

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“IMPLEMENTACIÓN DE SISTEMA DE MONITOREO PARA
REDUCIR EL COSTO DE CARGUÍO”**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

JULIO ARMANDO RAYMONDI QUISPE

ASESOR: DR. ALFREDO MARÍN S.

LIMA - PERÚ

2013

DEDICATORIA

A Dios que cuida de mí y de mi familia

A mi madre por su incondicional apoyo.

A mi padre que desde el cielo siempre guía mis pasos

A mis hermanos y a un gran amigo por ser la fuente de mi inspiración.

RESUMEN

Anteriormente en la operación minera no se contaba con un sistema de monitoreo para controlar la productividad de los equipos de carguío en mina, siendo esta la razón por la cual se tenían rendimientos relativamente bajos de 750 t/h aproximadamente y con un costo unitario de 0.19 \$/t, ya que la medida correctiva se realizaba después de las jornadas de trabajo. Es por eso que se implementó un sistema de monitoreo que controla el rendimiento de los equipos de carguío en la operación por cada hora.

Después de implementar el sistema de monitoreo en la operación minera y asegurar la continuidad del sistema mediante la capacitación constante del personal involucrado, se consiguió un incremento de la productividad en los equipos de carguío de hasta un 20%, es decir se consiguió una producción de 910 t/h y un costo de carguío de 0.15 \$/t ya que las medidas correctivas se realizan después de una hora de haber iniciado la operación.

Para lograr implementar este sistema de monitoreo se requiere tanto de recurso humano con alta capacitación en la operación minera y materiales de tecnológicos sobre todo de comunicación.

ABSTRACT

Previously in the mining operation did not have a monitoring system to monitor the productivity of the equipment of demolition in mine, and that is why it had relatively low yields of 750 t/h approximately and with a unit cost of 0.19 \$/t, since the corrective action is carried out after the day on the job. That is why it is implement a monitoring system that monitors the performance of the demolition teams in the operation for each hour.

After you deploy the monitoring system in the mining operation and ensure the continuity of this through the continued training of staff involved, realized an increase in the productivity of the demolition teams of up to 20 %, that is to say there was a production of 910 t/h and a cost of demolition of 0.15 \$ /t already that the corrective measures are carried out after an hour of having initiated the operation.

To manage and implement this continuous monitoring system, it is a pre-requisite to have highly trained operators both in operation of new equipment as well as in communication and control.

ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	10
CAPITULO I – ASPECTOS GENERALES	
1.1 Ubicación	12
1.2 Accesibilidad	14
CAPITULO II – GEOLOGIA DEL YACIMIENTO	
2.1 Geología Regional	15
2.2 Geología Local	16
2.3 Geología Estructural	18
2.4 Estratigrafía	20
2.5 Mineralización	23
2.6 Litología	23
2.7 Alteración	24
2.8 Tipo de Yacimiento	24

2.9 Parámetros Geomecánicos de las rocas	26
CAPITULO III – PLANEAMIENTO MINA	
3.1 Programa de Minado al límite económico del tajo	27
3.2 Programa Mensual	29
CAPITULO IV – OPERACIONES MINA	
4.1 Minado	31
4.2 Perforación	32
4.3 Voladura	35
4.3.1 Instalaciones y Equipos	36
4.3.2 Parámetros de Voladura	37
4.3.3 Accesorios de Voladura	42
4.3.4 Agentes de Voladura	47
4.3.5 Especificaciones técnicas para el proceso de Voladura	49
4.3.6 Determinación del factor de Potencia	50
4.3.7 Determinación de la densidad lineal por taladro	50
4.3.8 Costo por Accesorios de Voladura	52
4.4 Carguío	52
4.4.1 Características de los equipos de carguío	53
4.4.2 Relación de Capacidades de Equipos	55
4.5 Acarreo	55
4.5.1 Características de Equipos de acarreo	56
4.5.2 Distancias de acarreo	

4.6 Equipos Auxiliares	60
4.6.1 Características de Equipos auxiliares	60
CAPITULO V – IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE MONITOREO	
5.1 Objetivos	65
5.2 Alcance	66
5.3 Desarrollo	67
5.4 Análisis y Evaluación de Resultados	69
CONCLUSIONES	82
RECOMENDACIONES	84
BIBLIOGRAFÍA	86

LISTA DE TABLAS

TABLA 1.1	Ruta de ingreso a Minaspampa	14
TABLA 2.2	Parámetros Geomecánicos de las rocas	26
TABLA 3.3	Cuadro de Producción mensual	29
TABLA 4.4	Especificaciones técnicas - Booster	43
TABLA 4.5	Especificaciones técnicas de Voladura	49
TABLA 4.6	Costos de accesorios de voladura	52
TABLA 4.7	Cantidad de pases de equipos de carguío	55
TABLA 4.8	Ciclos de tiempo de acarreo	58
TABLA 5.9	Distribución del personal para el monitoreo	69
TABLA 5.10	Demoras de equipos de carguío	72
TABLA 5.11	Rendimientos antes de implementar el sistema de Monitoreo	77
TABLA 5.12	Costos de carguío antes de implementar sistema de monitoreo	78
TABLA 5.13	Rendimiento de Excavadoras	79
TABLA 5.14	Costos de carguío	80

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1.1	Ubicación Geográfica - Minaspampa	13
FIGURA 2.2	Sección Geológica 011 NW	25
FIGURA 3.3	Diseño Tajo Minaspampa al límite final	28
FIGURA 3.4	Secuencia de Minado según programa mensual	30
FIGURA 4.5	Proceso de Minado	32
FIGURA 4.6	Parámetros de Voladura	38
FIGURA 4.7	Altura de Banco	39
FIGURA 4.8	Columna de Carguío	42
FIGURA 4.9	Excavadora	53
FIGURA 4.10	Cargador Frontal	54
FIGURA 4.11	Camión Volvo	57
FIGURA 4.12	Perfil de ruta de acarreo	59
FIGURA 4.13	Motoniveladora	61
FIGURA 4.14	Tractor de ruedas	62
FIGURA 4.15	Tractor de orugas	63
FIGURA 4.16	Rodillo	64

FIGURA 5.17	Distribución de costos en operaciones mina	67
FIGURA 5.18	Plano de ubicación de controladores	70
FIGURA 5.19	Cuadro de reporte del sistema de monitoreo	73
FIGURA 5.20	Cuadro de producción de equipos de carguío	74
FIGURA 5.21	Cuadro Resumen de producción de equipos de carguío	75
FIGURA 5.22	Rendimientos de excavadoras antes de implementar el sistema de monitoreo	77
FIGURA 5.23	Costos de carguío antes de implementar el sistema de monitoreo	78
FIGURA 5.24	Rendimientos de excavadoras con el sistema de monitoreo	79
FIGURA 5.25	Costos de carguío de excavadora con el sistema de monitoreo	80
FIGURA 5.26	Costos de carguío promedio de excavadoras con el sistema de monitoreo	81

INTRODUCCIÓN

Las operaciones unitarias que tienen mayor implicancia en la operación minera son las de perforación-voladura-carguío y acarreo, afirmaremos también que por experiencias en el proceso de minado el costo de carguío y acarreo son los más altos respecto a las demás mencionadas anteriormente, es por eso que se realizó este trabajo enfocado en el incremento de la productividad de los equipos de carguío y por consiguiente buscar la reducción del costo unitario de carguío.

El trabajo desarrollado se realizó en las operaciones mineras de la Cía. Minera Minaspampa en la cual se trabajan con equipos de bajo perfil para lograr una alta selectividad. Donde se trabajan en dos guardias de doce horas por día, buscando de esta manera los más altos índices de utilización de nuestros equipos. Se extrae el mineral del tajo Minaspampa y es llevado a los módulos de la zona de lixiviación para continuar con su proceso de tratamiento.

Es importante controlar el rendimiento de nuestros equipos en su operación, si vemos en unidades mineras de altos índices de producción todos ellos cuentan con un sistema dispatch que dan a la operación un respaldo y asegurando su rentabilidad, no se puede ser indiferente a implementar este sistema en nuestra

operación, por ello buscamos implementar un sistema de monitoreo que este en nuestro alcance económico y que promueva el logro de nuestros objetivos de corto y largo plazo.

Al comienzo al implementar este sistema existía cierta resistencia a la nueva metodología de trabajo, se consiguió superar esto con las constantes capacitaciones que se brindaron al personal involucrado y efectivamente logro la adaptación cuando llegaron los resultados de este trabajo.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Ubicación

Las operaciones mineras de la Cía. Minera Minaspampa, se encuentran ubicado en el Caserío de Casgabamba, del distrito de Sarín, Provincia de Sánchez Carrión, Departamento de La Libertad. Está ubicado entre 3900 m.s.n.m. y 4,300 m.s.n.m., conformando por una topografía accidentada.

Geográficamente, el área de la unidad minera se encuentra ubicado en el flanco oriental de la Vertiente del Pacífico, entre las coordenadas geográficas 7°57'52,31" Latitud S 77°59'9,97" Longitud W y 7°58'54,38" Latitud S 7°57'50,48" Longitud W, en cuyo alrededor existen los cerros Minaspampa (E), Laguna Larga (W) y el cerro Casgabamba (SW). Las altitudes varían entre los 3600 y 4300 msnm.

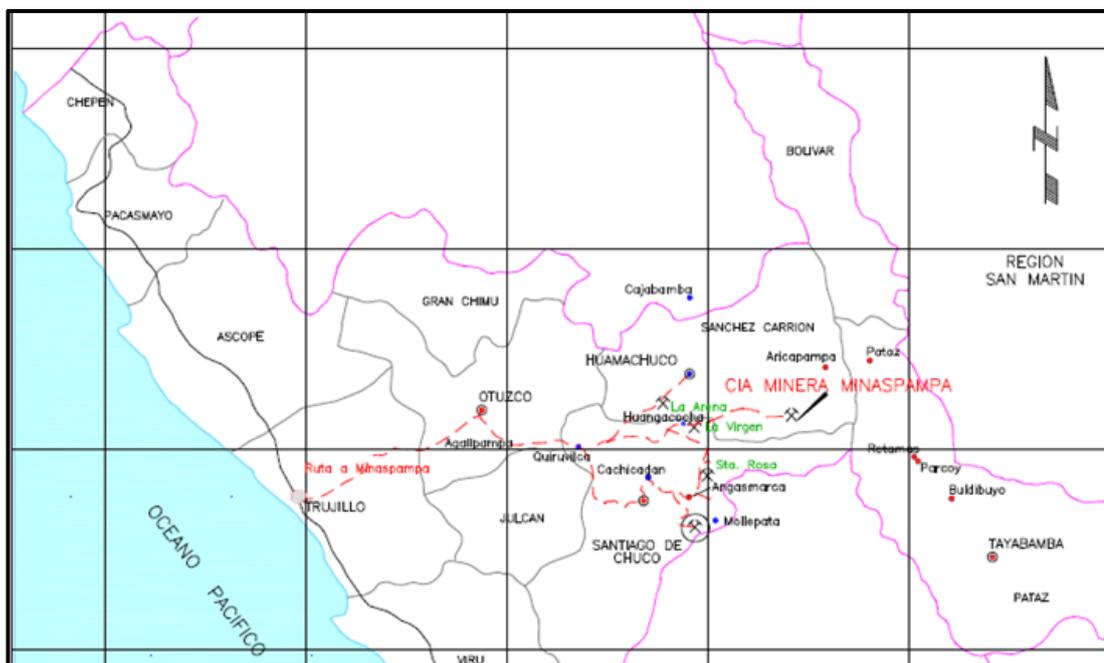


Figura 1.1 Ubicación Geográfica – Minaspampa

La compañía minera “Minaspampa” tiene comprendido entre 3 concesiones mineras, estas concesiones abarcan un área total de 2,400 hectáreas, que comprende las concesiones Veca XV, Kevin III, Patrick Almendra I.

El área de exploraciones actualmente es de 1,078 has. Del cual, el área que abarca las actividades de explotación del tajo se circunscribe a 9.702 has.

1.2 Accesibilidad

El acceso a la zona de proyecto desde la ciudad de Lima se realiza por vía terrestre a través de la Carretera Panamericana Norte hasta la ciudad de Trujillo y luego continuando por la ruta de Trujillo – Huamachuco. En la intersección de la carretera asfaltada hacia la Ciudad de Huamachuco y la carretera de acceso al Proyecto “La Arena”, existe un desvío hacia el lado derecho continua una carretera carrozable por la ruta al distrito de Sarín cuya carretera llega hasta el Proyecto Minaspampa.

Tabla 1.1.- Ruta de ingreso a Minaspampa

RUTA	VÍA	KM	TIEMPO DE VIAJE (HRS)	
			PARCIAL	ACUMULADO
Lima – Trujillo	Asfaltada	561	8:00'	-
Trujillo – Same	Afirmada	50	0:45'	8:45'
Same – Agallpampa	Afirmada	34	1:15'	10:00'
Agallpampa – Shorey	Afirmada	41	1:35'	11:35'
Shorey – Desvío a Huamachuco	Afirmada	9	0:30'	11:45'
Desvío a Huamachuco – Mina	Carrozable	42	1:40'	13:25'

CAPITULO II

GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

2.1. Geología Regional

El área del proyecto se ubica en el cuadrángulo de Pataz (INGEMMET 16-h). Regionalmente la estratigrafía consiste de secuencias sedimentarias – clásticas del Jurásico superior y el Cretáceo inferior. Regionalmente Minaspampa pertenece al tren de mineralización aurífera del metalotécto Norte del Perú, en la cual se encuentran Minas como Lagunas del Norte, San Simón, Comarsa, y proyectos como El Toro, La Arena y varias más.

El área del proyecto Minaspampa se encuentra ubicada en el sector septentrional de la Cordillera Occidental de los Andes, con coordenadas UTM de un punto central 171750E y 9118250N. Su morfología en general agreste, con valles encañonados y escarpas rocosas, es condicionada principalmente por factores estructurales y litológicos.

La estratigrafía regional se caracteriza por la presencia de rocas sedimentarias con edades del Jurásico superior al Cuaternario reciente, fuertemente plegadas y

falladas, constituidas por las formaciones Chicama, Chimú, Santa – Carhuaz, Farrat, Inca, Chulec y Pariatambo. Esta secuencia es cubierta por depósitos recientes.

El marco estructural esta dado por el intenso tectonismo que ha afectado a esta región, evidenciado por la presencia de numerosas fallas kilométricas de orientación andina (NO-SE), y plegamientos normales e invertidos. A nivel regional, se aprecia una marcada actividad geodinámica conformada principalmente por movimientos de remoción de masas.

2.2. Geología Local

Geológicamente la mineralización se encuentra emplazada dentro de las areniscas de la formación Chimú de rumbo N30-50W con potencia mayor a 200 m. y corresponde al Trend de mineralización aurífera del Metalotecto Septentrional Andino del Norte del Perú, donde se encuentran operando minas como Lagunas Norte ,Comarsa, La Virgen, el Toro, Igor, Algamarca.

La mineralización principal se encuentra asociada a afloramientos de brechas hidrotermales que se emplazan en el eje de un anticlinal de falla Normal, rumbo N25- 45W y de alto ángulo; observándose hasta 3 estructuras mineralizadas de diferentes potencias y moderadamente especiadas que convergen desde el Sur Este hasta la parte central generando un importante halo de mineralización con potencia promedio visible de 5 m. y valore de oro hasta de 20 gr/tm. tal como se comprueba

con las fuertes explotación reciente mente efectuada mediante labores subterráneas.

También existe un segundo sistema de mineralización relacionado a brechas hidrotermales de rumbo N30–50E, de alto ángulo con potencia menor a 20 m. observándose presencia de oro de libre íntimamente asociado a Oxido de Fe, destacando principalmente la goethita, limonita, jarosita, y ocasionalmente hematita.

Colaterales a estos dos sistemas se presentan espacialmente delgadas estructuras mineralizadas tipo “stockwork”, incrementando significativamente las posibilidades de mineralización.

Los rasgos principales de la presencia de alteración hidrotermal está relacionada fuertemente al ensamble cuarzo-sericita, ocasionalmente cuarzo alunita. Que se manifiestan tapizando la matriz y fracturas de la roca en forma pulverulenta y granular y a la fuerte silicificación que ocurre en forma masiva generando cuerpos irregulares y en venillas milimétricas de cuarzo lechoso que cruzan la matriz de la roca indicando la proximidad de ocurrencia de mineralización aurífera. La alteración argílica se manifiesta en las intercalaciones de lutitas con areniscas de grano fino y textura fiabile.

2.3. Geología Estructural

Los rasgos estructurales más significativos y evidenciados en el proyecto, están relacionados con la dirección de los esfuerzos compresivos principales de N 45°- 50° E a S45°- 50° W. Casi perpendicular a estos esfuerzos se localiza la falla Minaspampa. Así mismo, los ejes de los pliegues, se alinean también en esta dirección N 40° W.

Se puede encontrar brechas hidrotermales concordantes con las capas y otras paralelas a la dirección de los esfuerzos, con espesores variables que van desde centímetros hasta más de dos metros, las cuales han aprovechado las fallas y fracturas formadas por los esfuerzos compresivos y un posterior relajamiento de los mismos.

Dentro del anticlinal se ha formado también brechas tectónicas y fallas inversas en paquetes finos y potentes, hasta más de 2m.

El área de estudio forma parte del flanco Este de un gran anticlinal afectado por lineamientos regionales de tendencia andina donde aflora la formación Chimú, cuyo eje pasa por los centros poblados de Casgabamba y Chir Chir. En este flanco se encuentran alineado el proyecto Minaspampa al Sur y corresponden al mismo segmento mineralizado, controlado por fallas de alto ángulo con rumbo promedio Este – Oeste.

Los trabajos de campo confirman fuertemente la existencia de dos sistemas principales de mineralización (1º) sistema Norte-Oeste y Sur-Este y (2º) sistema de rumbo Nor-Este y Sur-Oeste y persisten a profundidad incrementando el potencial del recurso mineralizado. El primer sistema probablemente corresponde esfuerzos de compresión y el segundo sistema a esfuerzos distensión. Estos juegos de estructuras posiblemente constituyen un sistema de Feeders por donde han ascendido las soluciones hidrotermales que han mineralizado el área.

La mineralización se presenta asociada a un sistema de estructuras de Oxido de Fe de rumbo promedio E-W, de alto ángulo donde se expone el contacto de brechas hidrotermales que tienen un comportamiento tipo rosario en forma vertical y también horizontal con potencias de hasta 5.0m en la parte central, estrangulándose hasta un espesor en centímetros en su parte angosta.

El contacto de la brecha hidrotermal con la roca encajonante ha generado una aureola de alteración y mineralización con valores de oro, cuyo resultado es la presencia de un sistema de venillas tipo stockwork con relleno de Oxido de Fe, además se observa en la matriz de la roca, oquedades cúbicas rellenas con Oxido Fe tipo boxwork, producto de la intensa lixiviación hidrotermal de la pirita, dando la apariencia de Vuggy – Sílice por la abundante ocurrencia de estas cavidades.

También se presenta “dikes” de brecha hidrotermal con fuerte oxidación pero de menor potencia.

2.4. Estratigrafía

De acuerdo a la información publicada por INGEMMET, y la inspección de campo, se establece que en el área de estudio afloran unidades estratigráficas variables, cuyas edades van desde el Jurásico Superior hasta el Cretáceo Inferior; los cuales a continuación se presentan su descripción de cada una de las unidades estratigráficas identificadas en la zona:

- **Formación Chicama (Js-ch)**

Esta unidad consiste de intercalaciones de capas delgadas de areniscas grises, cuarcitas, limolitas negras y lutitas bituminosas y abigarradas, aforando en la parte sur del proyecto y hacia el NW. En la parte superior capas de cuarcitas principalmente. Regionalmente presenta un espesor de 1500m.

Secuencia del Jurásico superior, conformada por lutitas negras altamente fisibles, lutitas arenosa y finalmente horizontes de areniscas grises a oscuras, hacia el tope. Esta unidad constituye el basamento rocoso del pad de lixiviación y botadero de desmontes.

- **Formación Chimú (Ki-ch)**

Esta formación está constituida por una secuencia de cuarcitas recristalizadas, en bancos medianos y de grano fino a medio, presentando como base una secuencia abigarrada compuesta por lutitas, limonitas y areniscas blancas y macizas. Litológicamente, la formación consiste en una secuencia de Cuarcitas blancas de grano medio, la cual ha sido recristalizada presentando una textura granoblástica. Típico de cuarcitas metamórficas; en la base de la formación presentan capas de lutitas, donde se observan algunos mantos de carbón. Presenta una potencia aproximada de 500m. Presentan estratificación cruzada localmente.

Está conformada por paquetes gruesos de areniscas y cuarcitas blancas a grises de grano fino a grueso con delgados horizontes de lutitas pizarrosas (Cretácico Inferior). Esta secuencia se manifiesta por la presencia de cerros prominentes y alargados.

- **Depósitos cuaternarios**

Estos depósitos están conformados principalmente por materiales coluviales, derrubios, y flujo de lodos con una distribución y espesor variado.

Depósitos Coluviales: Se distribuyen en general adyacentes a afloramiento rocosos. Consisten generalmente de limo y arena, con grava y bolones.

Depósitos de Deslizamientos: Acumulaciones producto de deslizamientos de suelos y rocas. Se distinguen por su morfología aborregada y escalonada, como las que se aprecian la zona del botadero de desmontes y pad.

- **Depósito de Flujo:** Se han distinguido:

Flujo de Detritos: Consisten en general en gravas con arenas y limos, que se han acumulado y rellenado la depresión donde se ubica el pad.

Flujo de Lodos: Consisten en por lo menos 50% de material del tamaño del limo y arcilla. Su principal material de aporte proviene de las lutitas.

- **Bofedales**

Caracterizados por suelos hidromórficos, principalmente finos, en general con presencia de turba en su superficie. Se distribuye en la zona del pad y botadero proyectado.

2.5. Mineralización

La mineralización básicamente se encuentra emplazada dentro de las Cuarcitas, asociadas a brechas hidrotermales que generan un importante halo de mineralización con potencias variables que fluctúan desde centímetros hasta 5m (como se evidencian en las labores subterráneas).

Se ha evidenciado en los chips de perforación vetillas finas milimétricas de cuarzo blanco, este puede ser con cristales hialinos; algunas con o sin boxwork y también con o sin óxidos, estos presentan grandes valores anómalos de oro, dando a suponer varios eventos posteriores al plegamientos y que cortan las capas de los estratos del Chimú.

2.6. Litología

En el proyecto Minaspampa se pueden evidenciar varios tipos de rocas las cuales varían por el tamaño de grano, sorteo, redondez, color y composición. Estas rocas son:

Cuarcita: Esta roca se sub divide por su tamaño del grano variando desde grano fino, medio y grueso, predominando la de grano medio; también entre ellas varían de color desde gris claro, gris y gris oscuro, siendo estos colores los más frecuentes.

Lutitas:

Lutitas Pizarrosas: De color beige muy deleznales con abundancia de sericita en su matriz.

Lutitas Carbonosas: De color negro debido al contenido bituminoso.

Areniscas: Estas también se sub dividen por su tamaño del grano, variando desde fino, medio y grueso; los colores son en su mayoría gris oscuro y negras.

Limolitas: De color amarillo en su gran mayoría.

2.7. Alteración

Las alteraciones predominantes y más resaltantes según el estudio petrográfico realizado y verificadas en el mapeo del Proyecto Minaspampa son:

A.- Silicificación en las Cuarцитas.

B.- Silicificación Intensa, argilización muy débil.

C.- Silicificación intensa, argilización avanzada moderada a intensa.

2.8. Tipo de Yacimiento

El tipo de yacimiento del Tajo Minaspampa es:

Yacimiento Epitermal de Alta Sulfatación

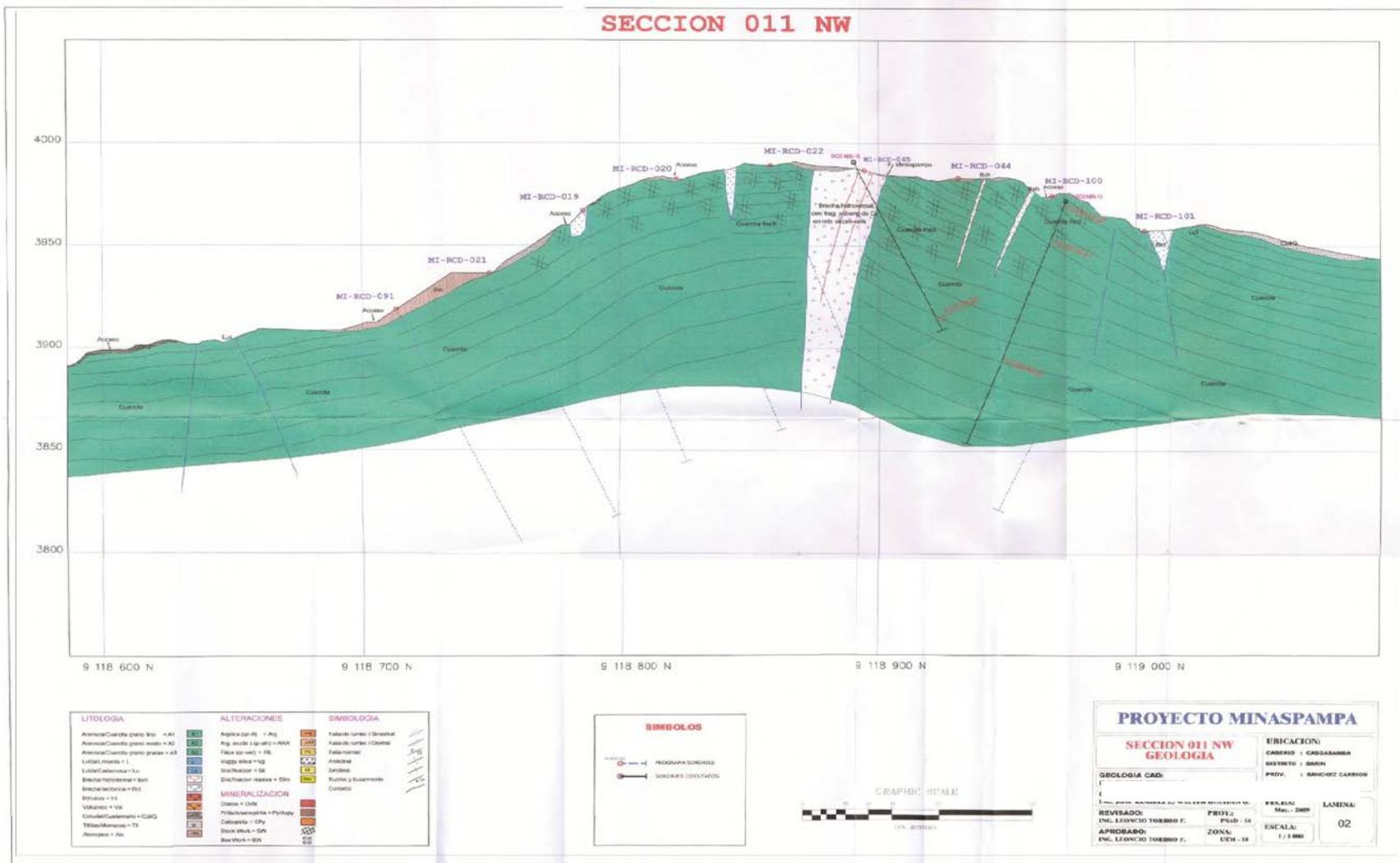


Figura 2.2 – Sección Geológica 011 NW

2.9. Parámetros Geomecánicos de las rocas

La densidad del material y la humedad han sido determinados durante las pruebas geomecánicas realizadas durante el logeo de las muestras de las perforaciones diamantinas. El factor de esponjamiento se ha tomado en referencia a datos obtenidos en operaciones similares.

Tabla 2.2 Parámetros Geomecánicos de las rocas

DESCRIPCIÓN	SÍMBOLO	UNIDAD	MINERAL	DESMONTE
Densidad InSitu	Δ_i	t/m ³	2.54	2.54
Densidad esponjado	$\delta_{esp.}$	t/m ³	1.81	1.81
Factor de esponjamiento	Fesp.	-	1.40	1.40
Humedad	Hu	%	5.00	5.00
Densidad aparente	Δ_{ap}	t/m ³	1.86	1.86

CAPITULO III

PLANEAMIENTO MINA

3.1 Programa de Minado al límite económico del Tajo

En base a los parámetros técnicos (ángulos de talud final, rampas determinado según estudios de estabilidad de taludes realizados para el Tajo Minaspampa, taludes de banco, ancho de bermas, vías) parámetros económicos (precio del Oro, costos de minado, costos de tratamiento, costos de comercialización), se determinó el límite económico (cono optimo) del tajo abierto mencionado.

Teniendo como referencia el cono óptimo de los límites económicos de los tajos, se diseñó el tajo operativo, tomando en consideración los parámetros de minado, cuyos planos a los límites finales corresponden al plan de minado del año 2013 del Tajo Minaspampa.

Este programa está siendo evaluado aun ya que la caída del precio del oro ha afectado los ingresos a nuestra operación minera, se está considerando reducir los costos

3.2 Programa mensual

A continuación se muestra el avance de producción programado en el tajo Minaspampa para el mes de julio.

BANCO	MINERAL TM	LEY AU gr /TM	DESMONTE TM	TOTAL MATERIAL TM	RELACION D/M
938	549	0.14	66,412	66,960	121.00
932	4,940	0.18	84,596	89,535	17.13
926	609	0.17	67,350	67,959	110.55
920			30,736	30,736	
914	24,699	0.32	109,771	134,470	4.44
908	72,998	0.35	77,938	150,935	1.07
902	68,058	0.41	108,125	176,183	1.59
896	59,276	0.22	132,219	191,495	2.23
890	4,930	0.20	24,870	29,800	5.04
884	45,120	0.30	165,755	210,874	3.67
878	61,241	0.36	172,231	233,472	2.81
872	7,580	0.58	10,000	17,580	1.32
TOTAL	350,000	0.332	1,050,001	1,400,000	3.00

Tabla 3.3.- Cuadro de Producción mensual

Se ha programado:

Mineral	:	350,000	Tm.
Desmonte	:	1,050,000	Tm.
Ley	:	0.3320	gr/Tm AU
Total	:	1,400,000	Tm.
Relación	:	3.0	D/M.

Los bancos programados para el mes de julio se muestran a continuación.

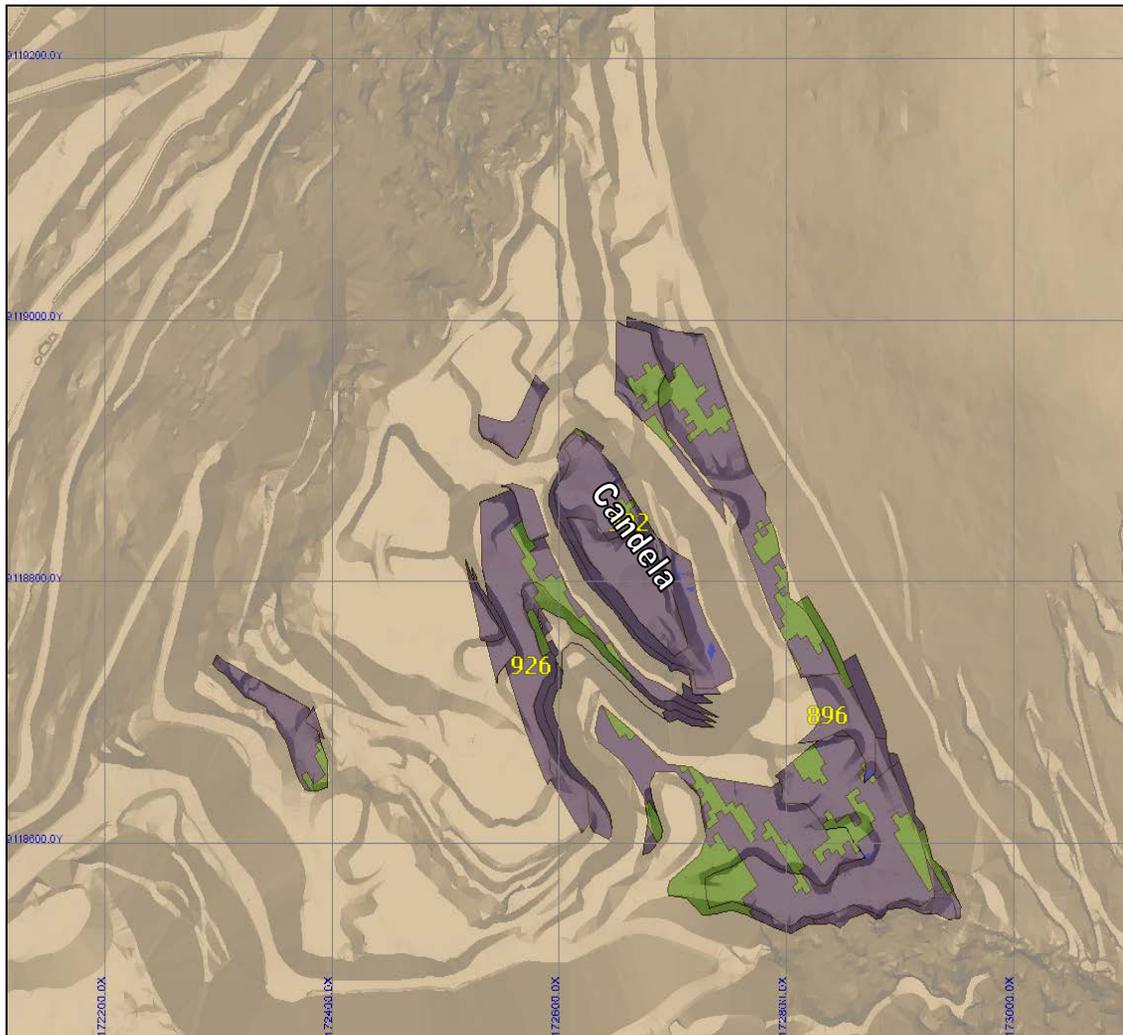


Figura 3.4 Secuencia de minado según programa mensual

CAPITULO IV

OPERACIONES MINA

4.1 Minado

El método de minado es a cielo abierto, en el que se ejecutarán las siguientes fases de minado. Perforación, Voladura, Carguío, Acarreo, Servicios Auxiliares.

El nivel de producción mensual de mineral a ser depositado en el PAD Dinámico, será de 250,000 Tm, enero – febrero y 300,000 Tm marzo – Diciembre.

Actualmente se están presentando condiciones externas a la operación minera que hacen una incertidumbre mayor el precio del oro, la cual tiene influencia considerable en nuestra operación minera, es por eso que mantenemos una relación de desmonte a mineral de 3 a 1 para tratar de minimizar los efectos.

.

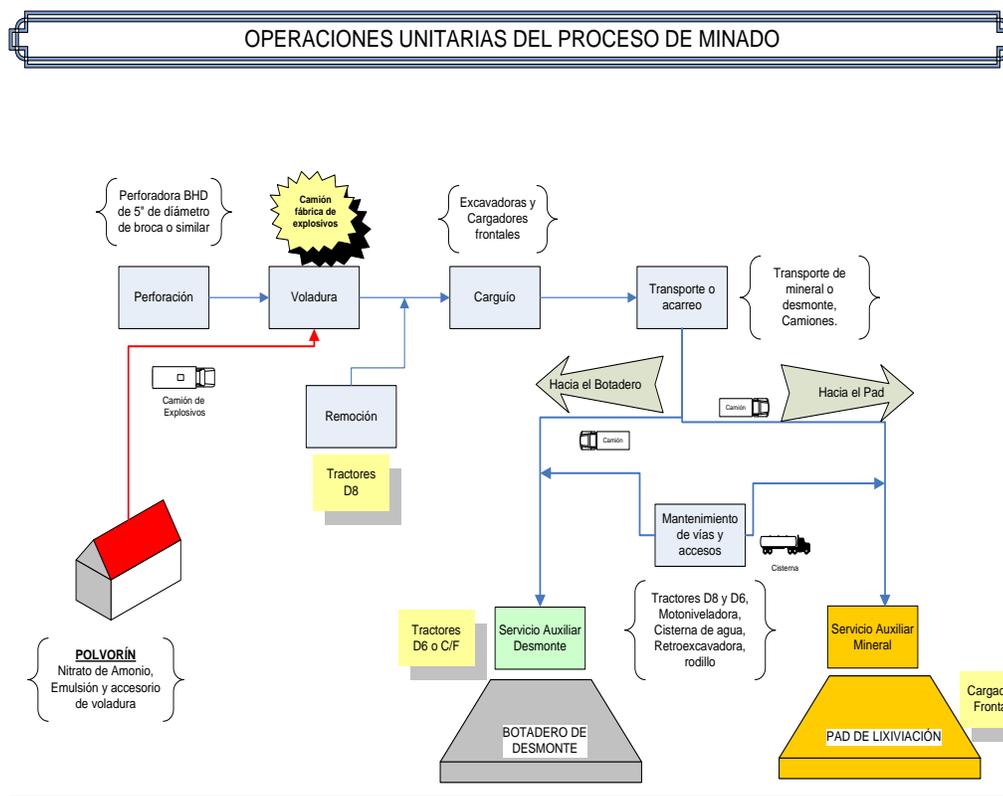


Figura 4.5 Proceso de Minado

4.2 Perforación

Para esta actividad se cuenta con una perforadora Atlas CopcoDM45HP, con diámetro de perforación de 5 3/4" y Schramm T450 BH Rotadrill, con diámetro de perforación de 5".

Se determinó que la altura del banco es de 6 metros por lo que longitud del taladro será de 6 metros para el banco más 0.50 metros de sub - drilling, total 6.50 metros por taladro.

La perforación y voladura van juntos y tienen un gran efecto en todas las demás fases del ciclo de minado, lo que representan un proceso motor de la operación.

En general todo diseño debe dar un adecuado tonelaje del material, buen apilamiento y una fragmentación óptima que asegure que el carguío, transporte y otros servicios se realicen con el menor costo y mayor productividad.

A continuación presentaremos las especificaciones técnicas de las perforadoras:

Perforadora "INGERSOLL RAND MODELO DM-45 E"

Marca	:	Ingersoll Rand
Modelo	:	DM-45E
Motor	:	CUMMINS QSK19C de 600HP@2100 RPM
Año de Fabrica	:	1997
Diámetro Broca	:	5 ¾"
Empuje Motor	:	45 000 (20 400 Kg.)
Compresor	:	Tornillo Rotativo de 1050 CFM@350PSI
Torre/Mástil	:	Barra 30 ft (9m.)
Carrusel	:	capacidad para 4 barras
Tanque Agua	:	200 gls.
Tanque Lub. Martillo	:	60 gls.

Long. Mástil Horiz.	:	11.28 m.
Long. Mástil Vertical	:	9.90 m.
Altura Mástil Vertical	:	13.90 m.
Ancho	:	3.81 m.
Peso	:	31 800 kg.

Perforadora "SCHRAMM T450 GT"

Pulldown	:	Hasta 17 100 libras (7.775 kg)
Capacidad de elevación	:	Hasta 30.000 libras (13.605 kg)
Diámetro de Broca	:	5"
Capacidad de combustible	:	240 litros
Motor	:	DIT ATAAC 580 CV (432 kW) @ 1800 rpm
Compresor con embrague	:	1050 cfm @ 350 psi

Pistón o bombas centrífugas de barro

Ángulo de 45 grados mástil (opcional)

16 ½ "(420 mm) abertura de la mesa

Martillo DTH lubricador

Controles de temperatura de seguridad

Tiene cuatro bombas hidráulicas

Cabrestante con plumín hidráulico

4.3 Voladura

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Para la iniciación utilizamos boosters de 1 libra con faneles duales (retardo de superficie y retardo de fondo) unidireccionales (de una sola dirección) no eléctricos. Para el amarre de la troncal utilizamos CTD de 42 milisegundos y de 65 milisegundos (retardos).

El carguío se realiza mediante un camión fábrica para mezclas de ANFO y EMULSIÓN; según el tipo de roca a fragmentar.

Luego del carguío con ANFO o EMULSIÓN se tapan los taladros y finalmente se chispea utilizando la mecha lenta de 3 pies y un fulminante N° 8.

4.3.1. Instalaciones y Equipos

Presentaremos las instalaciones y equipos que utilizamos para realizar el proceso de voladura.

Almacén de Nitrato y Emulsión

El almacén de Nitrato o Cancha de Nitrato se encuentra en el Botadero Cuco y en el Polvorín Principal. Se cuenta también con 3 silos de emulsión de aproximadamente 20 TN cada uno, en los que se almacena la emulsión de Orica y de Famesa.

Polvorines

Se cuenta con 02 polvorines para el almacenaje de los accesorios y agentes de voladura.

El primero almacena los siguientes accesorios: Faneles, retardos CTD, fulminantes y mecha de seguridad o guía de seguridad.

En el segundo polvorín almacena los siguientes: Booster, Cordón Detonante 5P y cartuchos de dinamita.

Camión fábrica

Solo se cuenta con un solo Camión Fabrica, cuya capacidad es de 7.5 TN de Nitrato de Amonio, 4.5 TN aproximadamente de Emulsión y 160 galones de D2.

4.3.2. Parámetros de Voladura

Los principales parámetros de la voladura están constituidos por ancho y longitud del bloque, destinado a la perforación y voladura (Altura y ángulo de talud de banco, ancho y longitud del bloque), cantidad de explosivo, fragmentación requerida, enmarcados en el proceso tecnológico adoptado en el proceso de explotación dado. Tomaremos como referencia el siguiente grafico ilustrativo.

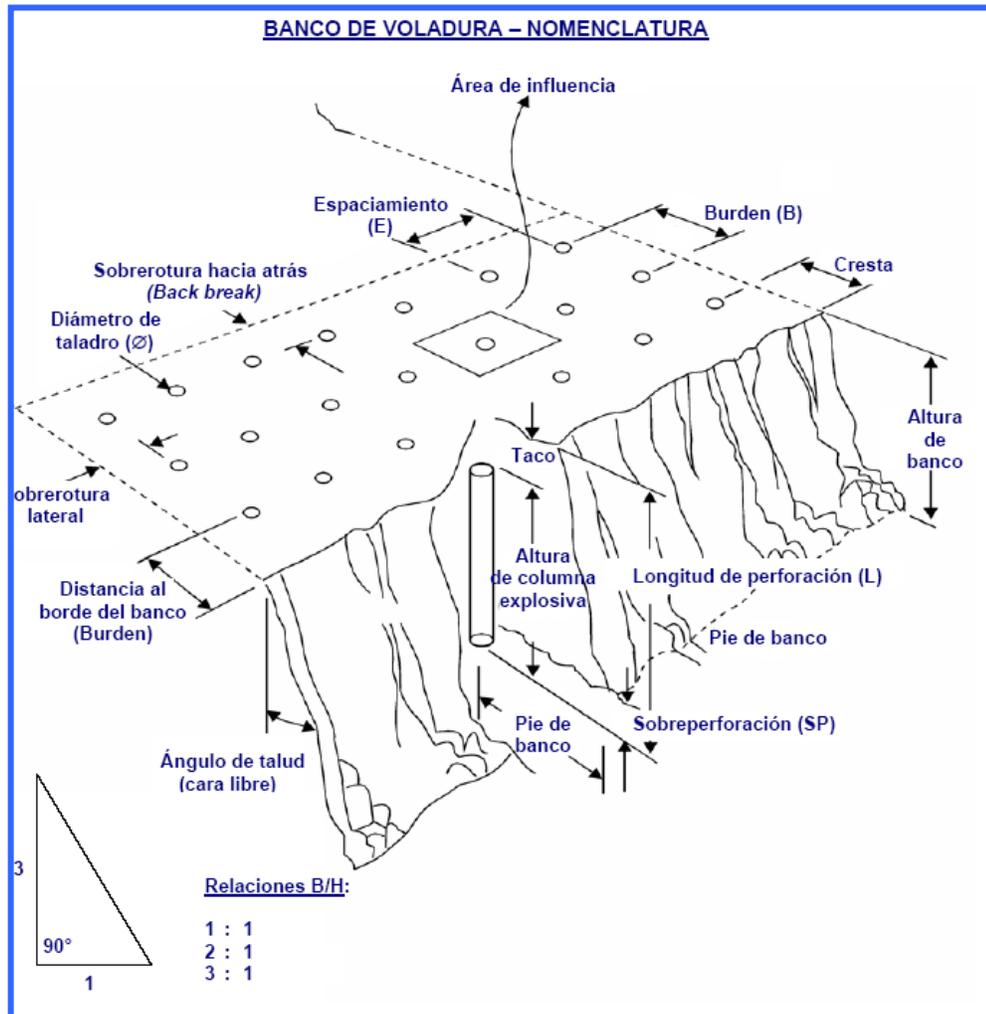


Figura 4.6 Parámetros de Voladura
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Altura de banco

Los bancos son excavaciones similares a escalones en el terreno. Su característica principal es la de tener, como mínimo, dos caras libres, la superior y la frontal.

La altura está en función: del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica, estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad.

Este parámetro en la Unidad ha sido determinado por el área de planeamiento, y es de 6 metros.

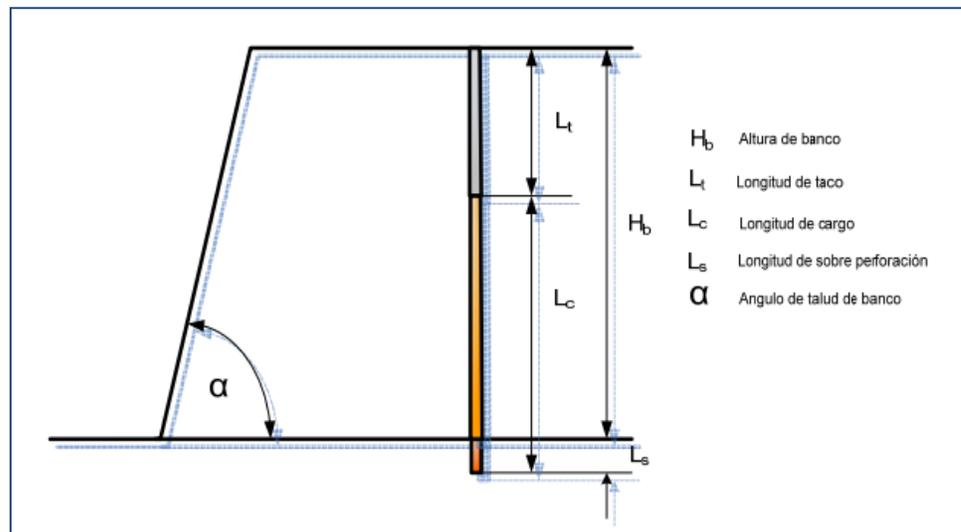


Figura 4.7 Altura de Banco

Diámetro de taladro

El diámetro del taladro en MINASPAMPA, es de:

- Taladros realizados por Perforadora DM-45: 5 $\frac{3}{4}$ "
- Taladros realizados por Perforadora Schramm T450: 5"

Burden (B)

Es la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro a la cara libre más cercana y en la dirección en la cual probablemente ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa producto de la voladura.

Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes.

Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

El Burden y el Espaciamiento guardan una relación entre ellos: $E = 1.151 \times B$.

Pero debes tener en cuenta que en Minaspampa se trabaja con Malla Cuadrada, por lo tanto, las medidas de Burden y Espaciamiento serán iguales.

Sobre-Perforación

En Minaspampa se trabaja con una sobre perforación promedio de 0.5 m, para evitar la aparición de toes luego de la voladura y poder controlar los desniveles del piso.

Taco

El taco promedio utilizado es de 2.50 m cuando se trabaja en zonas con presencia de mineral, en zonas de desmonte el promedio es de 2.80 m dependiendo de la dureza del terreno; esto se hace con el propósito de lograr un mayor confinamiento de la energía. El material producto de la perforación (detritus), es utilizado para dicho fin.

Densidad del Mineral

La densidad In-situ del mineral (Cuarcita) se ha determinado, y tiene un valor calculado de 2.54 Ton/m³.

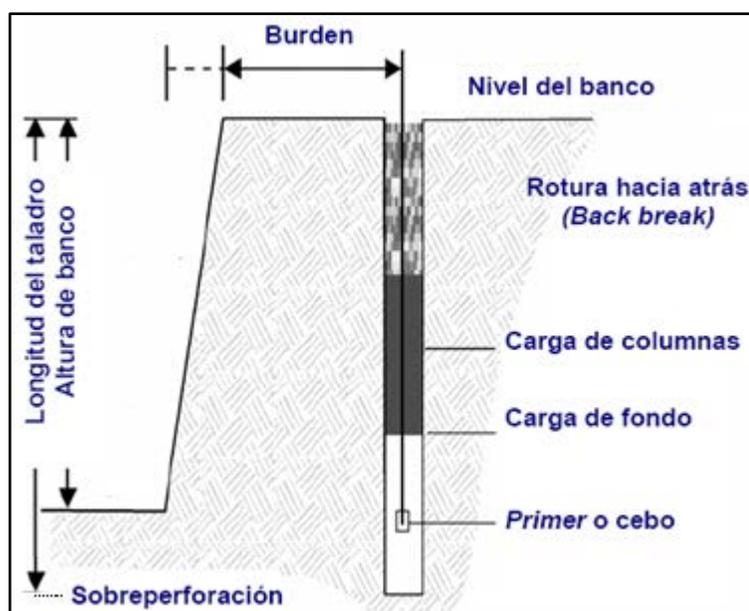


Figura 4.8 Columna de Carguío
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

4.3.3. Accesorios de Voladura

Los accesorios de voladura utilizados para realizar la secuencia de salida de los taladros son los siguientes:

Boosters, Cebos o Primers

Este accesorio de voladura, trabaja como iniciador de la columna explosiva, tiene alta potencia, presión y velocidad de detonación; presenta alta resistencia al agua. Está fabricado en base a PENTOLITA.

En Minaspampa se utiliza BOOSTERS de 1 Lb. (450g)

Tabla 4.4 Especificaciones Técnicas - Booster

ESPECIFICACIONES TECNICAS	
BOOSTER 1 lb.	
Densidad (g/cm ³)	1,60
Velocidad de detonación (m/s)	7000
Presión de detonación (Kbar)	202
Energía (Kcal./Kg.)	2652
Resistencia al agua	Excelente.
Volumen de gases (l/Kg.)	692

Fuente: Manual Práctico de voladura EXSA

Cordón detonante 5P

Este accesorio de voladura, está compuesto por un núcleo de un explosivo conocido como PENTRITA de alto poder explosivo, el cual está cubierto de

papel, tejidos con hilos de algodón y una cubierta parafinada lo que le da mayor resistencia a la abrasión e impermeabilidad. Tiene una velocidad de detonación de 7000 m/s.

Mecha de seguridad

Este accesorio conocido también como mecha lenta, es un accesorio de voladura y un componente del sistema tradicional de iniciación. Se caracteriza por ser flexible y posee un núcleo central de pólvora, el cual transmite el fuego hasta el fulminante, a una velocidad uniforme; está recubierta por varias capas de cintas de papel y una serie de capas de hilos de algodón asfalto y un recubrimiento exterior plástico, cuenta con una capa adicional de resina, que le otorga una mayor resistencia al desgaste por abrasión.

La mecha de seguridad es utilizada para transmitir energía desde un punto a otro, por medio de la combustión del núcleo de pólvora, en un tiempo determinado por la longitud de la mecha. En Minaspampa, se utiliza Mecha de Seguridad de 3 m. (aprox. 9 ft). La velocidad de detonación es de 50 s/ft, dando un tiempo aproximado de 4 minutos para la evacuación luego del chispeo.

Fanel Dual

El Fanel Dual es un sistema de iniciación no eléctrico, su principal característica radica en eliminar la necesidad de mantener y almacenar varios tiempos de retardo, lo cual permite reducir costos. Está compuesto por los siguientes elementos:

- **Fulminante de Superficie:**

Se encuentra ensamblado en uno de los extremos de la Manguera Fanel, lleva un bloque plástico de tipo hongo y posee un elemento de retardo en un Fulminante N°3.

- **Fulminante de profundidad:**

Este se encuentra ensamblado en el otro extremo de la Manguera Fanel y posee un elemento de retardo en un Fulminante N°12.

- **Manguera Fanel o Tubo de Choque:**

Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente esta uniformemente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al Fulminante.

- **Etiqueta:**

Indica el tiempo de retardo en milisegundos, primero se encuentra el tiempo de retardo del Fulminante de profundidad seguido por el de superficie.

- **Conector Plástico tipo “Hongo”:**

Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Fulminante de Superficie.

Permite ensamblar hasta 3 mangueras.

El Fanel Dual tiene una velocidad de onda de 2000 m/s. En Minaspampa utilizamos Faneles de 800/17 ms, 800/25 ms, 600/17 ms y 600/25 ms.

Fanel CTD

El Fanel CTD es un sistema de iniciación que se usa para retardar taladros y está compuesto por un fulminante de retardo ensamblado a la manguera Fanel e insertado dentro de un bloque plástico, similar al usado por el Fanel Dual, donde se puede alojar hasta 6 Mangueras Fanel. Sirve para conectar líneas descendentes y troncales, proporcionando el tiempo de retardo requerido en los disparos. Está formado por los siguientes componentes:

Fulminante Común

El Fulminante Común está conformado por una capsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una cantidad determinada de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro explosivo secundario de alto poder explosivo.

Hay 2 tipos de Fulminante Común:

Fulminante Común Nº6

Fulminante Común Nº8: Utilizado en Minas pampa.

4.3.4. Agentes de Voladura

Para el carguío de los taladros, una vez determinados los proyectos para la voladura del día, se realiza utilizando los siguientes agentes de voladura:

ANFO

Este agente de voladura es una mezcla explosiva de alta calidad, compuesto por Nitrato de Amonio + Petróleo, posee un adecuado balance de oxígeno que permite minimizar la generación de gases tóxicos en la detonación, para no causar estos impactos nocivos, este compuesto está balanceado químicamente es decir posee un balance de 94 % de AN. con un 6% de Petróleo (Fuel Oil). Con

esto se evita la generación de gases tóxicos y por ende se aprovecha de una manera eficiente la energía mecánica generada por la columna explosiva.

El Camión Fabrica bien abastecido (capacidad para 7,5 TN de Nitrato), puede llegar a cargar un aproximado de 160 a 170 Taladros.

Emulsión

Este agente posee las propiedades de los Hidrogeles, pero a su vez mejora 2 características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua. Está compuesto por:

- Oxidante: soluciones salinas
- Combustible: Aceites, parafinas, etc.
- Sensibilizante: Gasificantes

La Emulsión sola, es un producto inerte y no detonable, para que se vuelva un “Agente de Voladura” se le debe mezclar con su sensibilizador respectivo. En Minaspampa trabajamos con Emulsión de ORICA y de FAMESA.

El sensibilizador para la Emulsión de ORICA es el NITRITO y para la Emulsión de FAMESA es el N-20.

El Camión Fabrica bien abastecido (capacidad para 4.5 TN de Emulsión), puede llegar a cargar un aproximado de 60 a 70 Taladros.

4.3.5. Especificaciones Técnicas para el proceso de voladura

Tabla 4.5 Especificaciones técnicas de Voladura

TAJO	MNP	MNP	MNP	MNP	MNP	CODICIADA	CODICIADA	CODICIADA
Material	MINERAL	MINERAL	MINERAL	DESMONTE	DESMONTE	MINERAL	MINERAL	DESMONTE
Explosivo	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO
D. Explosivo	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78
Diámetro	5,00	5,75	5,75	5,75	5,75	5,00	5,75	5,75
Espaciamiento	3,50	3,50	3,60	3,70	3,80	3,50	3,50	3,60
Burden	3,50	3,50	3,60	3,70	3,80	3,50	3,50	3,60
Banco	6,00	6,00	6,00	6,00	6,00	6,00	6,00	6,00
Subdrilling	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Densidad Roca	2,54	2,54	2,54	2,54	2,54	2,54	2,54	2,54
Área	12,25	12,25	12,96	13,69	14,44	12,25	12,25	12,96
Volumen	73,50	73,50	77,76	82,14	86,64	73,50	73,50	77,76
Tonelaje/taladro	186,76	186,76	197,59	208,72	220,15	186,69	186,76	197,59
Taco	2,50	2,50	2,50	3,00	3,00	2,30	2,30	2,50
Long. Carga	4,00	4,00	4,00	3,50	3,50	4,20	4,20	4,00
Carga/metro	10	13	13	13	13	10	13	13
Carga/tal	39,55	52,30	52,30	45,76	45,76	41,52	54,91	52,30
Factor	0,21	0,28	0,26	0,22	0,21	0,22	0,29	0,26

4.3.6. Determinación del factor de Potencia

Para determinar estos parámetros, es de suma importancia considerar la siguiente relación:

$$FP = \frac{Kg.explosivo_por_taladro}{(toneladas_rotas_por_taladro)}$$

Dónde:

- *Kg. de Explosivo*: cantidad de ANFO o EMULSION distribuida por el Camión Fabrica.
- *TN Rotas*: Volumen del Taladro por Densidad de la Roca (en este caso, Cuarcita: 2.54).
- *Volumen*: Burden x Espaciamiento x Altura de Banco (incluida la sobre-perforación)

4.3.7. Determinación de la densidad lineal por taladro

Para determinar la cantidad de Carga por taladro y con ello la cantidad de Carga explosiva por proyecto, es necesario tomar en cuenta los siguientes parámetros:

Parámetros

- Longitud del taladro: 6.5 m. (Altura de banco + Sub-drilling)
- Diámetro del Taladro: (5 ¾" en caso de Schramm o 5" en caso de DM-42)
- Taco PROMEDIO: 2.5 m. (en mineral) y 3.0m. (en desmonte)
- Columna de Carga APROXIMADA: 4.0 m. (en mineral) y 3.5 m. (en desmonte)
- Densidad In-situ del Mineral: 2.54 Ton/m³. (Cuarcita)

Relación:

Densidad lineal por taladro (Kg/m)

$$\delta_L = (D_{TAL}^2) \times (\delta_{EXP}) \times (0.507)$$

Dónde:

δ_L : Densidad Lineal.

D_{TAL} : Diámetro del taladro en pulgadas.

δ_{EXP} : Densidad del explosivo.

4.3.8. Costo por accesorios de Voladura

Tabla 4.6 Costos de accesorios de voladura

PRODUCTO	PRECIO (\$)	UNIDAD
NITRATO AMONIO	0,715	Kg
FANEL DUAL	3,570	Pza.
CTD Retardos	1,750	Pza.
BOOSTER 1 lb	3.440	Pza.
FULMINANTE N° 8	0,240	Pza.
MECHA SEGURIDAD	0,130	m
EMULSIÓN	0,690	Kg
CORDÓN DETONANTE 5P	0,195	m

4.4 Carguío

El carguío en nuestra operación minera se desarrolla con excavadoras hidráulicas con una capacidad de bucket de 3.3 m³; para poder seleccionar adecuadamente el mineral y disminuir en lo posible la dilución del mineral en los frentes de carguío.

También se realiza el carguío del material inerte encontrado en el tajo con cargadores frontales que tienen una capacidad de carguío de 4.1 m³, estos equipos son más versátiles pero no consiguen mucha selectividad motivo por el cual sólo los empleamos en los frentes de desmonte.

4.4.1 Características de Equipos de carguío

A continuación mostraremos las especificaciones técnicas de nuestros equipos de carguío que tenemos en el tajo:

Excavadora Hidráulica Volvo

Año	:	2011
Modelo	:	480 DLC
Potencia de motor	:	330 HP
Capacidad bucket	:	3.1 m3
Alcance horizontal	:	13.3 m



Figura 4.9 Excavadora hidráulica

Cargador Frontal CAT

Año	:	2010
Modelo	:	966 H
Potencia de motor	:	305 HP
Capacidad de bucket	:	4.1 m ³
Peso de operación	:	52 254 lb



Figura 4.10 cargador frontal

4.4.2 Relación de Capacidades

Nuestra capacidad de los camiones utilizados es de 15 m³ es por eso que el número de pases que emplean estas excavadoras es de 5, incrementando el tiempo de ciclo de carguío pero como se mencionó anteriormente damos la prioridad a la selectividad ya que las leyes de nuestro yacimiento son muy bajas relativamente.

Para el caso de los cargadores frontales el número de pases es menor debido a que tiene mayor capacidad de cucharón, la restricción de estos equipos es que en los frentes de mineral hay mucha dilución.

Tabla 4.7 Cantidad de pases de equipos de carguío

Match Load/Haul	Camión Volvo 15m ³	Ciclos de carguío
Excavadora Volvo 3.1 m ³	5 pases	1'05"
Cargador Frontal CAT 4.1 m ³	4 pases	1'28"

4.5 Acarreo

El acarreo del material se realiza con camiones Volvo que salen de los frentes de carguío con destino hacia el PAD Dinámico o hacia los botaderos según el material con que se han cargado sus tolvas respectivas.

Los ciclos de acarreo van a estar en función a las distancias de acarreo es por eso que se coordina con las diferentes áreas operativas para lograr encontrar distancias mínimas de acarreo.

La velocidad promedio de traslado de nuestros camiones está regida por la habilidad de nuestros operadores y las condiciones en que se encuentran nuestras vías de acarreo por ello también se realizan el entrenamiento de conductores con capacitaciones, y se da el mantenimiento adecuado a las vías con los equipos auxiliares.

Para facilitar el rendimiento de nuestros camiones nuestras vías de acarreo tienen un ancho de 13 m y las pendientes que se encuentran a lo largo de las rutas de acarreo no exceden el 12 %.

4.5.1 Características de Equipos de Acarreo

A continuación mostraremos las especificaciones técnicas de nuestros equipos empleados en el acarreo de material.

Camión Volvo FM 440

Año : 2011

Modelo : VOVLVO FM 440

Potencia de motor : 440 HP

Capacidad de Tolva : 15 m³

Carga útil : 22 t



Figura 4.11 Camión Volvo FM 440

4.5.1 Distancias de Acarreo

Las distancias de acarreo en promedio hacia el PAD Dinámico son de 2.3 km y hacia los botaderos de 1.3 km

A continuación mostraremos un ejemplo de cómo establecemos los ciclos de acarreo en función a las distancias y la habilidad de los operadores.

En nuestras operaciones se establece las distancias de acarreo según los levantamientos topográficos diarios y avances de minado en el tajo; esto para establecer la cantidad de volquetes que se van asignar a cada frente de carguío.

Tabla 4.8 Ciclos de tiempo de acarreo

CICLOS DE TIEMPO						
VOLQUETE:	963 SAGITARIO		ORIGEN:	BC - 3782		
EXCAVADORA:	480 - I DOMIGUEZ		DESTINO:	BOT. MARIN		
CONDUCTOR:	JAIME GARCIA		DISTANCIA:	1100 m.		
Nº	T.MANIO	T.CARG	T.IDA	T.VUEL	T.DESC	TOTAL
1	0:40	1:05	4:40	2:50	0:42	9:57
2	1:10	1:05	5:05	3:15	0:40	11:15
3	0:50	1:02	5:13	3:43	0:40	11:28
4	1:02	1:10	5:07	3:05	0:44	11:08
5	1:00	1:00	5:24	3:07	0:40	11:11
6	1:03	1:02	5:01	3:11	0:43	11:00
7	0:52	1:03	5:08	3:06	0:45	10:54
8	0:56	1:01	4:52	2:59	0:44	10:32
9	0:55	1:06	5:03	3:08	0:40	10:52
10	1:06	1:04	5:09	3:20	0:40	11:19
PROMEDIO						10:57

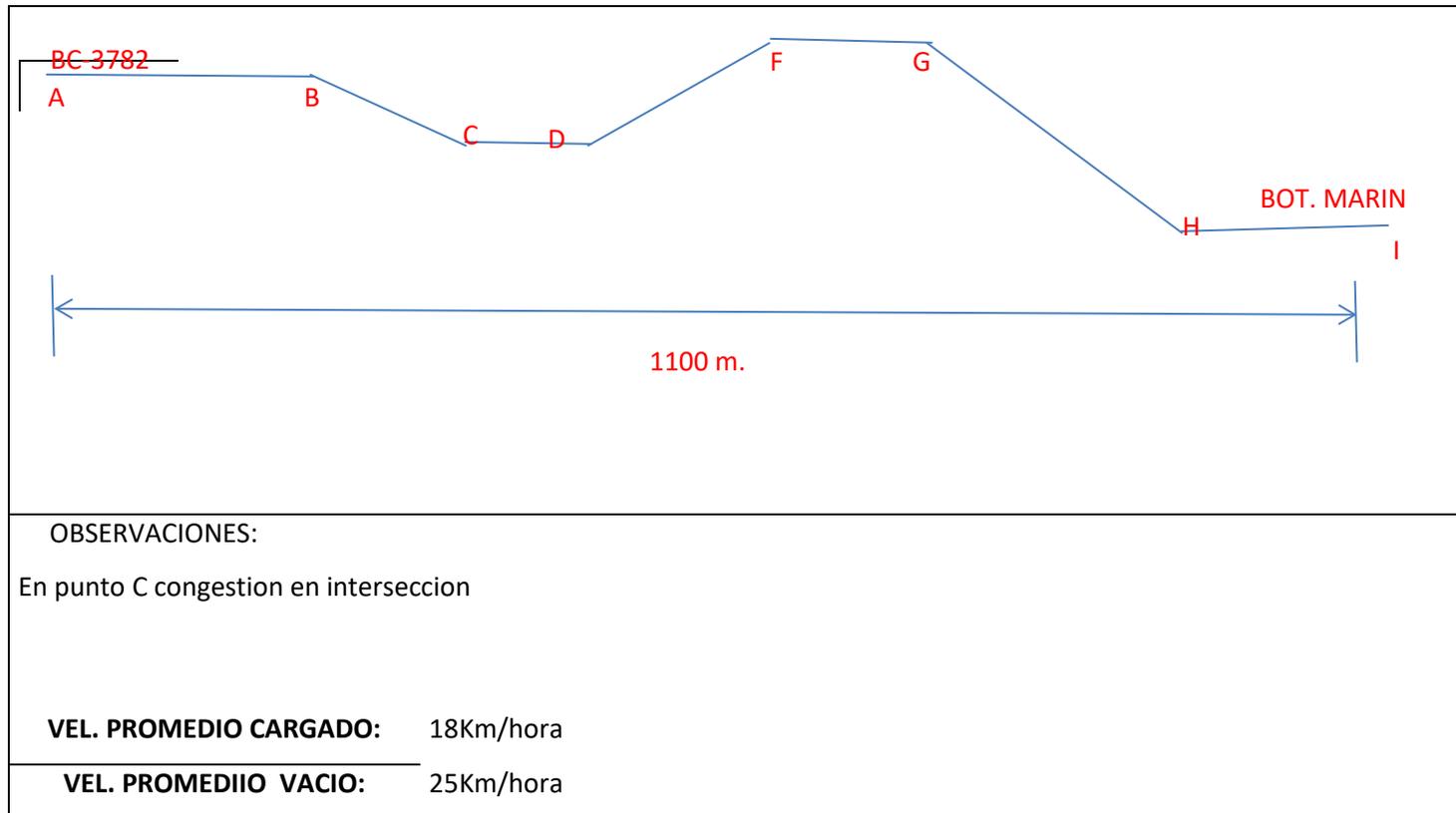


Figura 4.12 Perfil de la ruta de acarreo

4.6 Equipos Auxiliares

Los equipos auxiliares tienen un rol importante para dar continuidad a nuestras operaciones tanto de carguío como de acarreo.

Se realizan el mantenimiento de las vías de acarreo lo realizamos con una motoniveladora para el cuidado de los neumáticos, suspensión de nuestros camiones y así mismo cuidar el ciclo de acarreo de los mismos.

En las zonas de descarga tenemos los tractores de ruedas para la conformación de bermas de seguridad y habilitación de zonas de descargas; Este mismo equipo se encarga de realizar la limpieza en los frentes de carguío.

Se emplea el tractor de orugas para trabajos de construcción de accesos y rampas en botaderos y en el tajo.

4.6.1 Características de Equipos Auxiliares

Se presentaran las características de los equipos auxiliares:

Motoniveladora

Año : 2002

Modelo : CAT 160H

Potencia de motor : 440 HP

Peso en trabajo	:	15.6 t
Neumáticos	:	17,50 R 25
Carga útil	:	22 t



Figura 4.13 Motoniveladora

Tractor de Ruedas:

Año	:	2004
Modelo	:	CAT 814 F
Potencia de motor	:	160 HP
Capacidad de empuje	:	2.66 m3
Ancho de doozer	:	11 pies



Figura 4.14 Tractor de ruedas

Tractor de Orugas:

Año	:	2007
Modelo	:	CAT D8T
Potencia de motor	:	315 HP
Capacidad de empuje	:	8.7 m3
Ancho de doozer	:	9 pies



Figura 4.15 Tractor de orugas

Rodillo

Año : 2006

Modelo : CAT CS563 E

Potencia de motor : 107 KW

Peso de Rodillo : 12 t



Figura 4.16 Rodillo

CAPITULO V

IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE MONITOREO

5.1 Objetivos

Los objetivos de este trabajo desarrollado es reducir el costo de carguío en nuestra operación minera mediante un sistema de monitoreo que está controlando el rendimiento de los equipos de carguío por cada hora. Así mismo el eficiente trabajo de estos con los parámetros de la utilización, disponibilidad, demoras operativas y no operativas establecidos.

Es decir nuestros parámetros a controlar son:

- Rendimiento de Equipos de carguío
- Asignación adecuada de numero de volquetes
- Utilización de equipos
- Demoras operativas
- Demoras no operativas

5.2 Alcances

Este trabajo se desarrolló en la unidad minera Minas pampa en el cual se estableció un sistemas de monitoreo para reducir el costo de carguío; el cual está dirigido actualmente para los equipos de carguío en el tajo, es decir está limitado para los equipos en el área de mina. Los equipos de carguío de las áreas de Lixiviado y Proyectos están bajo otra dirección.

Actualmente se trabajan con los siguientes equipos y rendimientos aproximados:

Tiempo de Carga – Excavadora	1'04"
Tiempo de Carga – Cargador Frontal	1'29"
Capacidad de carga de cada camión	22 t
En Vía Horizontal	
Velocidad de camión cargado	15 km/h
Velocidad de camión vacío	25 Km/h
En Rampa	
Velocidad de camión cargado	8 km/h
Velocidad de camión vacío	15 km/h
Tiempo de descarga den Botadero	50"
Tiempo de descarga en PAD	1"

5.3 Resumen

Se desarrolló este sistema de monitoreo para actuar sobre uno de los costos unitarios más representativos que encontramos, según estadísticas de muchas operaciones mineras la distribución de costos en mina es como se puede apreciar en el siguiente gráfico.

Donde el Costo de carguío representa el 20% del total, se inició con esta operación unitaria ya que da la pauta al acarreo; si bien es cierto estos procesos de carguío y acarreo están estrechamente ligados se debe realizar un estudio detallado individualmente para posteriormente hacer un análisis en conjunto para tener un mejor overview.



Figura 5.17 Distribución de costos en operaciones minas

Se implementó este proyecto con la consigna de lograr resultados económicos positivos para la compañía, los resultados se lograron tal como se fue desarrollando. Pero como todo proyecto siempre tiene su ciclo de feedback es por eso que se debe estar constantemente evaluando las mejoras.

En la operación minera se tienen actualmente 4 excavadoras hidráulicas para el proceso de carguío y 44 camiones para el acarreo de los cuales buscamos el máximo performance para estos, colocando en lugares estratégicos a personal “controladores” que lleven el control de:

- Los números de camiones cargados en los frentes con mineral o desmonte por cada hora de trabajo.
- La hora de inicio de carguío de las excavadoras y sus demoras.
- La asignación de número de volquetes en los frentes de carguío.
- Condiciones del material a cargar, condiciones climáticas, condiciones de la zona de carguío, otros.

Además se cuenta con un personal que recibe esta información en la estación central ingresando estos datos a una tabla de Excel para realizar los cálculos y tener así el reporte de rendimientos de excavadoras, disponibilidad y la utilización por hora de los equipos.

Posteriormente se reporta a los jefes de guardia del rendimiento para que pueda tomar decisiones lo más pronto posible para realizar correcciones del caso.

5.4 Desarrollo

Debemos conocer la cantidad de equipos se van a controlar para poder trabajar en ellos.

Número de excavadoras : 4

Número de camiones : 44

Con esto se busca tener la cantidad de personal para poder cubrir las tres guardias de trabajo que se tienen, con una duración de 12 h/gdia.

Actualmente se cuenta con lo siguiente:

Tabla 5.9 Distribución de personal para el monitoreo

Cargo	cantidad
Jefe de guardia Control de equipo	1
Supervisor de Central de Monitoreo	1
Controladores de equipos	21

Cada controlador está ubicado en el frente de carguío en un lugar estratégico y manteniendo las condiciones de seguridad respectivas, desde ahí podrá visualizar las operaciones de la excavadora asignada y tomar los datos requeridos en un formato.

Estos son reportados al supervisor de monitoreo que ingresa la información a una tabla para realizar los cálculos y obtener así un reporte de rendimientos por hora de los equipos carguío y acarreo.

Los cálculos que se realizan son de acuerdo a las siguientes formulas insertadas en la hoja de cálculos:

Para hallar el rendimiento horario de nuestros equipos:

$$\text{Rendimiento} = (tm_cargados) / hora$$

Dónde:

$$tm_cargados = (\text{Numero_de_camiones}) \times (\text{capacidad_de_tova}) \times (tm)$$

Para encontrar el costo de carguío horario:

$$\text{Costo_de_carguio} = \frac{\text{Tarifa_excavadora_}(\$ / hr)}{\text{Rendimiento_}(tm / hr)}$$

Además se estandarizaron los códigos de las demoras para poder determinar la disponibilidad mecánica y utilización de los equipos de carguío.

Tabla 5.10 Cuadro de demoras de Equipos de carguío

CODIGO DEMORAS MECANICAS	
M1	CAMBIO DE UÑAS
M2	COMBUSTIBLE
M3	ENGRASE Y LUBRICACION
M4	CAMBIO DE ACEITE
M5	CHEQUEO MECANICO
M6	FALLA MECÁNICA
DEMORAS NO OPERATIVAS	
N1	CAMBIO EQUIPO CARGUIO
N2	REVISION DE EQUIPO POR OPERADOR
N3	CONDICIÓN CLIMÁTICA
N4	DESCARGA LLENA
N5	EVEN TO GEOTÉCNICO
N6	FALTA CUADRADOR
N7	FALTA DE OPERADOR
N8	FALTA DE VOLQUETES
N9	FALTA EQUIPO AUXILIAR
N10	FALTA EQUIPO CARGUIO
N11	LLENADO DE CHECK LIST
DEMORAS OPERATIVAS	
O1	PERFIL. ACUMUL. NIVEL.
O2	APOYO A EQUIPO
O3	CAMBIO DE FRENTE
O4	CAMBIO DE GUARDIA
O5	CAMBIO EQUIPO CARGUIO
O6	COORD MINA
O7	FALTA CONTR. CONTROL EQUIPOS
O8	FALTA DE MATERIAL ROTO
O9	FRENTE DURO
O10	GESTIÓN DE SEGURIDAD
O11	HABILITACIÓN DE FRENTE DE CARGUÍO
O12	HABILITACIÓN DE FRENTE POR VOLADURA
O13	INDICACIONES DE TRABAJO
O14	LASTRADO
O15	MANTENIMIENTO DE VÍAS
O16	MOVILIZACION
O17	MOVILZ X VOLADURA
O18	PAD LLENO

A continuación mostraremos los cuadros de Excel reportando los rendimientos de los equipos de carguío y así mismo el costo de carguío.

SPAMPA		02-feb-13 "A"		0,145		940		Ing. WILLIAM GARCIA Supervisor de Tajo				Cia. Minera Minaspampa		MATERIAL		MINERAL		MIN/DES						
												FRENTE		1		1								
N°	BANCO	MAT.	EQUIPO CARGUIO	HORAS DISP.	HORAS EFEC.	COSTO ALQUILER	MIN	DES	M.B.L	OVER	MIN	DES	M.B.L	OVER	US\$/TM	TN/Hr	VJES HR.	VOLQ. FALT.	CICLOS MIN	DES	VOLQUETES MIN	DES		
1	3854	M/D	EC480-1P	10,50	9,87	\$1.341,87	116	306			2.552	6.732			0,145	941	12	0	0 Min.	1 Min.				
2	3812	MIN	EC480-1T	8,08	8,08	\$1.099,33	47	296			1.064	6.532			0,145	940	6	0	0 Min.	11 Min.				
3																		0						
4																		0						
5																		0						
6																		0						
7																		0						
8																		0						
9	TOTAL			18,58	17,95	\$2.441,20	163	602	0	0	3.616	13.264	0	0	0,145	940	9	5						
							765				16.800				0,145		940		9					
7-8	1	2.012	MARCA	VOLVO	POTENCIA	0	CAP. BALDE	3.1 M3		Prom. US\$/TM	0,137		PASES		5									
8-9	Equipo	EC480-1P	N°	Cont. ata	NSPORTESPO	CAR DOMINGUEZ S.	TARIFA	\$136,00		T/Muerto			VI/Hr.		45									
9-10	3	Vera Cerna Benigno (C.E.)				F. PESO	Tonel.		C/Carguio				TM/Hr.		990									
10-11	BCO.	MAT.	DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO			H.I.	H.F.		Total	DEMORAS		DETALLE		H.I.	H.F.		Total	TIPO	COD.	INIC				
11-12	M/D		CARGUIO MATERIAL			7	15		8	4		0,77	TRASLADO POR CAMBIO DE FRENTE		7	0		7	15		0,25	DO	O20	A
12-1			CARGUIO MATERIAL			8	19		14	0		5,68									0,00	-		
1-2			CARGUIO MATERIAL			3	5		6	30		3,42									0,00	-		
2-3												0,00	HABILITACIÓN DE FRENTE DE CARGUIO		7	15		7	18		0,05	DO	O10	A
3-4												0,00	CAMBIO DE POSICION		8	4		8	19		0,25	#N/A		
4-5												0,00	HABILITACIÓN DE FRENTE DE CARGUIO		3	0		3	5		0,08	DO	O10	A
5-6												0,00									0,00	-		

Figura 5.19 Cuadro de reporte del sistema de monitoreo

Dónde:

- 1.- El código del equipo de carguío.
- 2.- La tarifa del equipo de carguío.

- 3.- Los horarios de inicio de la operación.
- 4.- Las demoras de los equipos de carguío.
- 5.- El target que se estableció al equipo.

N°	BANCO	MAT.	EQUIPO CARGUIO	HORAS		COSTO ALQUILER	VIAJES				TONELADAS				US\$/TM	TN/Hr	VJES HR.	VOLQ. FALT.	CICLOS		VOLQUETES	
				DISP.	EFEC.		MIN	DES	M.B.L	OVER	MIN	DES	M.B.L	OVER					MIN	DES	MIN	DES
1	3854	M/D	EC480-1P	10,50	9,87	\$1.341,87	116	306			2.552	6.732			0,145	941	12	0	0 Min.	1 Min.		
2	3812	MIN	EC480-1T	8,08	8,08	\$1.099,33	47	296			1.064	6.532			0,145	940	6	0	0 Min.	11 Min.		
3																						
4																						
5																						
6																						
7																						
8																						
TOTAL				18,58	17,95	\$2.441,20	163	602	0	0	3.616	13.264	0	0	0,145	940	9	0	--	--		
9	TOTAL				765				16.880				0,145	940	9	0						
1	PROY	MI- 3854	'Programado'							9,87	UTILIZACIÓN DE FRENTE DE CARGA								0,63	0,00		
15 m3	HORA	7-8	8-9	9-10	10-11	11-12	12-1	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	TOTAL		TONEL. TOTAL		DESCARGA				
	MIN									24	31	40	21	116	2.552	116	2.552				0	
	DES	32	30	51	48	46	46	43		7	3			306	6.732	306	6.732				2370	
	M.B.L													0	0	0	0				0	
-0,008	\$/TM	OBSERVACIONES DEL FRENTE										CICLOS	MIN	0								
-49	TM/Hr.											DES	11				\$/TN	0,145				
-2	Vj/Hr.	FRENTE DURO										VOLQUETES	MIN				VOLQ. ADICION.	TM/Hr.	941	10,50	Min.	
(-.)	STANDAR											DES					VJ/Hr.	43		Min.		
COST/HRA	0,13	0,145	0,134	0,132	0,133	0,133	0,135		0,139	0,143	0,144	0,145	D_MIN			5	11	12	12			
TM/HRA	1006	941	1015	1027	1023	1021	1010		977	949	942	936	D_DES			PROG.	INIC	INTER	FINAL	10,50		
VJ/HRA	46	43	46	47	47	46	46		44	43	43	43	H_REPORTE DATOS									
VOL/MIN	0	0	0	0	0	0	0		11	11	16	16										
VOL/DES	9	9	9	9	9	9	9		11	11	11	0										

Figura 5.20 Cuadro de producción de equipos de carguío

Dónde:

- 1.- La capacidad de los camiones.
- 2.- La cantidad de viajes cargados por hora.
- 3.- Los costos de carguío reportados por cada hora.
- 4.- Los rendimientos de carguío por cada hora.

 RESUMEN GUARDIA - OPERACIONES MINA															
FECHA	02-feb-13	TURNO	"A"			Jefe de Control Equipos	Ing. H. Calderon	J.Guardia de Control Equipos	Ing. Luis Barrientos	Sr. Asuncion					
SUPERVISOR:				Ing. WILLIAM GARCIA				TAJO MINASPAMPA							
PROYEC	BANCO	EQ._CARG.	Hr_Disp.	Hr_Efec.	Cost. Equipos	Mater.	Viajes	Tonel.	TN/Hr.	Vjes/Hr.	STN_Carguío	Hr_Inicio	Motivo al Inicio	Hr_Cierre	Motivo al Cierre
MI-3854	3854	EC480-1P	10,50	9,87	\$1.341,87	Min.	116	2.552				7:18	TRASLADO POR CAMBIO DE FRENTE , , ,	6:30	CAMBIO DE GUARDIA:
						Desm.	306	6.732	941	43	0,145				
						M.B.L									
MI-3812	3812	EC480-1T	8,08	8,08	\$1.099,33	Min.	47	1.064				7:0	FALLA MECÁNICA , , ,	6:30	CAMBIO DE GUARDIA:
						Desm.	296	6.532	940	42	0,145				
						M.B.L	0	0							
MI 3806															

Figura 5.21 Cuadro Resumen de producción de equipos de carguío

Dónde:

- 1.- Código del Equipo de carguío.
- 2.- Horas disponibles del equipo de carguío.
- 3.- Horas efectivas del equipo de carguío.
- 4.- Costo acumulado del equipo de carguío.
- 5.- Toneladas cargadas según el tipo de material (mineral-desmonte)
- 6.- Rendimiento acumulado del equipo de carguío.
- 7.- Rendimiento acumulado del equipo de carguío (viajes/horas)
- 8.- Costo de carguío acumulado por equipo

Es así como se reporta por hora el rendimiento y el costo de carguío de cada excavadora que está en operación, para que los supervisores de producción puedan tomar las medidas correctivas si fuese necesario.

5.5 Análisis y Evaluación de Resultados

Mostraremos en estos primero gráficos como encontramos los rendimientos antes de implementar el sistema de monitoreo la operación minera.

Tabla 5.11 Rendimientos antes de implementar el sistema de monitoreo

EXCAVADORA	RENDIMIENTO (TM/HR)				
	may-12	jun-12	jul-12	ago-12	sep-12
480 - IP	693	701	682	688	692
480 - 1T	683	705	693	715	722
460 - 1D	694	679	701	694	679

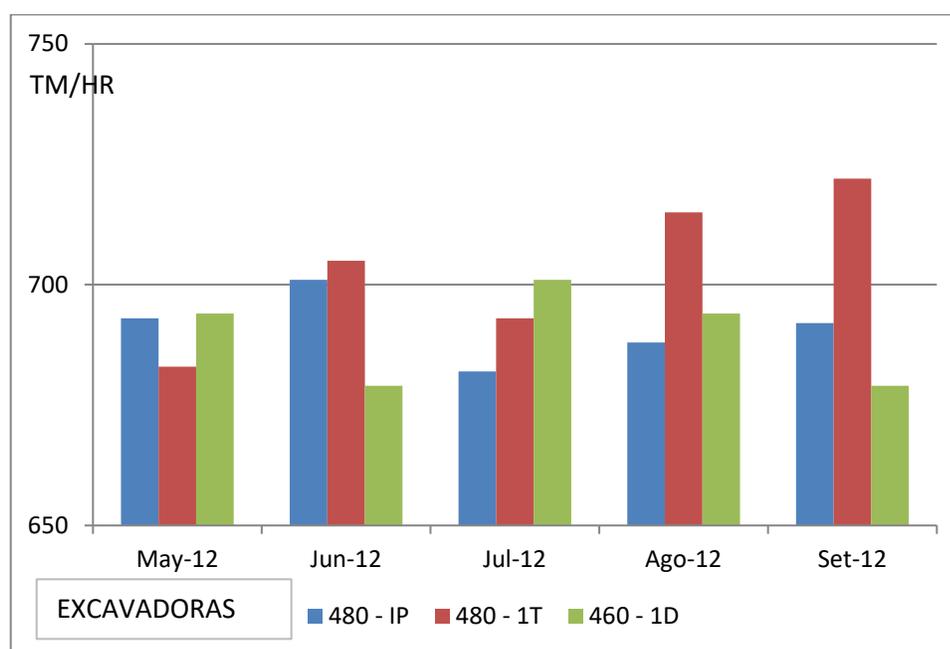


Figura 5.22 Rendimientos de excavadoras antes de implementar sistema de monitoreo

Podemos apreciar que los rendimientos están en un promedio de 703 t/h.

Tabla 5.12 Costos de carguío antes de implementar el sistema de monitoreo

COSTO DE CARGUIO (\$/TM)					
EXCAVADORA	may-12	jun-12	jul-12	ago-12	sep-12
480 - IP	0,196	0,194	0,199	0,198	0,197
480 - 1T	0,199	0,193	0,196	0,190	0,188
460 - 1D	0,196	0,200	0,194	0,196	0,200

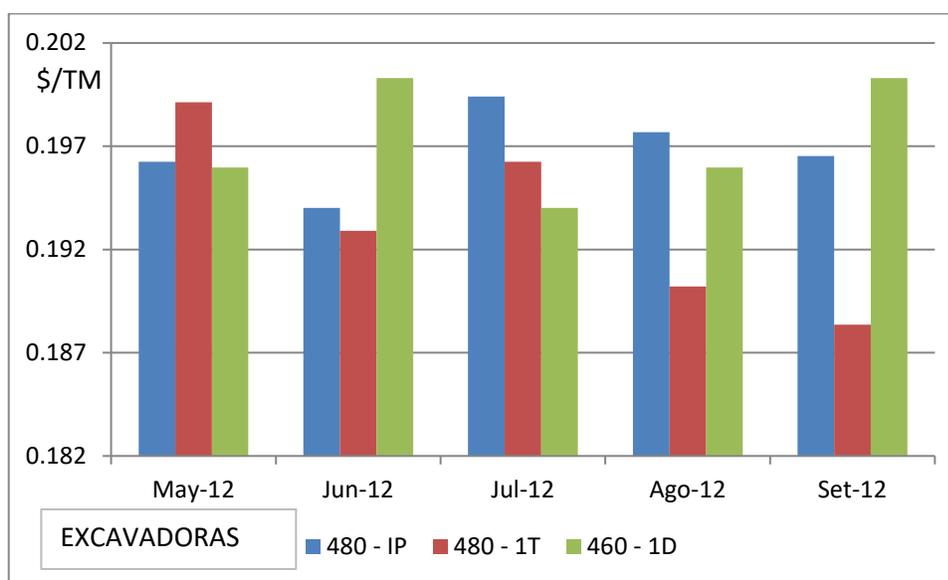


Figura 5.23 Costos de carguío antes de implementar el sistema de monitoreo.

Podemos apreciar que los costos de carguío están en un promedio de 0.194 \$/t.

Luego de implementar el sistema de monitoreo se consiguieron los siguientes

resultados:

Tabla 5.13 Rendimientos de excavadoras con el sistema de monitoreo

EXCAVADORA	RENDIMIENTO (TM/HR)							
	ago-12	sep-12	oct-12	nov-12	dic-12	ene-13	feb-13	mar-13
480 - IP	688	692	796	811	849	901	906	915
480 - 1T	715	722	755	789	810	879	897	916
460 - 1D	694	679	743	763	814	823	889	912

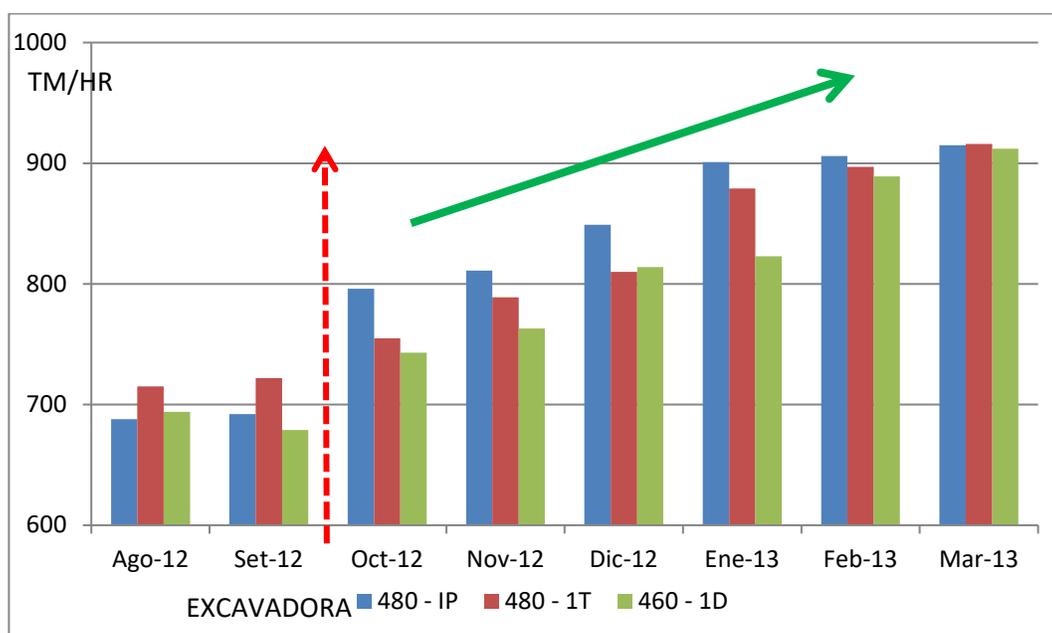


Figura 5.24 Rendimientos de excavadoras con el sistema de monitoreo

El rendimiento promedio alcanzado luego de implementar el sistema de monitoreo es de 914 t/h.

Tabla 5.14 Costos de carguío de excavadoras con el sistema de monitoreo

EXCAVADORA	COSTO DE CARGUIO (\$/TM)							
	ago-12	sep-12	oct-12	nov-12	dic-12	ene-13	feb-13	mar-13
480 - IP	0,199	0,198	0,172	0,169	0,161	0,152	0,151	0,150
480 - 1T	0,192	0,190	0,181	0,174	0,169	0,156	0,153	0,150
460 - 1D	0,197	0,202	0,184	0,180	0,168	0,166	0,154	0,150

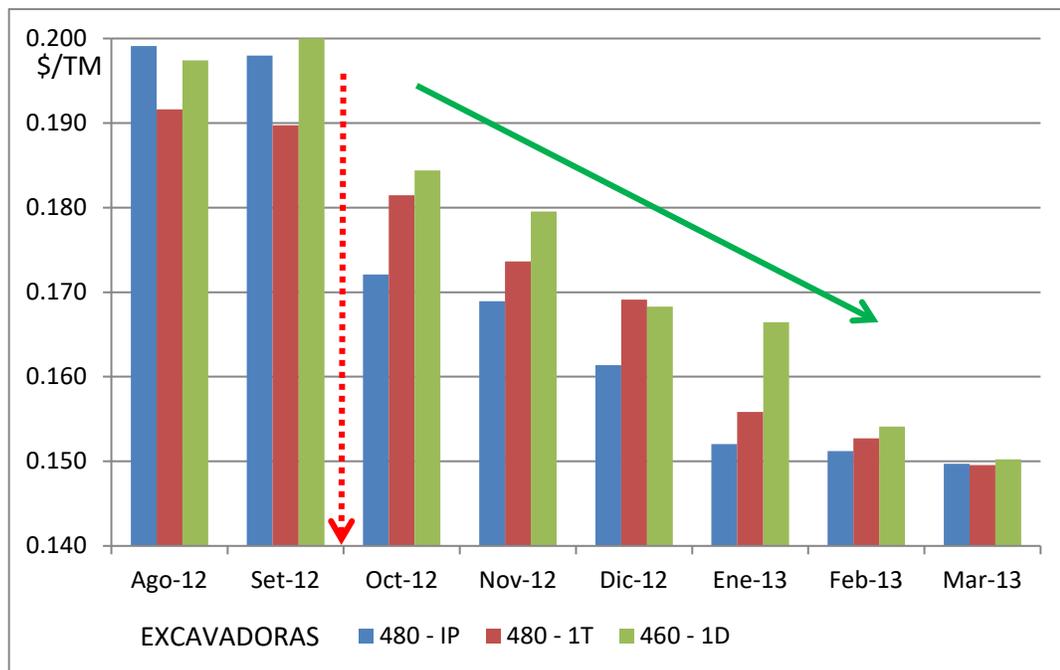


Figura 5.25 Costos de carguío de excavadoras con el sistema de monitoreo

Sabemos por experiencias que si queremos tener un gran impacto en nuestros costos operacionales se debe trabajar directamente en el rendimiento de los equipos ya que a través de los rendimientos obtendremos un mayor porcentaje de beneficio.

Mostraremos una evolución del costo de carguío en promedio después de implementar el sistema de monitoreo en el Tajo.

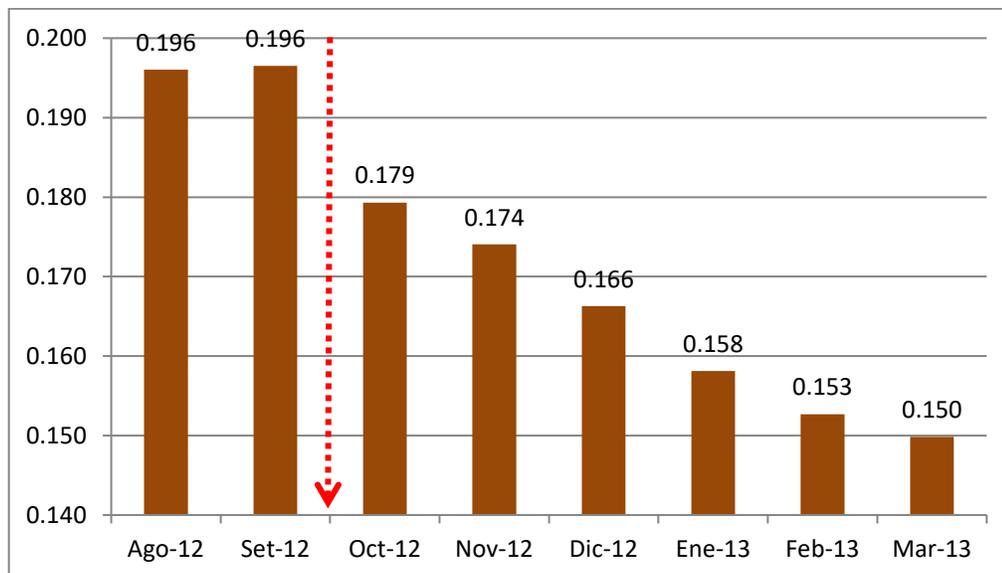


Figura 5.26 Costos de carguío promedio de excavadoras con el sistema de monitoreo

Como podemos apreciar con este grafico los resultados se consiguieron gracias al trabajo en equipo de las áreas que interactúan en el sistema de monitoreo.

Este sistema de monitoreo constantemente se está revisando y retroalimentando para así conseguir los mejores beneficios

Actualmente se está ampliando, para que también se pueda controlar los costos de acarreo en la operación minera.

CONCLUSIONES

En las operaciones mina se trabaja en obtener la excelencia en seguridad y productividad a través de desarrollo e implementación de las mejoras tecnologías y prácticas operacionales.

Se consiguió incrementar el rendimiento de las excavadoras en aproximadamente 20% con este sistema de monitoreo.

Los costos de carguío están en función directa con los rendimientos de los equipos es por eso que los disminuyeron de 0.196 \$/t a 0.150 \$/t en promedio.

El sistema de monitoreo apoya a la supervisión en la mejor gestión de las demoras de los equipos, como son: El cambio de turno, refrigerio, disparo, etc. El hecho de poder medirlas y monitorearlas permite su control.

Los reportes por cada hora ayudan a poder identificar las anomalías de los equipos no siendo necesario estar en la zona, con las observaciones se deben analizar las desviaciones a fin de tener alguna acción que lo corrija.

RECOMENDACIONES

Se tiene que garantizar una capacitación de alto nivel de los controladores y de los supervisores para asegurar el buen uso del sistema.

Es muy importante definir desde un inicio los roles y responsabilidades de todas las áreas que interactúan en el sistema de monitoreo, por eso se debe establecer un Manual de Organización y funciones (MOF) o un manual de procedimientos para evitar conflictos de jerarquía.

Un carguío eficiente de los camiones redundará en una excelente productividad para ello es necesario:

- Asegurar que el operador sea competente y bien entrenado para garantizar un ordenado frente de carguío, un buen llenado de cucharón, mínimo número de pases, mínimo tiempo de cada pase, un buen llevado de pisos, etc.
- Proporcionar material bien volado que permita una buena penetración del cucharón.

- Asegurar la operatividad mecánica del equipo.

Los controles complicados no funcionan. Confunden. Hacen perder la dirección desde lo que debe ser controlado hasta la mecánica y metodología del control.

Seymour tilles.

Con números se puede demostrar cualquier cosa.

Carlyle, Thomas.

BIBLIOGRAFIA

1. LOPEZ JIMENO, CARLOS, Manual de Arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto – Edición 1990, Instituto tecnológico Geo Minero de España.
2. CORDOVA JESUS, Manual Práctico de Administración dispatch – Edición 2005
Publicación del autor
3. CATERPILLAR, Caterpillar Performance Handbook – Edition 39
4. CIA.MINERA MINASPAMPA, “Manual de Procedimiento de operaciones Mina”
5. MORA ESCOBAR, HECTOR, Programación Lineal – Edición 2004
Editorial de la facultad de ciencias, Universidad Nacional de Colombia
6. CARMONA CARLOS, Gestión en Dispatch – Edición 2006
Publicaciones de Modular mining System, Santiago de Chile