica

3.4. ANÁLISIS CAUSA RAÍZ

El análisis de la causa raíz está referido a un conjunto de técnicas o procesos los cuales son utilizados para identificar los factores que causan accidentes, incidentes o fallas, los cuales pueden estar enfocados en la gente, procesos o tecnología y con el claro objetivo de resolver la problemática.

El análisis de causa raíz es un proceso el cual fue diseñado para que pueda ser usado en la investigación, de las causas de acontecimientos, que puedan afectar la seguridad, la salud, el medio ambiente, la calidad o la operación y que finalmente repercute negativamente sobre la producción de cualquier sector de la industria.

También cabe mencionar que además de ser una metodología disciplinada es común que de igual manera se le considere iterativa ayudando a identificar, las causas humanas, físicas y latentes sujetas a cualquier tipo de eventualidad o falla que ocurren una o más veces, pudiendo, adoptar acciones preventivas y correctivas que mejoran la vida útil de los activos físicos de una empresa.

Para poder llevar a cabo el análisis de causa raíz se utilizan una gran variedad de métodos y su elección va a depender del tipo de problemática, disponibilidad de los datos y conocimiento de las técnicas a utilizar.

En la creciente industria en general, los equipos son cada vez más sofisticados y complejos y la preocupación por mantener operaciones a un bajo costo y con seguridad, han generado que muchas herramientas se acoplen entre sí con el fin de obtener el mayor beneficio de ellas.

Hoy en día, el Análisis de causa raíz ha venido constituyendo como una de las mejores herramientas apoyada a otras metodologías, y así poder generar un programa muy completo para la detección, prevención y eliminación de eventos causales de fallas, accidentes e incidentes, así mismo su enfoque está centrado en estos mismos.

Las causas se pueden clasificar como: físicas, humanas y del sistema, y en general pueden ser derivadas de procesos de deterioro por razones físicas o químicas, defectos de diseño, malas prácticas operacionales o falta de mantenimiento, mala calidad de materiales o de refacciones, o razones organizacionales como presiones en los objetivos de producción, cambios en el contexto operacional, la alta rotación del personal, falta de difusión o inexistencia de procedimientos actualizados de operación y mantenimiento, ejecución de trabajos por personal no certificado, entre otros, los cuales siempre conducen a la falla.

En el Análisis de causa raíz se trata de investigar los patrones de efectos negativos, la búsqueda de fallas ocultas en el sistema, y el descubrimiento de las acciones específicas que han contribuido al problema. Con mucha frecuencia, esto significa que análisis revela más que una causa fundamental.

CAUSAS FISICAS

Causas fundamentales físicas son aquellos elementos que son tangibles y que se pueden ver por lo general son el punto de detección de la mayoría de las organizaciones que llevan a cabo el análisis de causa raíz. Aquí se engloban todas aquellas situaciones o manifestaciones de origen físico que afectan directamente la continuidad operativa de los equipos o plantas en una empresa.

CAUSAS HUMANAS

Las causas humanas están involucradas en virtualmente cada resultado indeseable que ocurre en el ambiente de trabajo, lo que significa que ya sea que se tome una decisión incorrecta o que se ha pasado por alto la necesidad de tomar una decisión esto se repite todos los días como parte la naturaleza humana, la identificación de una causa humana casi siempre dará lugar a la búsqueda de un culpable, siendo contraproducente al desarrollo del análisis de causa raíz. Todos aquellos errores cometidos por el factor humano y que inciden directamente e indirectamente en una eventualidad indeseada así las acciones del ser humano suelen dar lugar a las causas físicas: instalaciones inadecuadas, errores en diseño, no aplicar correctamente los procedimientos pertinentes, etc.

CAUSAS DEL SISTEMA

Todos aquellos problemas que aunque nunca hayan ocurrido, tiene cierta posibilidad de ocurrencia. Solo su erradicación nos garantizara que la falla no se repita en el equipo analizado. Se basa en que el origen de todos los problemas son las decisiones u omisiones a nivel de sistema. Entre estos tenemos: falta de procedimientos para arranque o puesta fuera de servicio, personal que realice trabajos de reparación sin que cuente con capacitación adecuada, diseño inadecuado e inapropiados procedimientos de operación pr mencionar algunos.

METODO DE LOS 5 ¿POR QUÉ?

Para analizar una problemática de raíz se puede utilizar el método de los 5 ¿Por qué? Este método fue utilizado por primera vez por la compañía Toyota, y la cual está basada en examinar una problemática y preguntarse ¿Por qué sucede? En donde la respuesta al primer ¿Por qué? va a generar otro ¿Por qué? Y así continua sucesivamente hasta llegar a los 5 ¿Por qué? Los cuales por lo general llegan a la causa raíz de la problemática, pero puede que sean más de 5 según sea el caso.

Es una técnica muy sencilla de aplicar en casi cualquier problemática y en donde se comienza a trabajar con el resultado final y partiendo de ahí se comienza a trabajar es decir hacia la “raíz” del problema.

4. DEFINICIÓN DE LA PROBLEMÁTICA

Se identificada las siguientes situaciones en el sector primario

No. 1. La llegada de material de sobre tamaño (mayor a 32”) a la quebradora de quijada, provocando paros operativos en el acarreo y por consiguiente paros en la producción en los sectores de trituración posteriores.

No. 2. El exceso de material fino acarreado desde mina y descargado en tolva (211-TL1), genera que la quebradora de quijada no trabaje eficientemente sobre todo en temporada de lluvia este material tiende a formar una mezcla lodosa que se acumula y no permite el acceso a más material.

Se realizó un análisis a fondo de los 2 puntos mencionados, con la finalidad de hacer más eficiente el acarreo al sector primario, cabe mencionar que ambos problemas se podían presentar simultáneamente.

Al examinar el punto número 1 se encontraron los siguientes problemas

4.1 ROCAS DE SOBRE TAMAÑO

Se observo y documento durante 5 meses, Agosto-Diciembre, los tiempos de paro en la producción, arrojando resultados por mes que van desde 27.8 hasta 37.65 horas; el tiempo de paro promedio oscila entre 1.1 y 1.4 horas por día se presentan, los turnos perdidos por mes en el sector primario, lo que se observa en el Gráfico 1 y la Tabla 7.

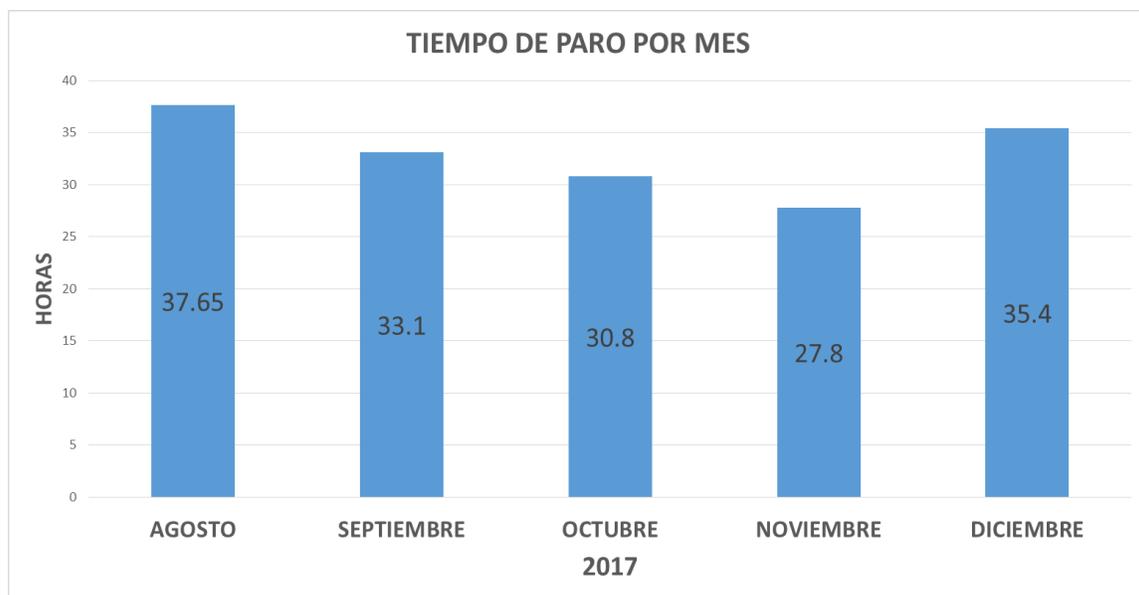


Gráfico 1. Tiempos de paro en la producción en el sector primario

Mes	Tiempo de paro/mes (Hrs)	Tiempo de paro Prom/día (Hrs)
AGOSTO (2017)	37.65	1.45
SEPTIEMBRE (2017)	33.1	1.27
OCTUBRE (2017)	30.8	1.14
NOVIEMBRE (2017)	27.8	1.07
DICIEMBRE (2017)	35.4	1.31

Tabla 7. Tiempos de paro en la producción del sector primario

El acarreo de mina es el factor que determina el tonelaje en la producción de los siguientes sectores, tomando como referencia una eficiencia del 100% en el acarreo y una disponibilidad de equipos del 85% en un turno de 10 horas, da como resultado que el tonelaje por hora es de 211.

$$\text{Tonelaje} = 1800 \frac{\text{toneladas}}{\text{turno}} \div \left(10 \frac{\text{horas}}{\text{turno}} * 0.85 \right) = 211 \frac{\text{toneladas}}{\text{hora}}$$

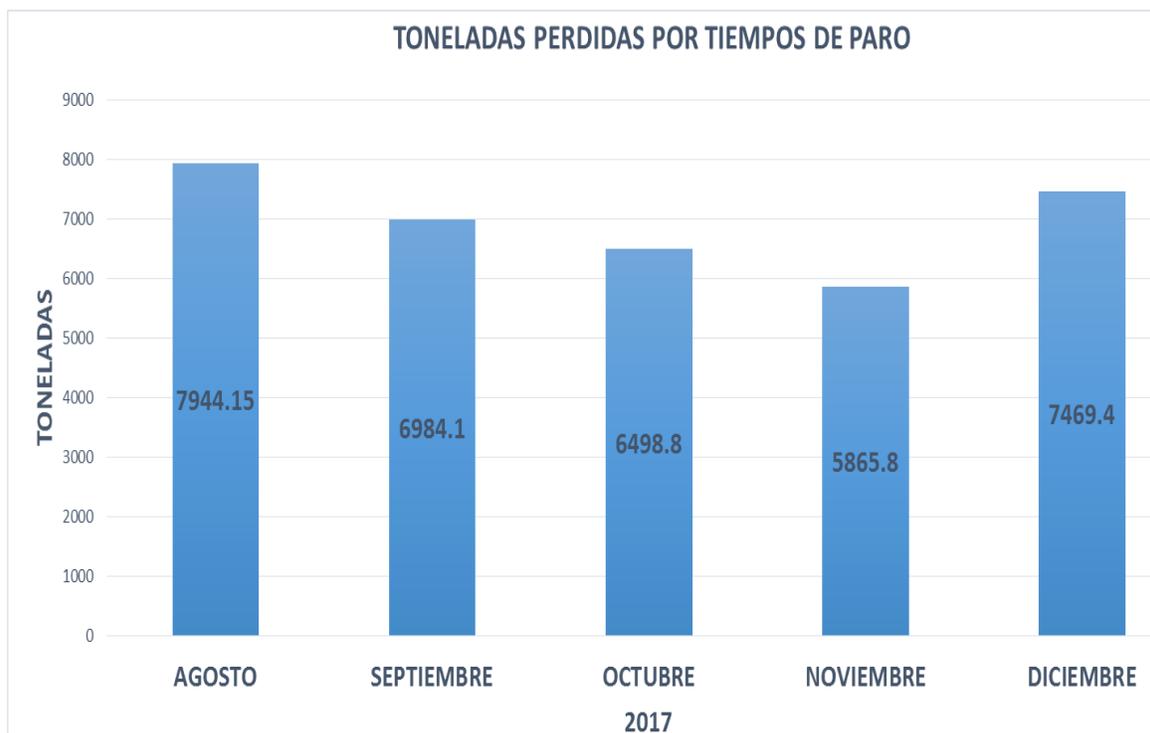


Gráfico 2. Toneladas que se dejan de producir por tiempos de paro al mes

La Grafica 2 muestra la proyección de toneladas perdidas basadas en el tiempo de paro por mes, y tomando en cuenta que el costo por tonelada promedio de material es de \$ 87 pesos las pérdidas provocadas por los paros de producción se muestran en la Gráfica 3.



Gráfico 3. Pérdidas económicas por tiempos de paro al mes

Como se puede observar en la Gráfica 3 las pérdidas económicas provocadas por los tiempos de paro producidas por las rocas de sobre tamaño en la quebradora de quijada en el sector primario oscilan entre los (510,324 y los 691,141) pesos.

No menos importante se encuentran las condiciones inseguras a las que se enfrentan los operadores del sector primario cuando una roca de sobre tamaño queda atorada en la quebradora de quijada, puesto que se utilizan métodos muy rudimentarios para poder salir del problema.

El operador y las personas que pudieran ayudar solamente tienen 2 soluciones; Golpear la roca con un marro de 12 libras de peso hasta poder reducirla de su tamaño original y que entrase por completo en la quebradora de quijada, con lo que surgen condiciones inseguras para el operador pues podrían recibir un golpe accidental con el marro, recibir el impacto de un fragmento de roca (esquirra) en alguna parte del cuerpo o resbalar hacia la quebradora de quijada.

Si la roca es demasiado dura o grande para golpearla con el marro se saca de la quebradora con la ayuda de un polipasto o cadenas, eslingas o bandas motrices usadas, con lo que surgen los siguientes inconvenientes, pérdidas de tiempo en amarrar la roca, la roca puede soltarse mientras está siendo retirada y dificultad para maniobrar entre los pasillos aledaños a la quebradora de quijada. Ver Fig. 4 y Fig. 5.



Figura 4. Polipasto sector primario



Figura 5. Roca de sobre tamaño extraída de la quebradora de quijada

4.2. MATERIAL FINO

El material fino producido, cuando está seco, genera que la quebradora no opere de manera eficiente y en ocasiones llegando a trabajar en vacío; esto debido a que la granulometría es menor a 4", lo cual corresponde al tamaño con el que sale el material. Es importante mencionar que para que la quebradora de quijada trabaje lo más eficientemente posible es

necesario que este “ahogada” de material, cuestión que no se logra cuando no existe más material a triturar; provocando que los componentes se desgasten de manera irregular y que el consumo de energía eléctrica que necesita prácticamente se desperdicie, en la Tabla 8 se muestra el costo de operación de la quebradora de quijada.

Potencia del motor (HP)	Potencia del motor (Kw)	Costo del Kw/h (Pesos)	Costo total por hora (pesos)
175	130	1.2	157
* El costo del Kw/h fue obtenido de la página de la CFE			
1 Hp =	0.7457	Kw	

Tabla 8. Costo de operación del motor de la quebradora de quijada por hora

En la Tabla 9 se presentan el análisis de costo por mes de mantener operando la quebradora con material fino.

Costo de operación del motor de la quebradora de quijada por hora (Pesos)	Horas	Turnos	Días hábiles al mes	Total (Pesos)
157	1	2	26	\$8,164.00
	2	2	26	\$16,328.00
	3	2	26	\$24,492.00

Tabla 9. Costo de operación del motor de la quebradora de quijada

Con la llegada de la temporada de lluvias en los meses de (Junio-Octubre) el material fino se va asentando en la tolva (211-TL1) lo que provoca que al transcurrir el ciclo de acarreo durante el turno se forme una capa de material lodoso que puede llegar a ocupar todo el espacio necesario que necesitan los camiones para descargar, con lo cual se presenta la en tiempos de espera largos para descargar pues se tiene que liberar el espacio suficiente en la tolva; cómo se puede apreciar en la Gráfica 4. la eficiencia en el acarreo puede disminuir hasta un 60% o incluso parar completamente.

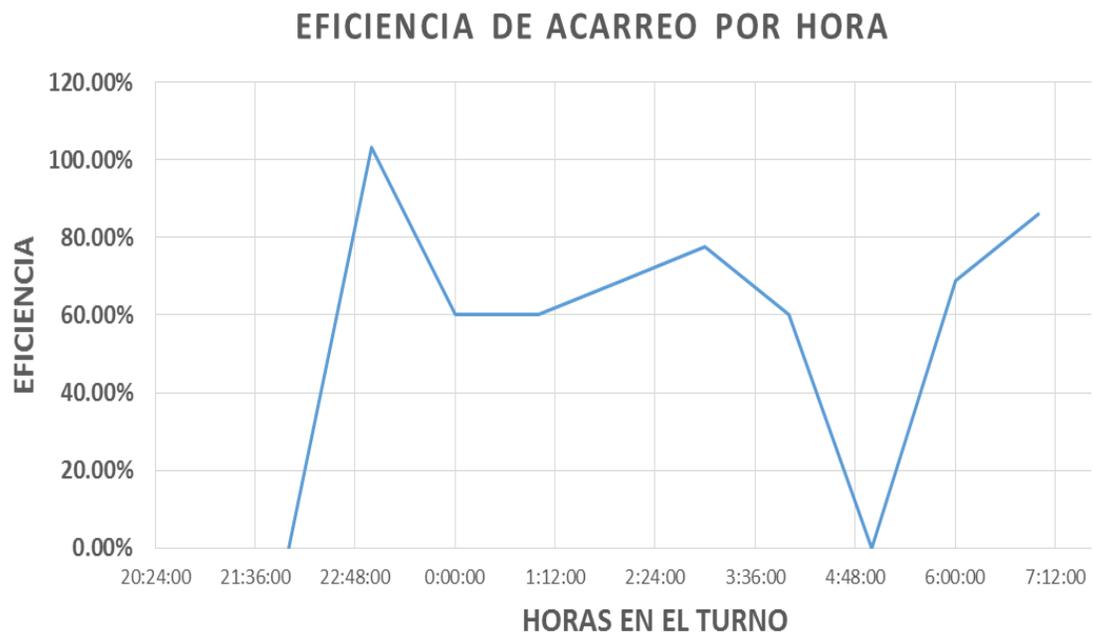


Gráfico 4. Eficiencia en el acarreo (25-Sep-2017)

5. DEFINICIÓN DEL PROYECTO

Una posible y simple solución a la problemática presentada es que se supervisen todos los viajes del material que se carga con la finalidad de tener mejor selección, con los inconvenientes de que sería prácticamente imposible que el supervisor de mina pudiera observar todo el tiempo la operación de cargado ya que esta no es la única actividad que tiene que realizar por lo que los problemas se seguirían presentando, lo que quiere decir que con eso no se ataca el problema raíz pues se siguen presentando otros problemas como rocas de sobre tamaño que se acumularían en la zona operativa de mina así como los trabajos para reducir su tamaño con martillo hidráulico, representando esto un costo extra para la operación.

Equipo	Marca	Característica	Rendimiento (L/Hr)	Costo del diesel (Pesos)	Costo por hora trabajada (Pesos)
Excavadora 330 CL	Caterpillar	Cucharón	25.4	\$16.00	\$406.40
		Martillo	12.5	\$16.00	\$200.00
Cargador 980H	Caterpillar	N/A	22.6	\$16.00	\$361.60

Tabla 10. Rendimientos de equipo de rezagado

Como se muestra en la Tabla 10 Rendimiento de equipos de rezagado, el costo por cada hora trabajada del cargador 980H para fragmentar el material de sobre tamaño es de 361 pesos, considerando el Diesel como el insumo más caro y asumiendo que la función principal de este equipo es el rezagado y cargado de camiones; por lo que al realizar esta operación representa una baja eficiencia y aumento de costos.

Si la excavadora 330CL se le coloca el martillo hidráulico tiene un costo por hora de 200 pesos, aunque este equipo podría ocuparse para fragmentar roca las necesidades para este equipo es que trabaje el 80% de su disponibilidad con el cucharón rezagando y cargando material a los camiones de acarreo, debido a la naturaleza del material, por consiguiente, no se acabaría con el problema de rocas de sobre tamaño.

Después del análisis anterior se llega a la conclusión de que la solución al problema de la cantidad de rocas de sobre tamaño y material fino que producen problemas en la planta de trituración es modificar la plantilla de barrenación y sus parámetros para obtener una granulometría regular, atacando con esto el problema de raíz.

Para poder iniciar con el proyecto de rediseño de plantillas de barrenación, se tomó como base las plantillas y los parámetros que daban lugar a la problemática.

5.1 VOLADURA Y PLANTILLA DE BARRENACIÓN PREVIOS AL PROYECTO

Los cálculos están basados en formulas empericas y las cuales están en función del diámetro del barreno “D” y del diámetro de la carga explosiva “De” que en caso es de 3.5 pulgadas para ambos.

Las siguientes cálculos y tablas están basados en la asesoría que la empresa tiene con el distribuidor de explosivos.

BORDO

$$B = 20 \text{ a } 40 \text{ De}$$

Como el diámetro de carga explosiva es de 3.5 “ corresponde a un rango de 33 a 34 veces el diámetro, lo que cumple con la formula; lo que se puede observar en la Tabla 11.

Parámetro		
n De	Pulgadas	Metros
20	70	1.778
21	73.5	1.8669
22	77	1.9558
23	80.5	2.0447
24	84	2.1336
25	87.5	2.2225
26	91	2.3114
27	94.5	2.4003
28	98	2.4892
29	101.5	2.5781
30	105	2.667
31	108.5	2.7559
32	112	2.8448
33	115.5	2.9337
34	119	3.0226
35	122.5	3.1115
36	126	3.2004
37	129.5	3.2893
38	133	3.3782
39	136.5	3.4671
40	140	3.556

Tabla 11. Tabulación para cálculo de bordo

ESPACIAMIENTO

$$E = 1 a 1.8 B$$

Con el resultado del Bordo anterior se calcula el espaciamiento, que está entre el parámetro 1.1 y 1.2 veces el Bordo lo que resulta en un espaciamiento de 3.5 metro como se muestra en la tabla 12.

Parámetro n B	Bordo (B) metros	Espaciamento (E) metro
1	3	3
1.1	3	3.3
1.2	3	3.6
1.3	3	3.9
1.4	3	4.2
1.5	3	4.5
1.6	3	4.8
1.7	3	5.1
1.8	3	5.4

Tabla 12. Tabulación para cálculo de espaciamento

TACO

$$T = 0.7 \text{ a } 1.3 B$$

Parametro n B	Bordo (B) mtrs	Taco (T) mtrs
0.7	3	2.1
0.8	3	2.4
0.9	3	2.7
1	3	3
1.1	3	3.3
1.2	3	3.6
1.3	3	3.9

Tabla 13. Tabulación para cálculo de taco

En el caso del cálculo del taco se puede observar en la Tabla 13 que para 3 metros de bordo corresponde a 1 vez el parámetro del taco y esto equivale a 3 metros de taco.

SUB-BARRENACIÓN

$$Sb = 0.2 \text{ a } 0.5 B$$

Parámetro n B	Bordo (B) metro	Sub-barrenacion (Sb) metro
0.2	3	0.6
0.3	3	0.9
0.4	3	1.2
0.5	3	1.5

Tabla 14. Tabulación para cálculo de Sub-barrenación

Para la sub-barrenación, con un bordo de 3 le corresponde parámetro de 0.3 a 0.4 veces por lo que queda en 1 metro.

ALTURA MÍNIMA DE BANCO

$$H = 3B$$

Parámetro n B	Bordo (B) mtrs	Taco (T) mtrs
3	3	9

Tabla 15. Altura mínima de banco

La altura mínima de banco es de 9 metros ver Tabla 15 por lo que en este parámetro no se tienen ningún inconveniente ya que todos los bancos de la mina están por arriba de los 9 metros en la Tabla 16 se presentan las alturas de bancos en operación.

Altura (metros)	Nº Banco
11	0
14	1
15	2
12	3
10	4

Tabla 16. Altura de bancos mina

La mina cuenta con 5 bancos siendo el banco cero el que se encuentra en la parte inferior de la mina y el banco 4 el de la parte superior. Cabe mencionar que el banco cero en ningún momento corta al nivel freático y evidentemente ninguno de los bancos superiores.

CARGA DE FONDO

$$Cf = 0.3 a 0.5 B + Sb$$

Parametro n B	B (metros)	Sb (metros)	Cf (metros)
0.3	3	1	1.9
0.4	3	1	2.2
0.5	3	1	2.5

Tabla 17. Tabulación para cálculo de carga de fondo

En el caso de la carga de fondo no se alcanza el mínimo del parámetro recomendado, como se observa en la Tabla 17 Tabulación para cálculo de carga de fondo, ya que se busca generar un ahorro en la emulsión, normalmente se ocupan 4 piezas de emulsión de 2 x 16”.

$$4 \text{ Piezas} * 16 \text{ pulgadas} = 64 \text{ pulgadas} = 1.62 \text{ metros}$$

CARGA DE COLUMNA

$$Cc = \text{Longitud de banco} - (Cf + T)$$

Altura (metros)	Nº Banco	Cf + T (metros)	Cc (metros)
11	0	4.62	6.38
14	1	4.62	9.38
15	2	4.62	10.38
12	3	4.62	7.38
10	4	4.62	5.38

Tabla 18. Tabulación para cálculo de carga de columna

Al tener en operación bancos con diferentes alturas se genera una carga de columna diferente para cada banco como se muestra en la Tabla 18 Tabulación para cálculo de carga de columna.

Para realizar el pedido de explosivos, en el caso de la emulsión se piden por cajas de 26 piezas por cada caja de 25 Kg por lo que dependiendo el número de barrenos se ajusta la cantidad requerida al número entero de cajas de emulsión. Por ejemplo, en caso de requerir solo 45 piezas de emulsión se tendría que ajustar a 52 piezas que corresponde a 2 cajas completas con 26 piezas cada una.

Por otro lado, para realizar el pedido del ANFO que se distribuye en sacos de 25 Kg. es necesario utilizar otro dato obtenido de la tabla 19, que igualmente proporciona el distribuidor, el cual expresa que para un barrenado de 3.5 pulgadas de diámetro la carga de explosivo por metro lineal es de 6.2 Kg/m.

Dato tabla	Cc (metros)	Kg de ANFO por barrenado	Peso saco ANFO (Kg)	Nº de sacos por barrenado
6.2	6.38	39.556	25	1.58224
6.2	9.38	58.156	25	2.32624
6.2	10.38	64.356	25	2.57424
6.2	7.38	45.756	25	1.83024
6.2	5.38	33.356	25	1.33424

Tabla 19. Calculo para realizar el pedido de ANFO

EL FACTOR DE CARGA

$$F.C. = \frac{\left(0.961 \frac{Kg}{Pza \text{ de emulsión}} * 4 Pzas\right) + 64.356 \text{ Kg de ANFO}}{3 \text{ m de bordo} * 3.5 \text{ m de espaciamento} * 15 \text{ m altura de banco} * 2.4 \frac{Ton}{m^3}}$$

$$F.C. = \frac{68.202 \text{ Kg}}{378 \text{ Ton}} = 0.180 \frac{Kg}{Ton}$$

5.2. RESULTADOS DE LAS VOLADURAS PREVIAS AL PROYECTO

Se pudo observar que las rocas de sobre tamaño eran procedentes en su gran mayoría de la parte superior del banco que se había volado, basado en que estas rocas se encontraban principalmente en la capa superficial de la voladura, esto se deduce ya que se observaron rocas con el hueco hecho por la broca y prácticamente intactas y donde no hubo efecto del explosivo por lo que se deduce que son provenientes de la zona del taco (T).

Por otra parte, lo que corresponde a la presencia de material fino, se notó que se presentaba inmediata debajo de la primera capa de roca de sobre tamaño y abarcando toda la zona intermedia correspondiente a la carga de columna (Cc).

Estos fenómenos antes descritos se presentaron en prácticamente en todas las voladuras observadas durante este periodo análisis. Ver Fig. 6



Figura 6. Rocas de sobre tamaño de voladuras anteriores al proyecto

6. DEFINICIÓN DEL PROYECTO

El proyecto se definió como “Rediseño de plantillas de barrenación”, pues según la metodología seguida es la solución al problema. Para iniciar se tomó la decisión de variar los parámetros de: espaciamiento, bordo y taco, con la condicionante de hacer estas variaciones en el siguiente orden: Taco, Bordo y Espaciamiento conjuntamente, de manera que se pudieran ir observando los cambios en los resultados de las voladuras; de esta manera se podía ir corrigiendo los parámetros con más certeza.

Es importante mencionar que la variación de los parámetros analizados en este proyecto se sigue basando en las fórmulas empíricas proporcionadas por el distribuidor de explosivos.

A continuación, se presentan los cambios realizados y los resultados obtenidos.

6.1. VARIACIÓN DEL TACO

La finalidad de disminuir la cantidad de rocas de sobre tamaño producidas en las voladuras se realizan variaciones en el taco como se ve en la Tabla 20 el parámetro que se tenía para el taco estaba prácticamente al centro del rango y podría pensarse que sería uno de los parámetros que mejores resultados arrojaría, sin embargo, como se analizó en el capítulo 5 esto no ocurre y se decide disminuir el taco hasta 2.4 m.

Parámetro n B	Bordo (B) metros	Taco (T) metros
0.7	3	2.1
0.8	3	2.4
0.9	3	2.7
1	3	3
1.1	3	3.3
1.2	3	3.6
1.3	3	3.9

Tabla 20. Variación del parámetro Taco

RESULTADOS

Los resultados con la disminución del taco fueron positivos, ya que se observó roca con fragmentación más homogénea, ver Fig. 7, en la primera voladura (18 de Enero 2018), con lo que solo faltaba esperar que en el rezagado y el acarreo no se presentaran rocas de sobre tamaño y que con ello se disminuyera los tiempos de paro que se tenían en el sector primario.

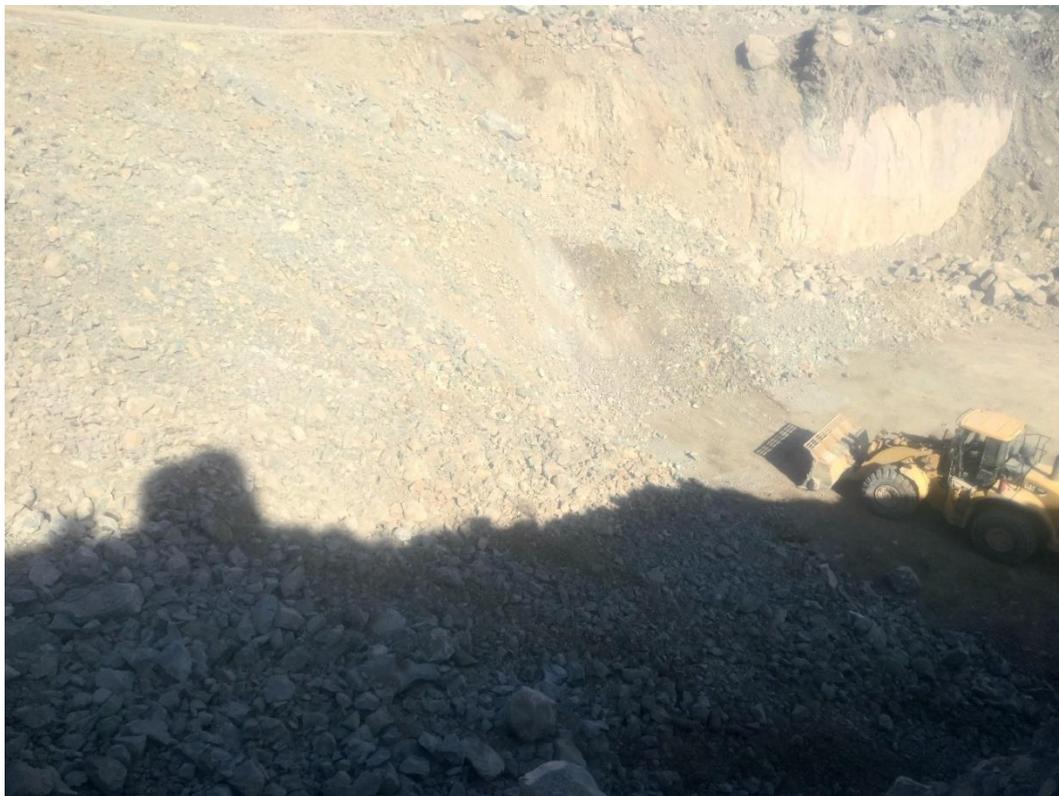


Figura 7. Voladura con la variación del taco (18 Enero 2018)

En la Figura. 7 a simple vista se puede notar que toda la capa superficial consta de una granulometría más uniforme y prácticamente sin material de sobre tamaño.

El siguiente paso fue el medir los tiempos de paro que se tuvieron por rocas de sobre tamaño, durante el acarreo de esta voladura al sector primario, en la Tabla 21 se muestra día a día el tiempo de paro que se tuvo debido a rocas de sobre tamaño, a partir de inicio del proyecto; es evidente que no disminuyó el tiempo hasta cero, debido a que aún se encontraban rocas de sobre tamaño, pero si se disminuyó el tiempo de paro promedio por día, de los datos obtenidos y analizados durante los 20 días que se rezagó y acarreo material de esta voladura.

Fecha	Tiempo de paro (Hrs)
viernes, 19 de enero de 2018	0
sábado, 20 de enero de 2018	0.3
domingo, 21 de enero de 2018	0
lunes, 22 de enero de 2018	0.5
martes, 23 de enero de 2018	1
miércoles, 24 de enero de 2018	1.1
jueves, 25 de enero de 2018	0.5
viernes, 26 de enero de 2018	0.2
sábado, 27 de enero de 2018	0.8
domingo, 28 de enero de 2018	1.2
lunes, 29 de enero de 2018	0.75
martes, 30 de enero de 2018	0.3
miércoles, 31 de enero de 2018	0
jueves, 1 de febrero de 2018	0.5
viernes, 2 de febrero de 2018	1
sábado, 3 de febrero de 2018	1.5
domingo, 4 de febrero de 2018	1
lunes, 5 de febrero de 2018	2.2
martes, 6 de febrero de 2018	1.5
miércoles, 7 de febrero de 2018	0.25

Tabla 21. Tiempos de paro en sector primario después de la variación del taco

Es importante mencionar que en la mayoría de los días se seguía teniendo tiempos de paro si fueron tiempos menores a los que se tenían anteriormente, esto debido a que las rocas de sobre tamaño que llegaban hasta el sector primario eran de un tamaño mínimamente superior al aceptado por la quebradora de quijada (32”), por consiguiente, era más fácil reducirla de tamaño.

Tomando en cuenta la Tabla 7 donde se muestran los tiempos promedios de paro por día como referencia, se puede notar que el promedio obtenido de la voladura donde se cambió el parámetro del taco es inferior al valor más bajo previos al proyecto.

Tomando en cuenta el valor promedio de tiempo de paro previo al proyecto 1.4 hrs/día y posterior al a la variación del taco de 0.73 hrs/día, se redujo prácticamente lo cual indica que si funciono el haber reducido el taco de 3 m a 2.4 m.

Mes	Tiempo de paro/mes (Hrs)	Tiempo de paro Prom/día (Hrs)	Diferencia de tiempo de paro promedio respecto a voladura Enero (Hrs)	Porcentaje de reducción de tiempo de paro
AGOSTO (2017)	37.65	1.45	0.72	49.59%
SEPTIEMBRE (2017)	33.1	1.27	0.54	42.66%
OCTUBRE (2017)	30.8	1.14	0.41	36.01%
NOVIEMBRE (2017)	27.8	1.07	0.34	31.73%
DICIEMBRE (2017)	35.4	1.31	0.58	44.32%
ENERO (2018)	14.6	0.73	N/A	N/A

Tabla 22. Comparativa de tiempos de paro por rocas de sobre tamaño en voladuras anteriores a la variación del parámetro Taco

En la Tabla 22 se puede notar que existió una reducción en los tiempos de paro por lo que se concluye que al variar este parámetro da resultados éxitos. Tomando como referencia tabla 22 anterior se infiere que por lo tanto las pérdidas económicas debido a esta causa disminuyeron.

Como se mencionó antes el rezagado y acarreo de la voladura dio abasto durante 20 días por lo que el tiempo de paro total por mes no es una cantidad real, pero extrapolando el tiempo de paro promedio se puede obtener un valor más cercano al real para comparar las perdidas económicas que esto representa, ver tabla 23.

$$\frac{(0.73) \text{ Tiempo de paro promedio (Hrs)}}{\text{Día}} * \frac{26 \text{ dias habiles}}{\text{Mes}} = 18.98 \frac{\text{Hrs}}{\text{Mes}}$$

Mes	Tiempo de paro/mes (Hrs)	Tiempo de paro Prom/día (Hrs)	Toneladas perdidas por tiempo de paro (ton)	Perdidas por paros de producción (pesos)
AGOSTO (2017)	37.65	1.4	7944.2	\$691,141.05
SEPTIEMBRE (2017)	33.1	1.3	6984.1	\$607,616.70
OCTUBRE (2017)	30.8	1.1	6498.8	\$565,395.60
NOVIEMBRE (2017)	27.8	1.1	5865.8	\$510,324.60
DICIEMBRE (2017)	35.4	1.3	7469.4	\$649,837.80
ENERO (2018)	18.98	0.73	4004.8	\$348,415.86

Tabla 23. Comparativa de toneladas perdidas y pérdidas económicas por tiempos de paro por rocas de sobre tamaño

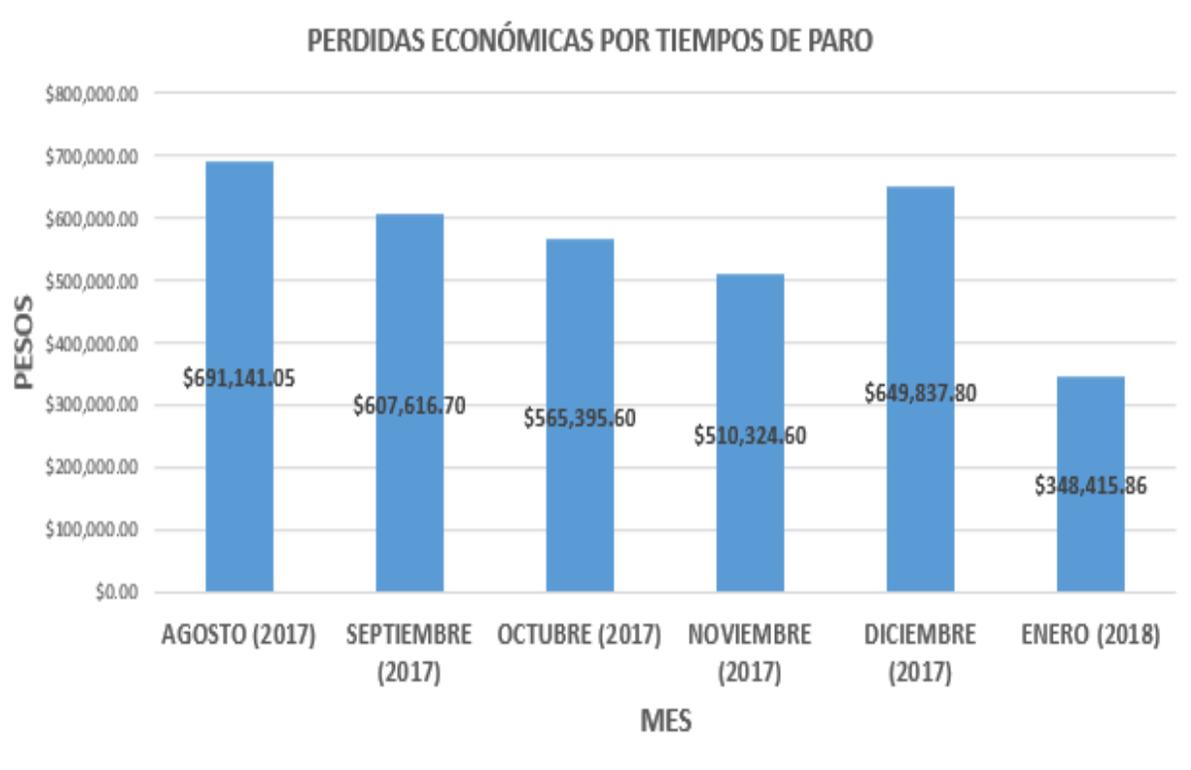


Gráfico 5. Comparativa de pérdidas económicas por tiempos de paro al mes

En el Gráfico 5 se nota que las pérdidas económicas debido al tiempo de paro por rocas de sobre tamaño disminuyeron considerablemente, en el caso del mes de agosto con respecto al mes de enero.

6.2. VARIACIÓN DEL BORDO Y EL ESPACIAMIENTO

La segunda parte del proyecto consistió en la variación de los parámetros bordo y espaciamento simultáneamente, buscando el disminuir el exceso de material fino producido en la voladura, basado en que este proviene de la parte intermedia del banco, existiendo una sobre molienda en el área correspondiente a la carga de columna.

Al existir una sobre molienda se asumió que esta se debía a una plantilla de barrenación demasiado cerrada; con base en lo antes dicho se modifica la plantilla de barrenación, variando el bordo y espaciamento, Pasando el bordo de 3 a 3.2 m y el espaciamento de 3.5 m a 3.7 m como se muestra en las Tablas 24 y 25.

Parámetro		
n De	Plg	Metros
20	70	1.778
21	73.5	1.8669
22	77	1.9558
23	80.5	2.0447
24	84	2.1336
25	87.5	2.2225
26	91	2.3114
27	94.5	2.4003
28	98	2.4892
29	101.5	2.5781
30	105	2.667
31	108.5	2.7559
32	112	2.8448
33	115.5	2.9337
34	119	3.0226
35	122.5	3.1115
36	126	3.2004
37	129.5	3.2893
38	133	3.3782
39	136.5	3.4671
40	140	3.556

Tabla 24 Variación del parámetro Bordo

Parámetro n B	Bordo (B) mtrs	Espaciamiento (E) mtrs
1	3	3
1.1	3	3.3
1.2	3	3.6
1.3	3	3.9
1.4	3	4.2
1.5	3	4.5
1.6	3	4.8
1.7	3	5.1
1.8	3	5.4

Tabla 25. Variación del parámetro Espaciamiento

RESULTADOS

Con el cambio realizado en el bordo y el espaciamiento, sumado al cambio implementado anteriormente del taco se pudo observar a simple vista una mejora en la granulometría de la voladura, teniendo así un tamaño más uniforme de fragmentación, dichos cambios se siguieron presentando durante las siguientes 7 voladuras, ver Tabla 26, en las cuales se midieron los resultados con base en los tiempos de paro.

Nº de Voladura	Fecha de realización	Parámetro variado	Resultado preliminar de la voladura
1	18/01/2018	Taco	Bueno
2	29/01/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
3	10/02/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
4	21/02/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
5	02/03/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
6	14/03/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
7	28/03/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno
8	10/04/2018	Taco, Bordo y Espaciamiento	Bueno

Tabla 26. Voladuras efectuadas durante el proyecto “rediseño de plantillas de barrenación”

Con el paso del rezagado y el acarreo se tomaron los tiempos de paro que se tenían y en la Tabla 27 se puede observar que prácticamente los tiempos de paro son muy similares a los que se obtuvieron a cuando se realizó solo la variación del taco, esto es debido a que la variación del bordo y el espaciamiento estaba enfocado en la disminución de material fino

en la voladura, pero hay que recordar que como se mencionó anteriormente este era un problema que afectaba directamente durante la temporada de lluvia, por lo que en los meses de Enero-Abril al no tener la presencia de lluvia el material se encontraba seco y no afectaba en la producción al no existir tiempos de paro debido al exceso de material fino.

Es debido a esto que solo de manera visual se pudo notar la disminución de la cantidad de material fino sin poder haber hecho una medición que mostrara un resultado más concreto.

Mes	Tiempo de paro/mes (Hrs)	Tiempo de paro Prom/día (Hrs)	Toneladas perdidas por tiempo de paro (ton)	Perdidas por paros de producción (pesos)
AGOSTO (2017)	37.65	1.4	7944.2	\$691,141.05
SEPTIEMBRE (2017)	33.1	1.3	6984.1	\$607,616.70
OCTUBRE (2017)	30.8	1.1	6498.8	\$565,395.60
NOVIEMBRE (2017)	27.8	1.1	5865.8	\$510,324.60
DICIEMBRE (2017)	35.4	1.3	7469.4	\$649,837.80
ENERO (2018)	18.98	0.73	4004.8	\$348,415.86
FEBRERO (2018)	18.2	0.76	3840.2	\$334,097.40
MARZO (2018)	18.65	0.72	3935.2	\$342,358.05
ABRIL (2018)	18.7	0.72	3945.7	\$343,275.90

Tabla 27. Comparativa de toneladas perdidas y pérdidas económicas por tiempos de paro por rocas de sobre tamaño y material fino



Figura 8. Voladura con la variación del Taco, Bordo y Espaciamiento (02-03-2018)



Gráfico 6. Comparativa de pérdidas económicas por tiempos de paro al mes

En el Gráfico 6 se muestra que las pérdidas económicas por tiempos de paro al mes disminuyeron, a pesar de que no se midieron las mejoras con la variación del bordo y el espaciamiento, continuando con una tendencia la cual corresponde a prácticamente la mitad de las pérdidas económicas previas del proyecto.

6.3. VARIACIÓN DEL FACTOR DE CARGA

Con la variación de los parámetros Taco (T), Bordo (B) y Espaciamiento (E), también indirectamente cambio el factor de carga. Mientras que el disminuir el taco hizo que se incrementara el factor de carga y por consiguiente aumentar el costo de la voladura, el incrementar el bordo y el espaciamiento tuvo el efecto contrario, es decir disminuir el factor de carga y de igual manera disminuir el costo de la voladura.

Factor de carga antes del proyecto:

$$F.C. = \frac{\left(0.961 \frac{Kg}{Pza \text{ de emulsión}} * 4 Pzas\right) + 64.356 Kg \text{ de ANFO}}{3 m \text{ de bordo} * 3.5 m \text{ de espaciamiento} * 15 m \text{ altura de banco} * 2.4 \frac{Ton}{m^3}}$$

$$F.C. = \frac{68.202 Kg}{378 Ton} = 0.180 \frac{Kg}{Ton}$$

Factor de carga con la variación del taco

$$F.C. = \frac{\left(0.961 \frac{Kg}{Pza \text{ de emulsión}} * 4 Pzas\right) + 68.076 Kg \text{ de ANFO}}{3 m \text{ de bordo} * 3.5 m \text{ de espaciamiento} * 15 m \text{ altura de banco} * 2.4 \frac{Ton}{m^3}}$$

$$F.C. = \frac{71.92 Kg}{378 Ton} = 0.190 \frac{Kg}{Ton}$$

Factor de carga con la variación del taco, bordo y espaciamento

$$F.C. = \frac{\left(0.961 \frac{Kg}{Pza \text{ de emulsión}} * 4 Pzas\right) + 68.076 Kg \text{ de ANFO}}{3.2 m \text{ de bordo} * 3.7 m \text{ de espaciamento} * 15 m \text{ altura de banco} * 2.4 \frac{Ton}{m^3}}$$

$$F.C. = \frac{71.92 Kg}{426.24 Ton} = 0.168 \frac{Kg}{Ton}$$

En calculo anterior se puede observar que disminuyo el F.C. con respecto al anterior al proyecto en 12 g/ton lo cual aparentemente no hay un gran cambio, pero tomando en cuenta el costo del explosivo se traduce en un ahorro en este concepto. Por ejemplo, tomando como base que se efectúa una voladura de 50 mil toneladas, generalmente lo planeado para una voladura en el proyecto, se puede notar en la tabla 28 que el ahorro es sustancial.

Comparativa F.C.	Tonelaje	F.C (Kg/Ton)	Kg de explosivo necesario	Precio por Kg de ANFO (USD)	Tipo de cambio	Costo Total voladura (Pesos)
Antes del proyecto	50000	0.18	9000	\$0.936	18.9	\$159,213.60
Variación Taco	50000	0.19	9500	\$0.936	18.9	\$168,058.80
Variación Taco, Bordo y Espaciamento	50000	0.168	8400	\$0.936	18.9	\$148,599.36

Tabla 28. Comparativa de costo de voladuras con los diferentes factores de carga

7. CONCLUSIONES

En el proyecto de rediseño de plantillas de barrenación, se obtuvieron buenos resultados operativos: disminución de rocas de sobre tamaño, disminución de tiempos de paro en el circuito de trituración lo que le significo un ahorro importante en este rubro.

La disminución de rocas de sobre tamaño ayudo a evitar condiciones inseguras para trabajadores del sector primario.

A pesar de tener un buen resultado con el proyecto no se pudo obtener una granulometría más regular de manera que los tiempos de paro fueran mínimos debido a que la geología del lugar es muy cambiante por lo que es de vital importancia antes del desarrollo de un proyecto minero el conocer a fondo la geología del lugar.

La disminución de material fino en las voladuras tuvo un buen resultado, pero los resultados obtenidos fueron obtenidos en la temporada de secas, por lo que no se puede concluir realmente con base en datos significativos si representa un buen resultado por lo que se recomienda dar seguimiento a estos parámetros.

El no alcanzar el parámetro mínimo para la carga de fondo representa que las voladuras el no tener una mejor eficiencia en la fragmentación y el control de los pisos en la zona de operación.

Al presentar mejoras en los resultados es importante continuar mejorando el proceso realizando seguimiento retroalimentación en especial en este tipo de operación.

REFERENCIAS

Perforación y voladura de rocas en minería, José Bernaola Alonso, Jorge Castilla Gómez, Juan Herrera Herbert, Universidad Politécnica de Madrid, Departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas, Madrid 2013.

Minería a cielo abierto: Métodos de tronadura, Tomás Hidalgo, Iván López, Alan Troncoso, Javier Pincheira, Universidad de Chile, Departamento ingeniería civil de minas, Facultad de ciencias físicas y matemáticas.

Royer Romero (2015-2016). Voladura de rocas, Diseño e importancia del taco en voladuras de roca. Recuperado de

<http://www.http://royer92voladura.blogspot.com/2015/>

Mendoza Escobedo J.J. (2017), Diseño y evaluación de voladuras. Licenciatura. Universidad Nacional Autónoma de México.

Progressa lean (2018). 5 Porqués análisis de la causa raíz de los problemas. Recuperado de

<http://www.progressalean.com/5-porques-analisis-de-la-causa-raiz-de-los-problemas/>

Marycruz Alfaro A. Gilberto Aranda D. (2014) El análisis causa raíz utilizado como herramienta en la evaluación de eventos no deseados en instalaciones de una refinería. Licenciatura. Universidad Nacional Autónoma de México.

Paul F. Wilson, Larry D. Dell and Gaylord F. Anderson (1993). Root Cause Analysis (A Total Quality Management). USA: ASQC Quality Press