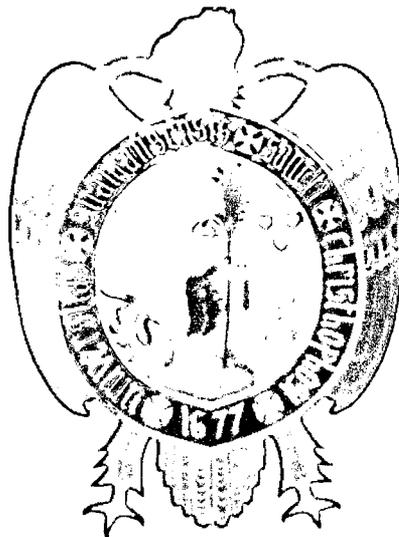


**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL
DE INGENIERÍA MINAS**



TESIS

**"MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACARREO DE
MINERAL EN LA U.E.A MINA BREAPAMPA –CIA
MINERA BUENAVENTURA S.A.A "**

EDGAR LLALLAHUI ROJAS.

**PARA OPTAR EL TÍTULO DE:
INGENIERO MINAS**

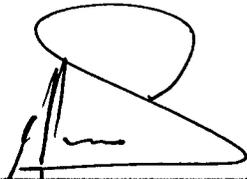
AYACUCHO-PERÚ

2016

**"MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACARREO DE
MINERAL EN LA U.E.A MINA BREAPAMPA –CIA
MINERA BUENAVENTURA S.A.A "**

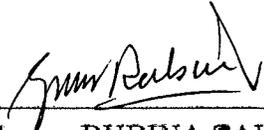
■ **RECOMENDADO : 22 DE JULIO 2016**

■ **APROBADO : 27 DE JULIO 2016**



MSc.Ing. Carlos A. PRADO PRADO.

PRESIDENTE



Ing. Grover RUBINA SALAZAR.

MIEMBRO



Ing. Juan j. ZAGA HUAMÁN.

MIEMBRO



Ing. Darwin ORTEGA CÁCERES.

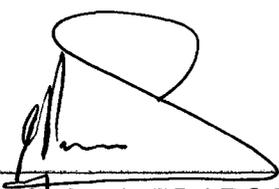
MIEMBRO



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA

SECRETARIO DOCENTE

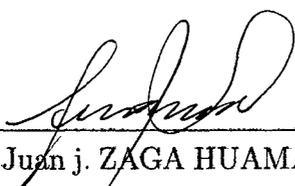
Según el acuerdo constado en el acta, levantada el **27 de julio del 2016**, en la sustentación de tesis presentado por el bachiller en Ciencias de la Ingeniería De Minas **Sr. Edgar LLALLAHUI ROJAS** , con la tesis titulado " **MEJORA-MIENTO DE CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL EN LA U.E.A MINA BREAPAMPA –CIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A**" fue calificado con la nota de **QUINCE (15)** por lo que se da la respectiva **APROBA-CIÓN**



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO.
PRESIDENTE



Ing. Grover RUBINA SALAZAR.
MIEMBRO



Ing. Juan j. ZAGA HUAMÁN.
MIEMBRO



Ing. Darwin ORTEGA CÁCERES.
MIEMBRO



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

Presentación

La presente tesis lleva por título *MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACARRREO DE MINERAL EN LA U.E.A MINA BREAPAMPA –CIA MINERA BUENAVENTURA S.A.A.*, la realización de ésta investigación surge para ser mejoras partir de la necesidad de contar con nuevas soluciones para la mejora de sus procesos con el fin de lograr una operación sostenible que vaya en armonía con el cuidado por el medio ambiente y mejorar la seguridad de los trabajadores y la productividad de los equipos frente a la fluctuación de los costos y cambios en los precios de las materias primas en el mercado, se ha convertido en prioridad para las operaciones en nuestro país y en el mundo entero.

Con la presentación de este trabajo de investigación, se pretende que sirva como una contribución en cuanto a los criterios para lograr el diseño óptimo donde se integran estos principios con la utilización de tecnologías actualmente disponibles con el fin de mejorar una etapa crítica del proceso de producción al evitar demoras operativas durante el proceso de producción ¹.

Edgar Llallahui Rojas.

Edgar_9_1510@hotmail.com

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MINAS.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA.

Ayacucho, Agosto de 2016

Dedicatoria

*A Dios por ser la luz de todos los días al guiar mis pasos, a mis padres **Margarita Rojas De La Cruz y Severino Llallahui Arango.**, por enseñarme a ser fuerte, a la perseverancia, al respeto hacia el prójimo y por tener siempre su apoyo incondicional.*

*Agradecer a todas las personas que me apoyaron en esta tesis con sus ideas y comentarios, gracias al **Ingeniero Manuel Pelaes Reyes** que sin su ayuda no hubiese sido posible el desarrollo correcto de ésta tesis. No puedo dejar de mencionar mis hermanos a mi novia Yomara y mi hija Margarita por ser la inspiración de todos los días de mi vida.*

Agradecimientos

- A mi familia, que me ha apoyado sin condiciones en esta aventura universitaria.
- A mi alma mater la *Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga* al cual considero como mi segundo hogar.
- A todos los docentes de la escuela profesional de *Ingeniería Minas* que contribuyeron en mi formación profesional.
- A la empresa minera *Compañía Minera Buena Ventura S.A.A* por darme la oportunidad de trabajar en la U.E.A Breapampa.

Resumen

La Tesis se resume en la implementación de métodos de control, alternativas de solución para la mejora de la productividad, en base al análisis de las operaciones en función del tiempo, ya que como sabemos el acarreo y transporte son variables que influyen en forma prioritaria en la reducción de costos.

Es entonces, gracias al planeamiento de minado enfocado al transporte en mina se pueden hacer cálculos y tener estimaciones como la cantidad de material que se espera mover año a año durante el tiempo de vida del proyecto, y que por lo tanto, ayuda a calcular el dimensionamiento de la flota que se hará cargo de este transporte, el cual se calcula que para el primer año es de 06 camiones netamente del carguio del mineral , y se obtiene mediante el uso de parámetros de la operación como: tiempos de carguio de las excavadoras , distancias a recorrer, factor de llenado, resistencia a rodadura, tiempos de descargue, pendientes de las vias, etc. contribuyendo como información de entrada a un sistema que mediante variables y operaciones llega al cálculo óptimo de la flota y que se podrá apreciar con más detenimiento a lo largo del desarrollo dela tesis.

Inicialmente se analizaran los factores que afectan positiva y negativamente la productividad de la operación de acarreo y transporte (línea base), los métodos de trabajo, y los sistemas de control (en caso se cuente con los mismos o si sería necesario una implementación), a este análisis acompañaremos una propuesta de solución a la actividad que genera un mayor tiempo improductivo en el proceso, finalmente se propondrá una Guía para la optimización de flota en minas subterráneas con similares características que la mina analizada (Cía. Minera Buenaventura S.A.—U.E.A Breapampa)

Índice general

Portada	I
Presentación	I
Dedicatoria	II
Agradecimientos	III
Resumen	IV
Índice general	V
Índice de figuras	XI
Índice de cuadros	XV
1. GENERALIDADES	1
1.1. Planteamiento del problema.	1
1.2. Selección del problema.	3
1.3. Formulación del problema.	3
1.3.1. Problema principal.	3
1.3.2. Problemas específicos.	3
1.4. OBJETIVOS.	4
1.4.1. Objetivo General.	4
1.4.2. Objetivos Específicos.	4
1.5. Justificación de la investigación.	5

1.6.	Importancia de la investigación.	6
1.7.	Hipótesis de la investigación.	6
1.7.1.	Hipótesis principal.	6
1.7.2.	Hipótesis secundarios.	7
1.8.	Metodología del trabajo de investigación.	7
1.8.1.	Diseño metodológico:	7
1.8.2.	Tipo de la investigación:	8
1.8.3.	Nivel de investigación:	8
1.8.4.	Fases de metodología del estudio	8
1.8.5.	Metodología empírica y analítica:	9
1.8.6.	Población y Muestra:	9
1.9.	Ubicación y Acceso	10
1.9.1.	Ubicación geográfica U.E.A. Breapampa:	10
1.9.2.	Vías de acceso:	10
1.10.	Antecedentes.	13
1.11.	1.5. Organización de la empresa.	14
1.12.	Resumen Ejecutivo.	15
1.13.	ASPECTOS GEOLÓGICOS	16
1.14.	Geología Breapampa.	16
1.14.0.1.	Litología y Control Estructural.	18
1.14.0.2.	Coluvial Parccaorcco.	20
1.15.	Recursos de la mina Breapampa	22
1.15.1.	Recursos Totales:	22
1.15.1.1.	Alteración Argílica:	22
1.15.1.2.	Alteración Sílice Masiva:	22
1.15.1.3.	Alteración Sílice Vuggy:	23
1.15.1.4.	Alteración Argílica Avanzada:	23
1.15.1.5.	Zona Boulders:	24
1.15.2.	Inventario Total de Recursos:	24
1.16.	Ley de Corte.	25

1.16.1. Costos Unitarios.	25
1.16.2. Cálculo de la Ley de Corte.	26
1.16.2.1. Cálculo de la ley de corte económica.	27
1.16.2.2. Cálculo de la ley de corte interna (Marginal).	29
2. MARCO TEORICO	30
2.1. Antecedentes.	30
2.2. Procesos productivos en minería:	31
2.3. Concepto de Productividad:	32
2.3.1. Cálculo de rendimientos:	33
2.3.2. Componentes de tiempo del ciclo de trabajo:	34
2.3.3. Términos Relacionados a la Utilización del Equipo:	34
2.3.3.1. Tienpo total programado (Tt):	34
2.3.3.2. Tiempo disponibles del equipo (Td):	34
2.3.3.3. Tiempo de mantenimiento (Tm):	35
2.3.3.4. tiempo operativo (horas ready) (To):	36
2.3.3.5. tiempo de de demoras operativas o delay (D):	36
2.3.4. Tiempo teórico de trabajo (TTT).	38
2.3.5. Tiempo teórico de maquina (^T TTM).	38
2.3.6. Disponibilidad (D).	38
2.3.7. Tiempo real de trabajo (TRT).	38
2.3.8. Utilización (U).	39
2.3.9. Eficiencia global (E).	39
2.3.10. Consideraciones material cargado	40
2.3.10.1. La densidad:	40
2.3.10.2. Factor de conversión volumétrica(FCV):	40
2.3.10.3. Esponjamiento:	41
2.3.11. Producciones horarias de los equipos de carga:	42
2.3.12. Factor de llenado del cazo.	43

2.3.12.1. Factores de correccion por altura de banco y angulo degiro.	43
2.3.13. Producciones horarias de los volquetes.	45
2.3.13.1. Tiempos de ciclo.	45
2.3.14. Dimensionamiento de la Flota de Volquetes	46
3. ASPECTOS MINEROS	50
3.1. Planemiento.	50
3.1.1. Optimización del Tajo.	50
3.1.2. Reservas Tajo.	51
3.1.3. Diseño del Tajo.	53
3.2. Plan de Minado.	55
3.2.1. Introducción.	55
3.2.2. Desarrollo de Mina	58
3.3. Operaciones Mina.	59
3.3.1. Equipo de Mina.	59
3.3.2. Carguío.	60
3.3.3. Acarreo.	61
3.3.4. Perforación y Voladura.	61
3.3.4.1. Diseño de Perforación y Voladura	66
3.3.4.2. Diseño de mejora de malla de Perforación para me- jorar la framentacion material:	67
3.3.5. Equipos Auxiliares.	69
3.3.6. Drenaje de Mina.	69
3.4. Minado.	69
3.5. Chancado Y Clasificaión.	70
3.6. Lixiviación.	71
3.6.1. Carguío de Mineral a la plataforma de lixiviación.	71
3.6.2. Lixiviación del Mineral y Manejo de Soluciones.	72
3.6.3. Bombeo de la Solución Lixiviente.	73

3.6.4.	Colección de Solución (PREGNANT).	73
3.6.5.	Bombeo de Solución Rica (PREGNANT).	74
3.7.	Recuperación Con Carbón Ativado.	74
3.7.1.	Absorción de columnas de carbón activado.	74
4.	RESULTADOS Y DISCUCIÓN	76
4.1.	Resultados.	76
4.1.1.	Principio del Pareto:	77
4.1.2.	Tajo –Chancadora Encontrada:	78
4.1.2.1.	Evaluación del factor de llenado del cazo de la KO- MATSU PC600LC (cazo 3.5 m3)	79
4.1.2.2.	Evaluación del factor de llenado del cazo del Carga- dor Frontal CAT 966H (4 m3).	80
4.1.2.3.	Evaluación del factor de llenado de los volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3	81
4.1.3.	Evaluación del ciclo de minado.	82
4.2.	Discusion de Resultados	84
4.2.1.	Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:	84
4.2.2.	Chancadora nueva –PAD:	87
4.2.2.1.	Evaluación del factor de llenado del cazo del Carga- dor Frontal CAT 966H (4 m3).	88
4.2.2.2.	Evaluación del factor de llenado de los volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3	89
4.2.3.	Evaluación del ciclo de minado.	90
4.3.	Discusión de Resultados	91
4.3.1.	Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:	91
4.3.2.	Zaranda 03 –Chancadora nueva:	94
4.3.2.1.	Evaluación del factor de llenado del cazo del carguio excavadora volvo (2.5m3).	95

4.3.2.2. Evaluación del factor de llenado de los volquetes de 20 m ³ y 15 m ³	96
4.3.3. Evaluación del ciclo de minado.	96
4.4. Discusión de Resultados	98
4.4.1. Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:	98
I CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	101
4.5. Conclusiones:	102
4.6. Recomendaciones	103
Bibliografía	104
Bibliografía	104
GLOSARIO	105
II ANEXOS	107

Índice de figuras

1.1. Ubicación y Acceso a la Unidad Minera Breapampa.	11
1.2. Plano de Ubicación y Acceso a la Unidad Minera Breapampa.	12
1.3. Lámina organigrama del área de mina.	14
1.4. Lámina organigrama del área de planeamiento.	15
1.5. Cerro Parccaorcco.	16
1.6. Geoquímica Superficial Au (g/T) Cerro Parccaorcco.	17
1.7. Sección zonas Mineralizadas (Au y Ag) Cerro Parccaorcco.	18
1.8. Geología regional.	19
1.9. Plano de Alteraciones Parccaorcco –Parccaorcco Este –Coluvial (Boulders).	21
2.1. carguio y acarreo Tajo Parccaorcco.	32
2.2. calculo produccion.	32
2.3. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	35
2.4. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	37
2.5. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	40
2.6. material esponjado.	41
2.7. Material esponjado Tajo Parccaorcco.	42
2.8. factor de llenado Tajo Parccaorcco.	43
2.9. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	44
2.10. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	44
2.11. Diagrama de horas utilizadas en los equipos.	44
2.12. Curva de producción teórica.	47

2.13. Curva de producción real.	48
2.14. Puntos de máxima Producción y mínimo costo.	49
2.15. Variación de la Eficiencia.	49
3.1. Modelo de Bloques Tajo Parccaorcco.	51
3.2. Programa de Producción Total	52
3.3. Parámetros De Optimización De Tajo.	53
3.4. Diseño Tajo Parccaorcco.	54
3.5. Vista del Diseño del Tajo final.	55
3.6. Producción Mensual Ejecutada y planeada. 2012 –2013 –2014 –2015	56
3.7. Producción Anual Ejecutada y planeada. 2012 –2013 –2014 –2015 .	56
3.8. Producción por Año Entre Ejecutada y planeada de Mineral y Des- monte	57
3.9. excavadora hidráulica PC-600 cargador frontal CAT-330.	60
3.10. excavadora hidráulica PC-600 cargador frontal CAT-330.	60
3.11. Volquete Scania P-460 CB 8X4.	61
3.12. Volquete Scania P-460 CB 8X4.	61
3.13. perforadora DM-45E.	62
3.14. diseño de malla de perforacion.	62
3.15. Malla de perforación taladros de producción.	63
3.16. Malla de perforación taladros de Pre-corte.	63
3.17. diseño de carga taladro	64
3.18. diseño de carga taladro	65
3.19. diseño de carga taladro	65
3.20. diseño de carga taladro	66
3.21. Diseño de amarre y líneas iso-tiempo.	66
3.22. Secuencia de salida.	67
3.23. diseño de la nueva malla.	68
3.24. fragmentacion del material volado.	68
3.25. Operaciones Mina Breapampa.	75

4.1. Pareto analisis de actividades:	77
4.2. Pareto analisis transporte de material :	78
4.3. Equipo de carguio KOMATSU PC600:	79
4.4. Equipo de Carguío Cargador Frontal CAT 966:	80
4.5. Toma de tiempos de Volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3	81
4.6. produccion de los equipos Tajo –Chancadora Encontrada	83
4.7. partida de costos contrata MOTA Engil	84
4.8. Producción de mineral excavadora y volquetes.	85
4.9. Producción de mineral.	85
4.10. Costo de transporte de mineral en BCM.	86
4.11. Costo relativo a la distancia desde el tajo.	86
4.12. Diferencia de costos m3 entre costo por volumen	86
4.13. costo por alquiler por hora de maquinaria.	87
4.14. Equipo de Carguio Cargador Frontal CAT 966:	88
4.15. Toma de tiempos de Volquete SCANIA P-460 CB8X4:	89
4.16. produccion de los equipos Chancadora nueva –PAD	90
4.17. partida de costos contrata MOTA Engil	91
4.18. Producción de mineral.	92
4.19. Costo de transporte de mineral en LCM.	92
4.20. Costo relativo a la distancia desde el tajo.	93
4.21. Diferencia de costos m3 entre costo por volumen	93
4.22. costo por alquiler por hora de maquinaria.	94
4.23. Equipo de Carguio Cargador excavadora volvo (2.5m3):	95
4.24. Toma de tiempos de Volquete:	96
4.25. produccion de los equipos Zaranda 03 –Chancadora nueva	97
4.26. partida de costos contrata MOTA Engil	97
4.27. Producción de mineral excavadora y volquetes.	98
4.28. coto horario por el numero de volquetes.	99
4.29. Costo de transporte de mineral en BCM.	99

4.30. Diferencia de costos m ³ entre costo por volumen y costo por alquiler por hora de maquinaria.	100
31. Seccion L600 –Alteraciones.	109
32. Plano –Alteraciones.	109
33. Carguío de un taladro de la malla de voladura.	110
34. Primado de la malla de perforación.	110
35. Amarre de la malla de perforación.	111
36. Llenado del taco de los taladros de voladura.	111
37. Carguío de mineral en el tajo.	112
38. Carguío de mineral con Cargador Frontal CAT 966H..	112
39. Vista de la chancadora encontrada	113
40. Picotión fragmentando bancos de gran tamaño	113
41. IngenierÃa Pad Fase 1 –2	114
42. Empozamiento de celda de lixiviación.	114
43. flowsheet de U.E.A Breapampa	115
44. plano de impacto de voladura:	116

Índice de cuadros

1.1. Primer ruta de acceso a Breapampa	10
1.2. Segunda Ruta de acceso a Breapampa	11
1.3. Tercera ruta de acceso a Breapampa	11
1.4. Densidad del coluvial (Boulders)	22
1.5. Recursos en la Alteración Argílica	22
1.6. Recursos en la Alteración Sílice Masiva	23
1.7. Recursos en la Alteración Sílice Vuggy	23
1.8. Recursos en la Alteración Argílica Avanzada	23
1.9. Recursos en la Zona Boulders	24
1.10. Inventario Total de Recursos	24
1.11. Costo Unitario Estimado	25
1.12. Costo Unitario Estimado	26
1.13. Ley de corte económica.	28
1.14. Ley de corte interna (Marginal).	29
3.1. Reservas de Tajo Parccaocro	51
3.2. Descripción de Diseño de Tajo	52
3.3. Parámetros utilizados para la generación del Cono Óptimo	52
3.4. Parámetros Geométricos del Diseño de Tajo	54
3.5. Parámetros y Descripción de Diseño de Tajo	57
3.6. Relación de Equipos en Breapampa.	59
3.7. Parámetros Planta de Procesos	75

4.1. Evaluación del factor de llenado del cazo de la KOMATSU PC600: . . .	79
4.2. Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT: .	80
4.3. Toma de datos para cubicar volquetes:	82
4.4. Evaluación del factor de llenado volquetes:	82
4.5. Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966:	89
4.6. Toma de datos para cubicar volquetes:	89
4.7. Evaluación del factor de llenado volquetes:	90
4.8. Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966:	95
4.9. Evaluación del factor de llenado volquetes:	96

Capítulo 1

GENERALIDADES

1.1. Planteamiento del problema.

La industria minera, al igual que otros sectores de producción, está siempre en busca de nuevas soluciones para la mejora de sus procesos con el fin de lograr una operación sostenible que vaya en armonía con el cuidado por el medio ambiente. Mejorar la seguridad de los trabajadores y la productividad de los equipos frente a la fluctuación de los costos y cambios en los precios de las materias primas en el mercado, se ha convertido en prioridad para las operaciones en nuestro país y en el mundo entero. Para este fin, los más recientes avances en tecnología de información se han venido introduciendo en el campo de la minería, ayudando a centralizar, integrar y analizar los datos de operación. Como resultado de ello, la industria ha generado múltiples herramientas especializadas en aumentar la productividad.

El Ingeniero *Alejandro Cruzat G.*¹ especialista en el tema manifestó. *El transporte de material es una de las etapas más costosas del ciclo de producción, siendo en promedio 60 % del costo total.* Sin embargo, el trabajo diario hace que algunos aspectos elementales pasen desapercibidos Ref.[2]. En este trabajo se integran estos principios con la utilización de tecnologías actualmente disponibles con el fin de mejorar una etapa crítica del proceso de producción al evitar demoras operativas durante el proceso de producción.

¹Chile - ACADEMICO en Universidad de La Serena.

Desarrollo del modelo de optimización. El éxito de una operación minera depende en gran parte de la gestión cuidadosa de cada una de sus etapas. Aunque en la actualidad se aplican diversas técnicas para resolver problemas críticos, todavía existen oportunidades para la mejora continua de los procesos. Una de las primeras tareas asignadas a ingenieros jóvenes al iniciar su trabajo es controlar el tiempo de ciclo del equipo durante la producción. Se recoge una cantidad considerable de datos, los cuales son analizados y los resultados de este análisis se convierten en información valiosa que conforma el conocimiento requerido por la supervisión de operaciones para la toma de decisiones basadas en una comparación entre los resultados reales y las condiciones de funcionamiento ideales, representadas por indicadores clave de rendimiento (*Key Performance Indicators o KPI*). Las tareas de operación rutinarias dejan muy poco tiempo para comprobar la calidad y precisión de los datos recogidos; sumado a esto tenemos que es muy elevado el riesgo de exponer a personal sin experiencia para que trabaje cerca de los principales equipos. Con los últimos avances en la tecnología informática, existen dispositivos que monitorean continuamente las distintas actividades de cada equipo (palas, camiones, chancadora, balanzas, etc.); el registro de todos los signos vitales es almacenado en una base de datos centralizada. El estado de funcionamiento de los equipos en operación puede ser presentado ya sea en tiempo real o al final de cada turno; en cualquier caso, es posible hacer seguimiento del plan de minado y la gestión de la operación puede ser mejorada en forma efectiva.

En resumen en una operación minera la extracción de material: mineral y estéril fragmentado por el proceso de voladura, se realiza por el proceso de carguío y acarreo (transporte) mineral, estas dos actividades unitarias son las más relevantes ya que concentran las mayores inversiones en equipos y costos operacionales.

En una operación de gran movimiento de tierra es crucial un diseño eficiente donde la operación de carguío trabaje en forma integrada con las unidades de acarreo y se constituya en un sistema.

Un adecuado equilibrio o un óptimo acoplamiento entre las equipos de carguío y transporte nos permitirá así no tener flotas subdimensionadas o sobredimensiona-

das evitando así los tiempos de espera en el sistema, esto se conseguirá asignando el número apropiado de unidades de acarreo a cada equipo de carguío; y darle las condiciones adecuadas para que el sistema trabaje al máximo de su capacidad potencial instalada incrementando la eficiencia de carguío y la eficiencia de acarreo; esto se conseguirá analizando los diversos factores que afectan la productividad del sistema de carguío y acarreo para lograr la máxima producción al mínimo coste.

Para el mejoramiento el sistema de carguío y acarreo se debe tener presente lo antes dicho esto se traducirá en una buena gestión de la operación minera comprometida con la seguridad y el Medio Ambiente.

1.2. Selección del problema.

El presente trabajo de investigación se ha de enfocar la mejora del carguío y acarreo de mineral con el fin de lograr menos tiempos muertos, mayor rendimientos de los equipos el análisis de los costos y responder algunas de las interrogantes más importantes como són: *¿cómo hacer un buen dimensionamiento de las flotas ? ¿como influyera el diseño de malla de perforacion y voladura con el material roto? ¿se reducirán los costos? ,etc.*

1.3. Formulación del problema.

1.3.1. Problema principal.

- a) ¿De qué manera influye la operación de carguío y acarreo del material roto en el ciclo de producción U.E.A MINA Breapampa.?

1.3.2. Problemas específicos.

- a) ¿De qué manera se haran el mejoramiento en los costos de producción en la operación de carguío y acarreo de mineral de la empresa que presta servicios Mota Engil S.A –U.E.A MINA Breapampa.?

- b) ¿Cómo influye en el proceso productivo los equipos involucrados (flota), el grado de mecanización y el rendimiento productivo de cada una de ellas en el carguío carguio del material roto U.E.A MINA Breapampa.?
- c) ¿Cómo influye en la producción si no hace buen mantenimientos preventivo y correctivo de los equipos involucrados en la operación de carguío y transportede mineral de la empresa que presta servicios Mota Engil S.A –U.E.A MINA Breapampa.?
- d) ¿Cómo influye el diseño de malla de perforacion y voladura en las operaciones de carguío y acarreo del material roto en la U.E.A Mina Breapampa.?
- e) ¿De qué manera influirán las malas condiciones climáticas en la operación de carguío y acreeo de mineral de la empresa que presta servicios Mota Engil S.A –U.E.A MINA Breapampa.?

1.4. OBJETIVOS.

1.4.1. Objetivo General.

- a) Explicar y analizar como el mejoramiento de carguío y acarreo del material roto se relaciona con el mejoramiento se relaciona, con el ciclo de minado U.E.A MINA Breapampa.

1.4.2. Objetivos Específicos.

- a) Asignar el número apropiado de vehículos de transporte (acarreo) a cada unidad de carguío, para incrementar integralmente la productividad del sistema de carguío y acarreo y la reducción de costos.
- b) Precisar como el area de carguio y vias de acarreo influyen en el carguio y acreeo del material roto.

- c) Analizar y Determinar el adecuado factor de compatibilidad entre los equipos de carguío y/o de acarreo en el tajo. Esto nos permitirá el equilibrio en el sistema carguío y acarreo de mineral (disminuir los tiempos de espera).
- d) Determinar el dimensionamiento de una flota de equipos a través de sus índices de operación y especificaciones técnicas básicas.
- e) Determinar el Compromiso con la seguridad y el cuidado del Medio Ambiente en el sistema de carguío y acarreo de mineral.

1.5. Justificación de la investigación.

El desarrollo de este trabajo expone la situación de una mina ejemplo donde no existe un adecuado sistema de productividad, control y reducción de costos operativos mina y de optimización de las operaciones de minado en función a estándares y mejoras operativas de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos. Es más la actividad de unitaria de carguío y acarreo como un sistema integrado que consta de: equipo de carguío, unidades de acarreo y equipo auxiliar y que representa un alto costo de operación del costo total de mina.

La implementación y aplicación de los estándares de trabajo en las operaciones unitarias de carguío y acarreo, tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos y mejoras operativas de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la carguío y acarreo de mineral, acotándose como una de las recomendaciones la vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de de carguío y acarreo y sobretodo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo

concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en las operaciones mineras. Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta.

1.6. Importancia de la investigación.

La investigación y la evaluación del manejo de carguío y transporte de mineral nos permitirá conocer a fondo las buenas y malas prácticas en la mina Breapampa de la contrata que presta servicios de la empresa especializada Mota Engil S.A, y a partir de ello mejorar la situación.

El carguío y transporte de mineral en la minería juega un papel muy importante porque concentran la mayor inversión de equipos y costos operacionales. Se sabe que toda organización busca optimizar al máximo todas sus actividades y en eso consiste este trabajo. El reducir los costos y las fallas en el carguío y acarreo de mineral ya sería un logro muy importante.

Un adecuado equilibrio o un óptimo acoplamiento entre las equipos de carguío y acarreo nos permitirá así no tener flotas subdimensionadas o sobredimensionadas evitando así los tiempos de espera en el sistema, esto se conseguirá asignando el número apropiado de unidades de acarreo a cada equipo de carguío; y darle las condiciones adecuadas para que el sistema trabaje al máximo de su capacidad potencial instalada incrementando la eficiencia de carguío y la eficiencia de acarreo; esto se conseguirá analizando los diversos factores que afectan la productividad del sistema de carguío y acarreo para lograr la máxima producción al mínimo costo.

1.7. Hipótesis de la investigación.

1.7.1. Hipótesis principal.

- a) El hipótesis principal de la tesis es proponer la Guía para el mejoramiento de flotas de carguío y acarreo de la contrata especializada Mota Engil S.A en

la U.E.A Mina Breapampa- CIA Minera Buenaventura S.A.A., de tal manera que esté disponible como un método práctico y rápido para adaptarse a las condiciones cambiantes de la operación y lograr el incremento de la productividad, la disminución de costos del proceso de carga y acarreo, que conlleven a obtener el mejor ratio de Costo por \$/TM –Km o \$/hr.

1.7.2. Hipótesis secundarios.

- a) Mayor conocimiento y control de los parámetros de los procesos de acarreo y transporte, lo cual se realizara mediante la observación y toma de tiempos en campo.
- b) Incrementar el rendimiento así como la utilización de los equipos mediante la disminución de los tiempos improductivos en ambos procesos.
- c) Cuantificar el potencial de beneficio económico, debido tanto a la reducción de costos asociados al proceso como al incremento del rendimiento de los equipos.
- d) a Guía para la Optimización de Flota (carguío transporte de mineral) en minas superficiales, debe permitir a cualquier operación tajo abierto adaptarse a las condiciones cambiantes de la operación y maximizar el rendimiento al menor costo.
- e) Al analizar los los resultados en su base ha de encontrarse condiciones y/o restricciones que impidan la aplicabilidad de éstas en carguío y acarreo de mineral.

1.8. Metodología del trabajo de investigación.

1.8.1. Diseño metodológico:

EL modelo de investigación a utilizarse en el presente trabajo será el cumplimiento de los objetivos planteados.

- Objetivos generales.
- Objetivos específicos

1.8.2. Tipo de la investigación:

Considerando las características del presente trabajo de investigación es:

- *Básica:* porque está orientado a lograr un nuevo conocimiento de manera sistemática y metódica.
- *Aplicada:* orientado a lograr nuevos conocimientos destinados a procurar a dar soluciones de problemas prácticos de carguío y transporte de mineral.
- *Descriptiva:* porque la población considerada y las muestras que se obtendrán con los datos solo permiten la descripción y análisis de cada uno de los equipos que se involucran en el carguío y transporte de mineral.

1.8.3. Nivel de investigación:

De acuerdo a las características de la investigación es **descriptivo** porque describe las características del carguío y transporte de mineral en una circunstancia temporal y geográfica determinada **explicativo** porque explica el comportamiento de una variable en función de otra por ser estudios de causa efecto requieren control y debe cumplir otros criterios de casualidad en el control estadístico y es multivariado.

1.8.4. Fases de metodología del estudio

Recopilación de datos:

- Control de tiempos de los equipos carguío y transporte .
- Factor llenado del cazo del carguío
- Factor llenado del cazo de los volquetes

- Evaluación de los avances.
- Informe final

1.8.5. Metodología empírica y analítica:

se considera como empírico, analítico y descriptivo. Se refiere a la sistematización de datos de campo y su tratamiento en los diferentes modelos matemáticos empíricos propuestos con una evaluación y descripción considerando los procedimientos planteados por los investigadores de en carguío y acarreo de mineral en función minas open pit la mayor parte del trabajo se realizara con la ayuda de una investigación de campo se utilizara técnicas estadísticos la información recolectada es representada en tablas de contingencia

1.8.6. Población y Muestra:

- **Población:** La población en la que se encuentra el estudio son todo los equipos involucrados en el carguío y transporte de mineral de la contrata especializada Mota Engil S.A en la U.E.A Mina Breapampa- CIA Minera Buenaventura S.A.A. .
- **Muestra:** Para el presente trabajo se toma como muestra el control de tiempos el proceso de carguío y transporte de mineral siendo este el proceso de la contrata especializada Mota Engil S.A en la U.E.A Mina Breapampa- CIA Minera Buenaventura S.A.A. El trabajo de investigación se toma tiempos de 03 puntos que son:
 - TAJO –CHANACADORA NUEVA.
 - CHANCADORA NUEVA –PAD.
 - ZARANDA 03 –CHANCADORA NUEVA.

Técnicas para el procesamiento de la información: Recolección de datos del campo haciendo control de tiempos.

- Procesamiento de los datos ordenando en tablas en forma creciente.
- Interpretación de los resultados mediante avances lineales volumen área y peso
- Equipos de seguridad.
- Cubicación de la carga de la cuchara y tolva con levantamientos topográficos con GPS.

Por último se ha de realizar el *análisis comparativo de costos* según la partida de la contrata Mota Engil S.A. que presta servicios CIA Minera Buenaventura S.A.A.

1.9. Ubicación y Acceso

1.9.1. Ubicación geográfica U.E.A. Breapampa:

Ubicado al sureste del Perú, en el distrito de Cora Cora, en la provincia de Parí-nacochas, departamento de Ayacucho (figura (1.1)). Se ubica en el área emplazada sobre los cerros Senccata, Anujaga, Pitonilla, Parccaorcco y Portaicholo, y comprende la explotación del Cerro Parccaorcco, el cual, por su proximidad a la superficie y por el volumen de mineral en forma diseminada, está siendo explotado a tajo abierto. Mina de Tajo Abierto (Cerro Parccaorcco) entre los 3500 msnm y los 3700 msnm.

1.9.2. Vías de acceso:

Hay 03 vías de acceso:

Ruta 1	Km.
Lima –Nazca	460
Nazca –Puquio –Breapampa	301
Total	761

Cuadro 1.1: Primer ruta de acceso a Breapampa

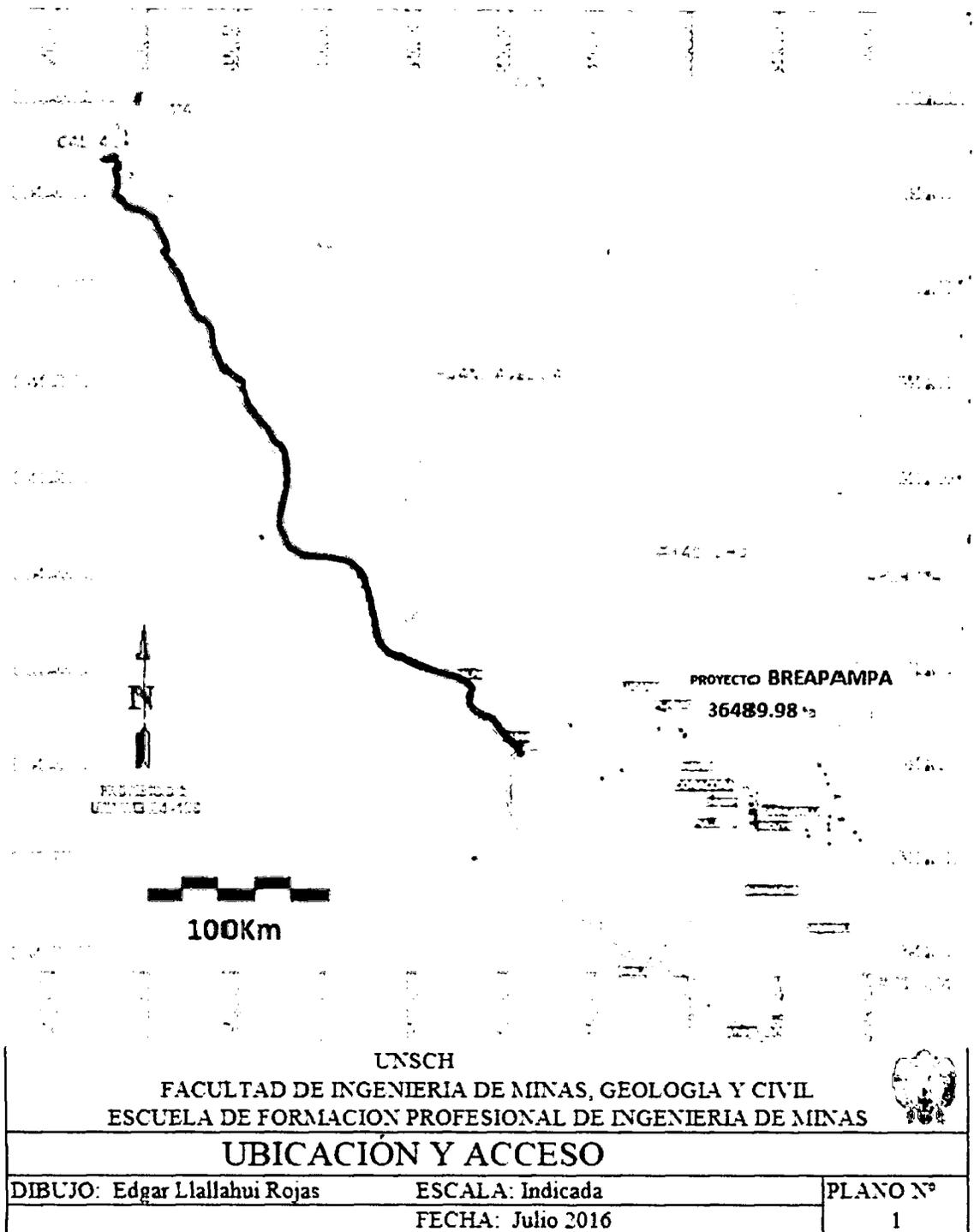


Figura 1.2: Plano de Ubicación y Acceso a la Unidad Minera Breapampa.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

1.10. Antecedentes.

A comienzos de los años 90 se definieron áreas con alteración hidrotermal en las zonas de Senccata y Chumpi, trabajado por la empresa Hochschild y asociada posteriormente con la empresa North en el año 1998. Desde el año 2003 Newmont realizó trabajos de exploración en la zona, inicialmente en un área denunciada de 7,000 Ha, las cuales luego se incrementan a 92,789 Ha, cubriendo las áreas de Senccata, Torpuya y Breapampa. En agosto del 2003 se inició la perforación en Senccata, las cuales continuaron durante el 2004 y 2005 en la zona de Breapampa, para finalmente el año 2006 perforar las zonas de Andrea, Senccata, Consuelos y Torpuya. En el 2007 CMBSAA continuó la campaña de exploraciones en la zona central de Breapampa sobre una extensión de 10,000 Ha, mediante contrato de cesión y opción minera celebrado con Newmont Perú Ltd. Para tal efecto realizó una malla de perforación en el área del cerro Parccaorcco cuyo objetivo era el de definir reservas de mineral aurífero en óxidos. Durante el año 2,007 se realizó un programa de perforaciones en el Cerro Parccaorcco (infill drilling) de 4,770.45 m, además de diversos estudios de ingeniería, tales como factibilidad de la pila de lixiviación y depósito de desmonte, pozas de procesos, estabilidad del tajo, planta de procesos, instalaciones auxiliares, estudios hidrogeológicos, levantamiento topográficos, trabajos de arqueología (CIRA), entre otros, con diversas empresas consultoras especializadas, como Vector Perú S.A.C., Buenaventura Ingenieros S.A., Heap Leaching Consulting S.A.C., Water Management Consultants (Perú) S.A., Horizons South América S.A.C., Armediam, entre otros, con el objetivo de elaborar el Estudio de Factibilidad del Proyecto y el Estudio de Impacto Ambiental. Durante el año 2012 se ha realizado, por parte de CMBSAA, campañas de exploración en los alrededores del cerro Parccaorcco, cuyo objetivo era encontrar mayores reservas de mineral. Se han perforado más de 4,000 metros a la fecha y se tiene identificado una zona nueva denominada Coluvial Parccaorcco ubicada en la zona Oeste-Sur (en las faldas) del cerro Parccaorcco.

1.11. 1.5. Organización de la empresa.

La organización en la unidad minera Breapampa esta conformado tanto el area de mina y planeamiento que se muestra en los siguientes (figuras(1.3 –1.4)):

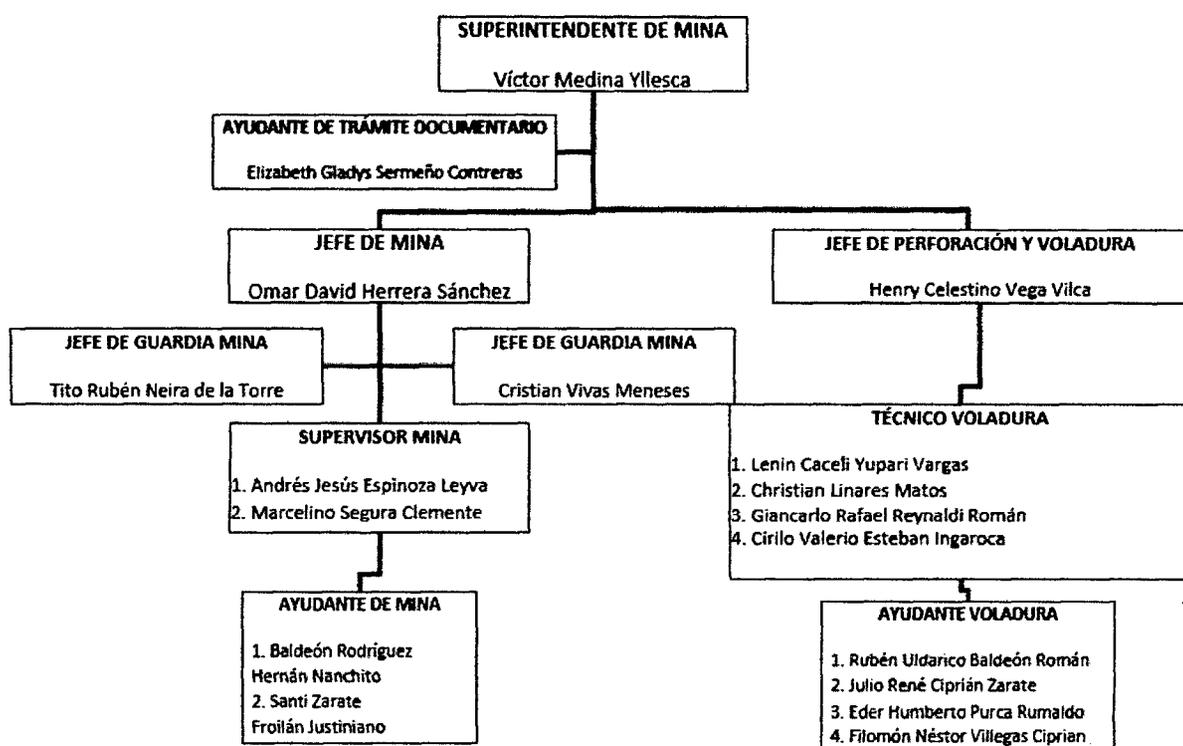


Figura 1.3: Lámina organigrama del área de mina.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

ORGANIGRAMA AREA PLANEAMIENTO

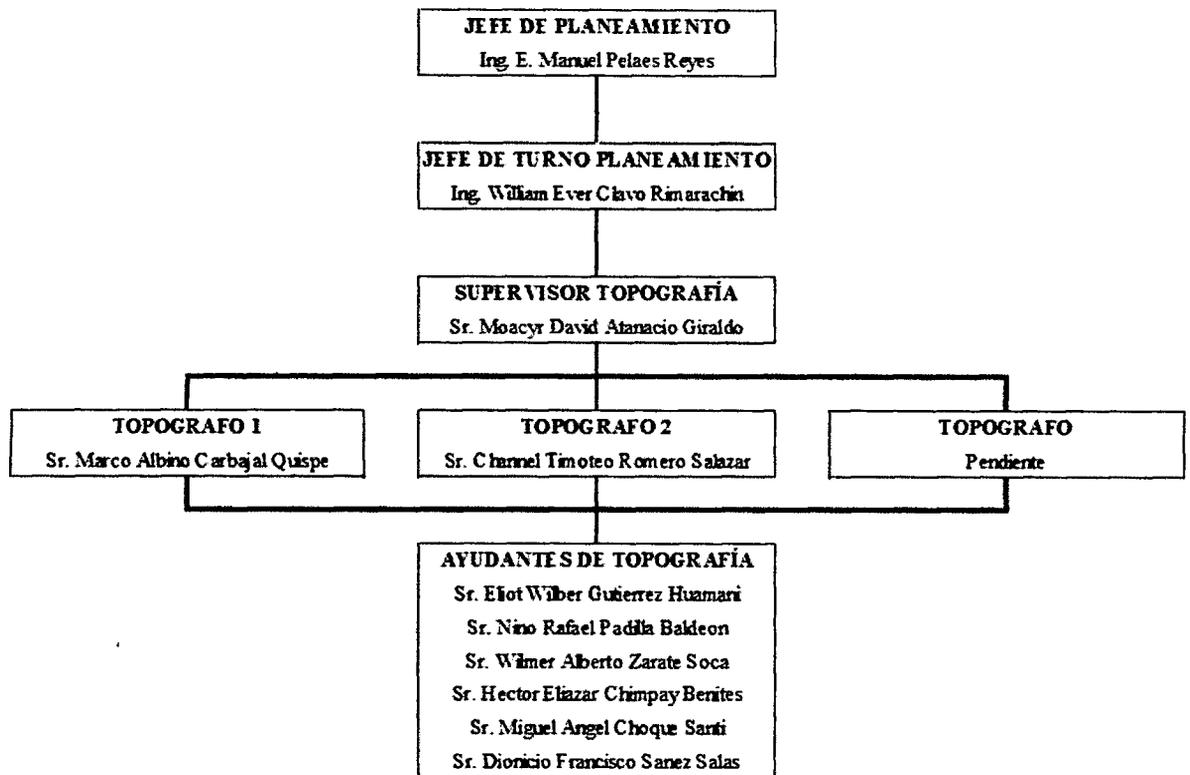


Figura 1.4: Lámina organigrama del área de planeamiento.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

1.12. Resumen Ejecutivo.

La Unidad Minera Breapampa es un proyecto de explotación de oro y plata ubicado en el sureste del Perú, en el distrito de Chumpi, provincia de Parinacochas, en la Región Ayacucho. Se ubica en el área emplazada sobre los cerros Senccata, Anujaga, Pitonilla, Parccaorcco y Portaicholo a una altitud promedio entre los 3,600 y 4,200 msnm. La Unidad Minera Breapampa comprende la explotación del Cerro Parccaorcco como se ve en la (figura(1.5)), el cual, por su proximidad a la superficie y por el volumen de mineral que se presenta bajo la forma de diseminado, es explotado por el método de tajo abierto convencional. Las actividades principales que se desarrollan en la unidad son: minado a tajo abierto, traslado del mineral a la chancadora, traslado de mineral chancado a la plataforma de lixiviación, lixiviana-

ción del mineral con solución de cianuro, recuperación de metales de oro y plata a través del proceso de Carbón en Columnas y la fundición para la obtención de barras doré. Este proceso permitirá explotar económicamente, desde el 2013, un total de 4'597,198 TMS de mineral con una ley de oro de 1.300 g/t, una ley de plata de 26.137 g/l, y recuperaciones estimadas en planta de 65 % para el oro y 10 % para la plata, para obtener como producto final, aproximadamente, 127.068 onzas de oro y 396,519 onzas de plata. La explotación está proyectada, desde el 2013, para un periodo de vida de la mina restante de 21 meses.



Figura 1.5: Cerro Parccaorcco.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

1.13. ASPECTOS GEOLÓGICOS

1.14. Geología Breapampa.

La mina Breapampa está ubicado en los Andes Centrales del sur del Perú, dentro del corredor Metalogénico E-O, controlado por la mega estructura de la deformación de Abancay, relacionado principalmente a yacimientos epitermales de oro en ambientes de alta sulfuración, sistemas filoneanos tipo ácido sulfato, desarrollados por colapsos estructurales sucesivos.

El escenario geológico regional se compone de una estratigrafía volcánica terciaria, con estructuras volcánico-sedimentarias del Mioceno Medio al Plioceno asi-

miladas al Grupo Tacaza, Formación Alpbamba (Aniso) y Grupo Barroso. Estas secuencias han sufrido deslizamientos o colapsos que provocan repetición de las unidades, observadas en el área de Coracora.

La configuración estructural se evidencia a nivel regional por la presencia de lineamientos de los sistemas NW, NE, NS y E-W que mediante multifases de eventos tectónicos conocidos en los Andes centrales, habrían generado ambientes dilatantes que favorecieron el emplazamiento de sistemas hidrotermales, con mineralización de Au-Ag.

Estos sistemas estructurales principales definidos, tienden a interceptarse, siendo la intersección más importante la formada en el área de Breapampa y relacionada al depósito Parccaorcco.

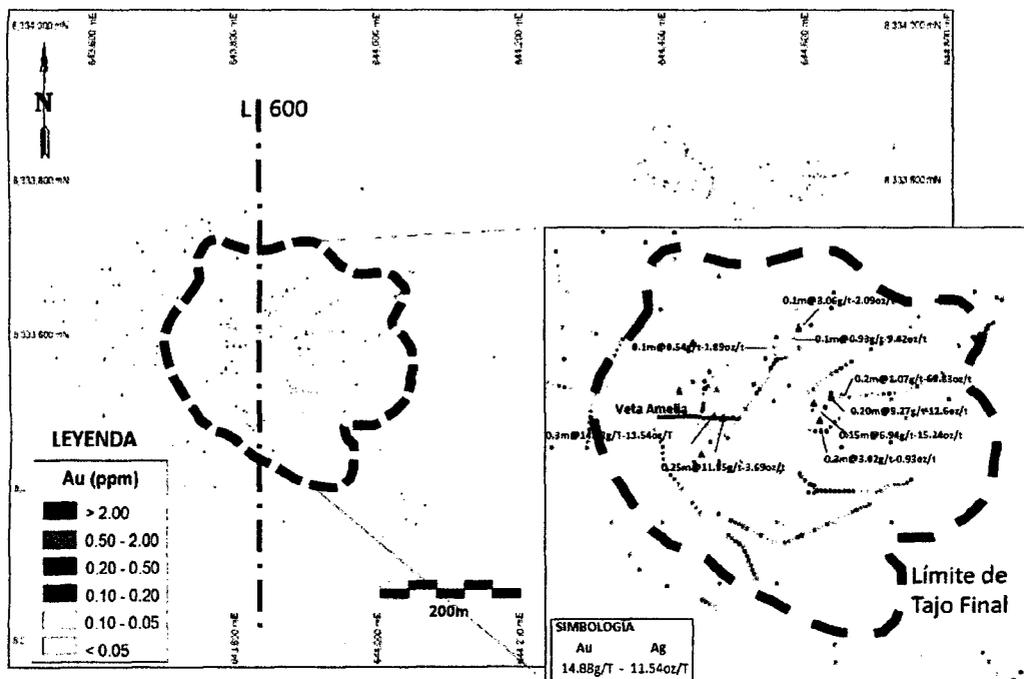


Figura 1.6: Geoquímica Superficial Au (g/T) Cerro Parccaorcco.
Fuente: Unidad Minera Breapampa

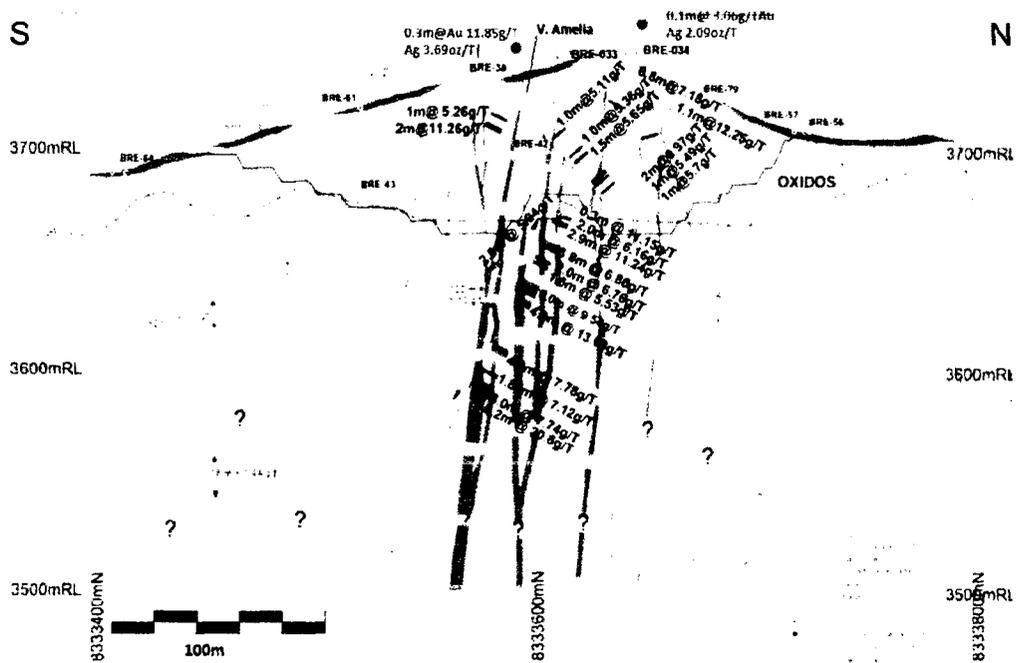


Figura 1.7: Sección zonas Mineralizadas (Au y Ag) Cerro Parcaorcco.
Fuente: Unidad Minera Breapampa

1.14.0.1. Litología y Control Estructural.

El cerro Parcaorcco emplaza una secuencia de tufos laminares depositados en un ambiente lacustre. Sobre yaciendo se encuentra una secuencia piroclástica (tufos y brechas) con clastos hererolíticos y presencia de piedra pómez, asociada a la mineralización. Finalmente, la secuencia es coronada por un nivel de toba de caída, ricos en líticos (figura(1.8)).

Estructuralmente, el Cerro Parcaorcco se encuentra controlado por sistemas de dirección NW y NE, principalmente. De igual forma, y no menos importantes, se presentan los sistemas E–W y N–S; estos controles han formado un sistema de bloques que afectan las secuencias, los cuales se muestran como bloques que caen y suben en forma de pilares .

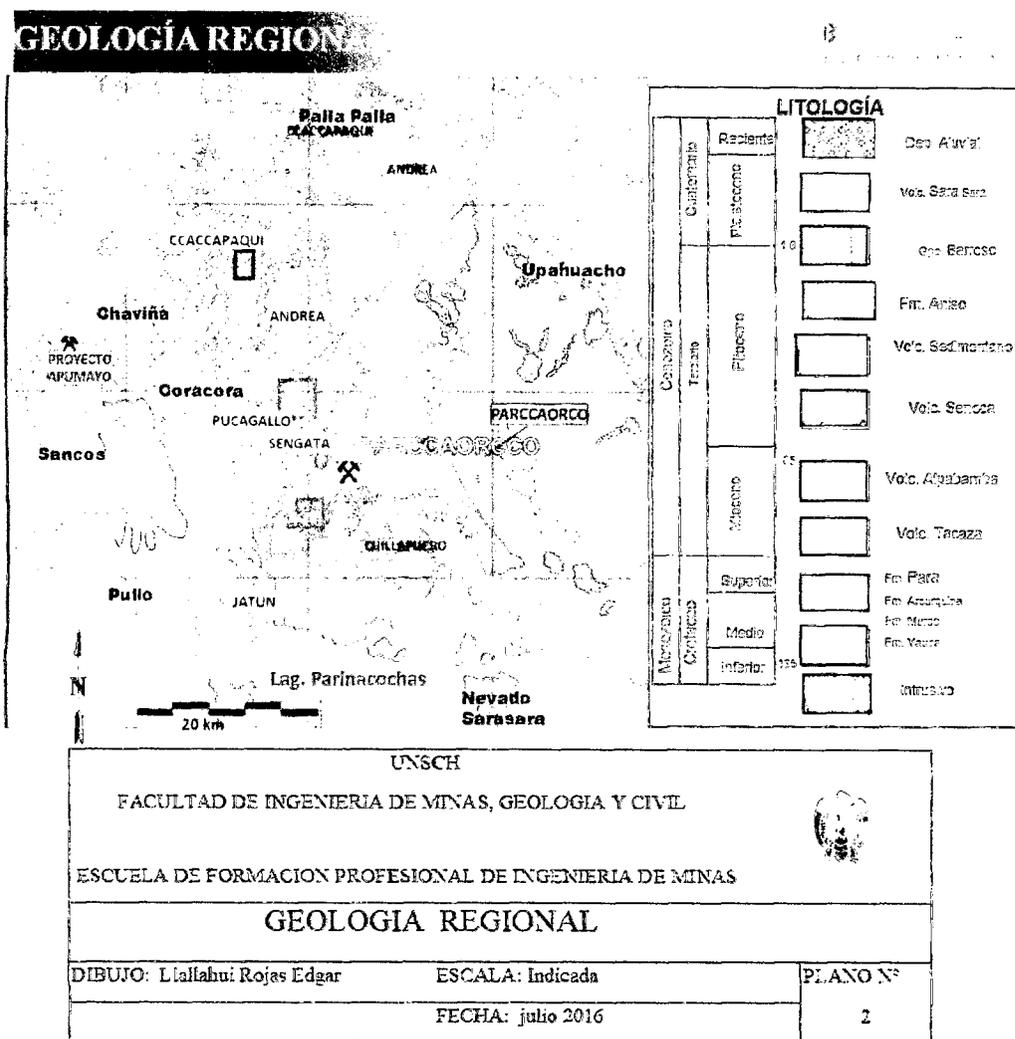


Figura 1.8: Geología regional.
 Fuente: Unidad Minera Breapampa

Alteración y Mineralización. La mineralización y los ensambles presentes en las rocas alteradas muestran filiación con los sistemas epitermales de alta sulfuración de niveles preservados por la erosión, donde afloran cuerpos, brechas y capas silicificadas con texturas sacaroideas o cavernosas superpuestos a varias generaciones de brechas hidrotermales y sílice cargados con sulfuros e importantes concentraciones en oro y plata. Se presenta sílice verrugosa (vuggy) en las partes superiores del Cerro Parccaorcco producto de la destrucción de la piedra pómez, la cual a su vez ha sido rellenada por alunita plumosa de segunda generación. Si bien es cierto se asume como una textura vuggy, la matriz presenta también alunita fina de primera generación.

1.15. Recursos de la mina Breapampa

1.15.1. Recursos Totales:

Una vez clasificados los recursos, es posible calcular el inventario de recursos por cada alteración y totales. Para el cálculo de recursos totales de esta zona Boulders, se ha incluido la Actualización de los recursos originales para las 04 alteraciones del informe original. Estos recursos se consideran in situ y no se aplica ninguna ley de corte. El software MineSight es capaz de generar este tipo de reportes detallados. Asimismo se ha tomado en cuenta las densidades definidas en el informe original y la densidad de la zona de boulders indicada en la Tabla :

Densidad	TM/m3
Boulders	2.17

Cuadro 1.4: Densidad del coluvial (Boulders)

1.15.1.1. Alteración Argílica:

En esta alteración se tiene un total de recursos de 4696,104 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.040 g/t y una ley promedio de Ag de 1.357 g/t.

ALT. ARGÍLICA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	985,197	0.065	2.045	2,059	64,775
Indicado	1,572,387	0.049	1.441	2,492	72,847
Inferido	2,138,520	0.022	0.978	1,519	67,242
TOTAL	4,696,104	0.040	1.357	6,071	204,865

Cuadro 1.5: Recursos en la Alteración Argílica

1.15.1.2. Alteración Sílice Masiva:

En esta alteración se tiene un total de recursos de 5414,322 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.820 g/t y una ley promedio de Ag de 17.594 g/t.

ALT. SÍLICE MASIVA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	2,553,555	0.942	19.768	77,370	1,622,926
Indicado	2,256,579	0.783	17.448	56,814	1,265,864
Inferido	604,188	0.443	8.947	8,609	173,796
TOTAL	5,414,322	0.820	17.594	142,793	3,062,586

Cuadro 1.6: Recursos en la Alteración Sílice Masiva

1.15.1.3. Alteración Sílice Vuggy:

En esta alteración se tiene un total de recursos de 2465,418 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 1.109 g/t y una ley promedio de Ag de 24.871 g/t.

ALT. SÍLICE VUGGY		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	1,316,491	0.973	24.037	41,183	1,017,393
Indicado	941,226	1.285	26.314	38,892	796,290
Inferido	207,702	1.170	23.613	7,813	157,682
TOTAL	2,465,418	1.109	24.871	87,888	1,971,365

Cuadro 1.7: Recursos en la Alteración Sílice Vuggy

1.15.1.4. Alteración Argílica Avanzada:

En esta alteración se tiene un total de recursos de 5451,579 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.155 g/t y una ley promedio de Ag de 6.712 g/t.

ALT. ARGÍLICA AVANZADA		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	1,499,794	0.249	10.400	12,002	501,482
Indicado	1,417,529	0.173	8.251	7,884	376,036
Inferido	2,534,256	0.090	3.669	7,357	298,943
TOTAL	5,451,579	0.155	6.712	27,244	1,176,462

Cuadro 1.8: Recursos en la Alteración Argílica Avanzada

1.15.1.5. Zona Boulders:

En esta zona de estudio se tiene un total de recursos de 2183,721 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.193 g/t y una ley promedio de Ag de 9.253 g/t.

BOULDERS		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	528,586	0.229	9.741	3,888	165,543
Indicado	905,570	0.192	9.382	5,602	273,154
Inferido	749,565	0.170	8.753	4,092	210,939
TOTAL	2,183,721	0.193	9.253	13,582	649,636

Cuadro 1.9: Recursos en la Zona Boulders

1.15.2. Inventario Total de Recursos:

El total de inventario de recursos de óxidos, sin considerar ley de corte, es de 20211,145 de toneladas métricas con una ley promedio de Au de 0.427 g/t y una ley promedio de Ag de 10.872 g/t. Asimismo la cantidad de onzas in situ totales de Au son 277,578 Oz y las de Ag son 7064,914 Oz.

TOTAL DE RECURSOS		Ley Media		Onzas in Situ	
Recurso	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)	Onzas Au	Onzas Ag
Medido	6,883,623	0.617	15.237	136,502	3,372,119
Indicado	7,093,291	0.490	12.208	111,684	2,784,192
Inferido	6,234,230	0.147	4.533	29,391	908,603
TOTAL	20,211,145	0.427	10.872	277,578	7,064,914

Cuadro 1.10: Inventario Total de Recursos

1.16. Ley de Corte.

La ley de corte económica de Breapampa, según los cálculos efectuados para el Au es de **0.48 g/ton Au**. A si mismo también que para el caso de la Ag es de **144.55 g/ton Ag**.

La ley de corte económica interna (marginal), según los cálculos efectuados es de **0.279 g/t Au**. Se menciona también que para el caso de Ag es de **83.87 g/ton Ag**. En este dato sólo se considera los costos de las áreas de mina y planta, directamente involucradas en la operación.

Valores inferiores de Au que estas leyes de corte, tendrán que ser analizadas según el aporte de Ag y ver si justifica su extracción, para lo cual se han preparado en las combinaciones económicas del Au y de Ag.

1.16.1. Costos Unitarios.

Basado en el presupuesto 2013 de la unidad a la fecha, el cual asciende a US\$ 43214,034 (sin considerar amortización ni depreciación), y el cual está dividido por áreas, es posible calcular los costos unitarios que se utilizarán en el cálculo de la ley de corte. El presupuesto de mina, planta y las demás áreas ascienden a US\$ 17220,370; US\$ 12562,125 y US\$ 13431,540 respectivamente. Asimismo el tonelaje de mineral estimado a producir en el 2013 es de 2549,817 toneladas, y de desmonte se ha estimado en 1363,890 toneladas haciendo un total de material a mover de 3913,707. El cálculo del costo unitario estimado se muestra en los siguientes cuadros.

Ton. Mineral	2,549,817
Ton. Desmonte	1,363,890
Ton. Total	3,913,707

Cuadro 1.11: Costo Unitario Estimado

PRESUPUESTO	\$	\$/Ton. Mineral
PRESUPUESTO /Ton. Mineral MINA	17,220,370	6.754
PLANTA	12,562,125	4.927
COSTO MINA Y PLANTA	29,782,494	11.680
OTRAS AREAS	13,431,540	5.268
COSTO TOTAL	43,214,034	16.948
Costo por Tonelada Movida - Mina		4.400

Cuadro 1.12: Costo Unitario Estimado

1.16.2. Cálculo de la Ley de Corte.

En el caso de Breapampa, se tiene 2 elementos de importancia, el oro y la plata, por lo que el cálculo de la ley de corte debe involucrar a estos dos elementos. Asimismo se debe considerar como material económico a aquel que su valor supere al costo de enviar el mismo material al botadero de desmonte. Es decir, si enviar este material al pad de lixiviación y procesarlo es menos costoso que enviarlo al botadero, se considerará como mineral y por lo tanto al hacer una corrida de costos es posible calcular la ley de corte para cada elemento. El valor por tonelada de material depende directamente de las leyes de oro y plata, del precio en el mercado de estos metales, de la recuperación en el pad de lixiviación y del costo que implica mover este material. Lo anterior se expresa en la siguiente fórmula:

$$VALPT = \frac{LeyAuPAuRAu}{Factor} \frac{LeyAg * PAg * RAg}{Factor} - CT$$

Dónde:

VALPT: Valor por Tonelada en \$/Ton.

PAu: Precio base por Onza de Oro.

PAg: Precio base por Onza de Plata.

Factor: 1 onza en gramos, equivalente a 31.1035

RAu: Recuperación Metalúrgica del Oro.

RAg: Recuperación Metalúrgica de la Plata.

CT: Costo por tonelada de mineral.

Si la formula anterior se expresa en función de la ley de oro, sería lo siguiente:

$$LeyAu = \frac{Factor * (VALPT + CT) - LeyAg * PAg * RAg}{PAu * RAu}$$

Para el cálculo de la ley de corte se aplicará esta fórmula, en la cual se tienen los siguientes datos:

VALPT = -4.400 (costo de mover material al depósito de material inerte en \$/Ton)

CT = Se tienen 2 casos (\$/Ton 16.948 y \$/Ton 11.680 para el costo total y el costo, por tonelada de mineral). PAu = \$/Oz 1,200

PAg = \$/Oz 20

RAu = 0.65

RAg = 0.10

1.16.2.1. Cálculo de la ley de corte económica.

Con los datos anteriores se reemplaza en la fórmula quedando de la siguiente manera: El valor por tonelada de material depende directamente de las leyes de oro y plata, del precio en el mercado de estos metales, de la recuperación en el pad de lixiviación y del costo que implica mover este material. Lo anterior se expresa en la siguiente fórmula:

$$LeyAu = \frac{31.1035(4.40016.948) - LeyAg * 20 * 0.10}{1200 * 0.65}$$

Variando la ley de Au desde 0, se puede calcular la ley de corte del Au y de Ag. En el siguiente cuadro se muestra las combinaciones de ambos elementos para este caso:

Ley Au Economica	Ley Ag	Ley Au Economica	Ley Ag
0.00	130.09	0.26	66.55
0.10	114.55	0.27	63.55
0.11	111.55	0.28	60.55
0.12	108.55	0.29	57.55
0.13	105.55	0.30	54.55
0.14	102.55	0.31	51.55
0.15	99.55	0.32	48.55
0.16	96.55	0.33	45.55
0.17	93.55	0.34	42.55
0.18	90.55	0.35	39.55
0.19	87.55	0.36	36.55
0.20	84.55	0.37	33.55
0.21	81.55	0.38	30.55
0.22	78.55	0.38	27.55
0.23	75.55	0.39	24.55
0.24	72.55	0.39	21.55
0.25	69.55	0.40	18.55
		0.40	0.00

Cuadro 1.13: Ley de corte económica.

Para este caso el valor de ley de corte es de 0.401 g/ton para el Au y de 130.094 g/ton para Ag.

1.16.2.2. Cálculo de la ley de corte interna (Marginal).

Se reemplaza en la formula quedando de la siguiente manera:

$$LeyAu = \frac{31.1035(4.40011.680) - LeyAg * 20 * 0.10}{1200 * 0.65}$$

Ley Au Económica	Ley Ag
0	83.87
0.10	53.87
0.11	50.87
0.12	47.87
0.13	44.87
0.14	41.87
0.15	38.87
0.16	35.87
0.17	32.87
0.18	29.87
0.19	26.87
0.20	23.87
0.21	20.87
0.22	17.87
0.23	14.87
0.24	11.87
0.25	8.87
0.26	5.24
0.27	2.87
0.28	0.00

Cuadro 1.14: Ley de corte interna (Marginal).

Para este caso el valor de ley de corte es de 0.28 g/ton para el Au y de 83.87 g/ton para Ag.

Capítulo 2

MARCO TEORICO

El marco teórico que se dará a conocer en la presente parte de la tesis tendrá como punto primordial mejorar la productividad y los factores que se asocian a ella según los parámetros de la Mina Breapampa.

2.1. Antecedentes.

El carguío y acarreo es parte del proceso de retirar el material volado del frente de trabajo hacia un equipo de transporte, para poderlo transportar adecuadamente a su lugar de destino (planta, botadero, pad, stock).alternativamente estos equipos de carguío pueden depositar directamente el material movido en un punto definido. En minería superficial cómo en minería subterránea se realiza este proceso.

Dentro del proceso productivo de una mina es el de mayor costo conjuntamente con el transporte de material debido a que es el proceso con mayor cantidad de equipos involucrados (flota), alto grado de mecanización, menor rendimiento productivo por equipo y se constituye como un proceso de operación prácticamente continuo lento Ref.[1]. Distintas combinaciones de equipos secuencias de operación pueden satisfacer el requerimiento de producción. Las combinaciones de equipos y secuencias de operación están ligadas directamente con la capacidad del equipo y el tiempo requerido para completar un ciclo de operación, teniendo en cuenta factores como eficiencia, disponibilidad, costos, etc.

2.2. Procesos productivos en minería:

El objetivo final de una mina, es obtener un producto en cantidad y calidad definidas previamente. Este objetivo puede ser dividido en sub-objetivos, donde a cada uno de ellos, podemos asociar un proceso o sub-proceso, el cual tiene asociado un conjunto de actividades. En general, se define como proceso productivo; a la actividad o conjunto de actividades, sobre las cuales actúan diversos factores externos e internos y que a través de la interacción entre ellos y las actividades del proceso, permitirán obtener uno o más resultados o productos. Es de gran importancia garantizar un ambiente de operación apto para lograr los mejores rendimientos de los equipos involucrados, tanto en la parte física (material, equipos, mantenimiento, disponibilidad, insumos, etc.) como en la parte humana (operadores, mantenedores, jefes de turno u otros). En todos los procesos productivos, el tiempo y el dinero son variables de gran peso, que condicionan los procesos y la producción. Producir más, al menor costo y eficientemente, es el objetivo de la Ingeniería. Para lograrlo, estudia, identifica y trabaja con todas las variables presentes en los procesos, ponderando su incidencia y su importancia de cada una de ellas (figuras(2.1)). Una de estas variables, común a todos los procesos y de mucha importancia es el tiempo; veremos una forma de estudiarlo y ponderarlo, obteniendo indicadores e índices, que nos permitan, evaluar, corregir, calcular, dimensionar y conocer el estado del proceso.

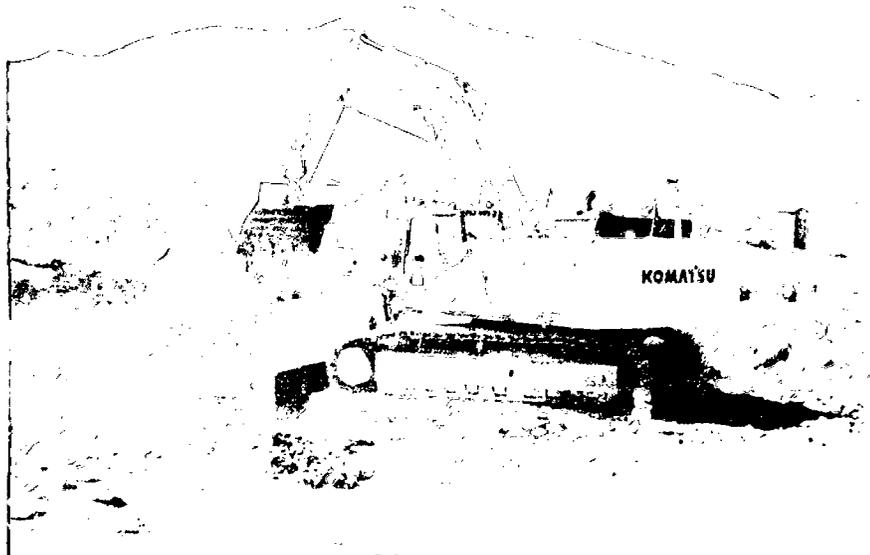


Figura 2.1: carguio y acarreo Tajo Parccaorcco.
Fuente: foto tomado en la operación Minera Breapampa.

2.3. Concepto de Productividad:

La productividad es la capacidad de producir más con menos recursos. Esto redunda en un costo bajo mediante la cantidad adecuada de equipos ya sea de carguío como de transporte que permita presupuestos menores (figuras(2.2))

$$\frac{\$}{Tn} = \frac{\$/Hr}{Tn/Hr} = \frac{\text{Costo Horario}}{\text{Productividad}} =$$

- Espera excavadora (Combustible)
- Vías (Hidráulico)
- Componentes (dise. transmisión, motores, bombas, etc.)
- Espera excavadora (Rendimiento tn/hr)
- Diseño de cámaras (tiempo manobra)
- Señalización de las cámaras de carguío
- Refrigieros prolongados

Figura 2.2: calculo produccion.
Fuente: Quispe, Zoila Lilian Baldeón.(2011)Ref.[3]

Podríamos nombrar algunos aspectos que afectan la productividad en minería:

- Que tengamos procesos de bajos costos para extraer minerales de baja ley en forma económica.
- El capital invertido en la operación o una mina que cuenta con equipos modernos con tecnologías de última generación tienen mayor productividad que

una mina con tecnología vieja.

- Dureza del mineral, a mayor dureza del mineral va a requerir más molienda, por lo que la productividad se reduce.
- Aspectos ambientales y de salud.
- La razón desmonte mineral, a mayor razón de desmonte —mineral la productividad se reduce.
- La distancia de transporte de desmonte y mineral, a mayor distancia de transporte se reduce la productividad.

2.3.1. Cálculo de rendimientos:

Se entiende por rendimiento la producción horaria que es capaz de alcanzar una determinada máquina de movimiento de tierras. Se expresa en t/h, m³/h, etc. Su conocimiento es importante ya que permite determinar:

- La capacidad de producción de los equipos de movimiento de tierra.
- La planificación de los trabajos.
- El cálculo de los costes de la operación.

Los cuatro factores básicos que hay que considerar a la hora de estimar el rendimiento de un equipo minero son los siguientes:

- Componentes de tiempo del ciclo de trabajo.
- Factores de eficiencia y organización.
- Factores de esponjamiento y densidad.
- Capacidad nominal del equipo

2.3.2. Componentes de tiempo del ciclo de trabajo:

Los componentes principales de tiempo que se distinguen en el ciclo de trabajo en una explotación minera son los correspondientes a:

- Carga.
- Transporte o empuje.
- Vertido.
- Retorno.
- Esperas y maniobras.

2.3.3. Términos Relacionados a la Utilización del Equipo:

2.3.3.1. Tiempo total programado (T_t):

En la minería, la vida de una mina viene indicada en los años que durará el proyecto minero. La tendencia de hoy, es tomar el mayor tiempo posible, del tiempo calendario, para realizar las operaciones mineras pero esto no es siempre posible. Son el total de las 24 horas del día, los 365 días del año. Debe considerarse para cada equipo.

2.3.3.2. Tiempo disponibles del equipo (T_d):

Son las horas en que el equipo está disponible para producir, es decir, a disposición de Operaciones Mina que se muestra en la siguiente (figura (2.3)). Ref.[1].

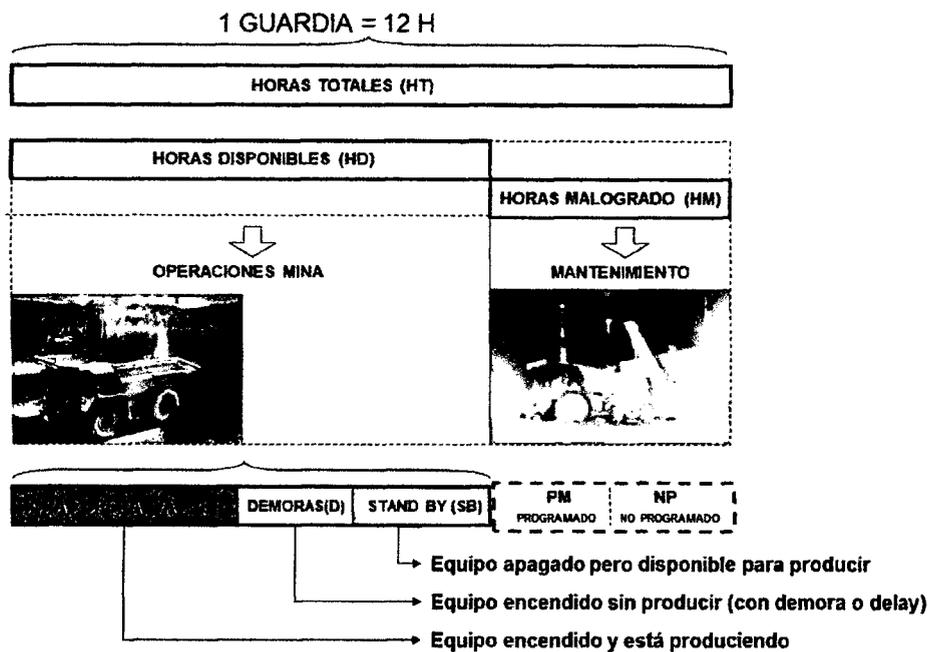


Figura 2.3: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Ramirez(2012).Ref.[1]

2.3.3.3. Tiempo de mantenimiento (T_m):

El tiempo de mantenimiento; son las horas que la máquina está detenida por fallas o porque está recibiendo el mantenimiento planificado. *Tiempo de mantenimiento planificado ($T_{m\text{pl}}$)*; corresponde a los servicios que debe recibir la máquina para estar en condiciones de operar, agregado o cambio de aceite, cambio de filtros, limpieza, etc. *Tiempo sin operar por fallas ($T_{m\text{fa}}$)* corresponde a los tiempos en que se realizan las reparaciones, para que la máquina pueda operar. En la actualidad, el mantenimiento es una actividad altamente valorada, porque tiene un impacto directo sobre la capacidad productiva. Para disminuir las horas de parada por fallas, la mejor solución es prevenir las averías, mediante un sistema de mantenimiento preventivo. Para disminuir el tiempo de mantenimiento, se requiere una alta planificación, coordinación, recursos y un claro entendimiento de su importancia. Las nuevas tecnologías de información y comunicación, permiten tener nuevas herramientas para lograr un efectivo trabajo con los tiempos de mantenimiento, también la nueva filosofía de atención y apoyo al cliente de las grandes empresas de venta de maquinaria, colaboran ampliamente en este tema. Cuando no existía, estos concep-

tos y las herramientas, para enfrentar las fallas y el mantenimiento de los equipos, trabajaban con el concepto de reserva; consistía en contar con equipos listos para operar y remplazar algún equipo, que por fallas, no podía operar Ref.[4] . Además, se sabe hoy, que tal criterio de reserva de unidades era bastante falso, ya que en cuanto se disponía de los equipos, se empleaban todos y como reserva no quedaba ningún equipo.

2.3.3.4. tiempo operativo (horas ready) (To):

Son las horas en que el equipo está operativo y haciendo trabajo productivo (produciendo toneladas) o también corresponde al tiempo en que el equipo está realizando, la función para la que diseñado.

2.3.3.5. tiempo de de demoras operativas o delay (D):

El tiempo de demoras operativas, corresponde al tiempo en que el equipo no está realizando su función, debido básicamente a dos causas: *demoras operativas planificadas* que consideran los siguientes

- Limpieza de tolva.
- Cambio de operador.
- Cambio de guardia.
- Relleno combustible.
- Disparo.

las demoras operativas de interferencia, Es el tiempo en que el equipo está disponible mecánicamente, pero apagado por consideraciones operativas.

- Equipo parado por falta de equipo de acarreo.
- Refrigerio.
- Equipo en traslado en camabaja.

- Parada por condiciones inseguras.
- Falta de frente.
- Falta de grifo o cisterna.
- Equipo listo en mantenimiento.
- Falta de operador.
- Esperando instrucciones o supervisor.
- Revisión y chequeo.
- Perfilando.
- Esperando topógrafo.
- Traslados por propios medios.

como se muestra en la (figura(2.4))¹ el análisis:

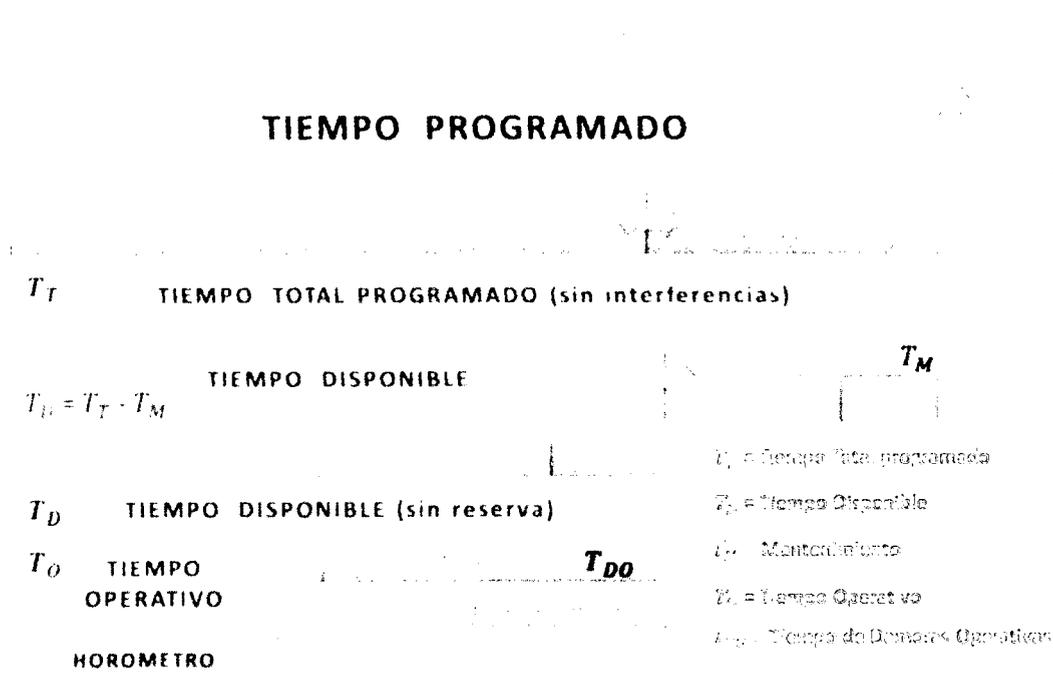


Figura 2.4: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Ramirez(2012).Ref.[1]

¹Argentina Tablas de Asarco Indices de Operacion en Universidad de La Jujuy.

2.3.4. Tiempo teórico de trabajo (TTT).

$$TTT = (horas/relevo) * (nderelevos/dia) * (ndedias/año)$$

Depende de la organización empresarial en la U.E.A Mina Breapampa se trabaja en 02 relevos de 12 horas al días los 365 días del año.

2.3.5. Tiempo teórico de maquina (TTM).

Es el tiempo en que las maquinas se encuentran en disposición mecánica de trabajar, es decir el tiempo que no se encuentran averiadas, mantenimiento correctivo, ni sometidas a revisiones programadas, mantenimiento preventivo

$$TTM = TTT - \sum(Averíasyrevisiones)$$

2.3.6. Disponibilidad (D).

La porción del tiempo de operación programado que un equipo está mecánicamente preparado para trabajar. Es el cociente entre el TTM y el TTT e expresado en porcentaje.

$$D = \frac{TTM}{TTT} * 100$$

La disponibilidad depende fundamentalmente de la vida y el estado de las máquinas y de la organización de mantenimiento, variando normalmente entre el 75 y el 90

2.3.7. Tiempo real de trabajo (TRT).

Es el tiempo en el que las maquinas están trabajando, es decir el tiempo en que no se encuentran paradas por causa de mantenimiento o de operación.

$$TRT = TTM - \sum (\text{Paradas por causas de operación})$$

2.3.8. Utilización (U).

La porción del tiempo disponible que el equipo realmente está trabajando. La utilización depende de la climatología y de la organización de la operación, una organización puede considerarse como buena si consigue una utilización del 83 % (horas de 50 minutos)

$$U = \frac{TRT}{TTM} * 100 \%$$

2.3.9. Eficiencia global (E).

Es el porcentaje de la tasa de producción estimada que es efectivamente utilizado por el equipo. Reducciones en la tasa de producción pueden deberse al equipo mismo, o condiciones del personal o del trabajo. El factor de eficiencia puede expresarse como el número de minutos promedio que se trabajan a producción máxima en una hora dividido por 60 minutos o también el producto de la utilización por la disponibilidad.

$$E = U * D = \frac{TRT}{TTT} * 100 \%$$

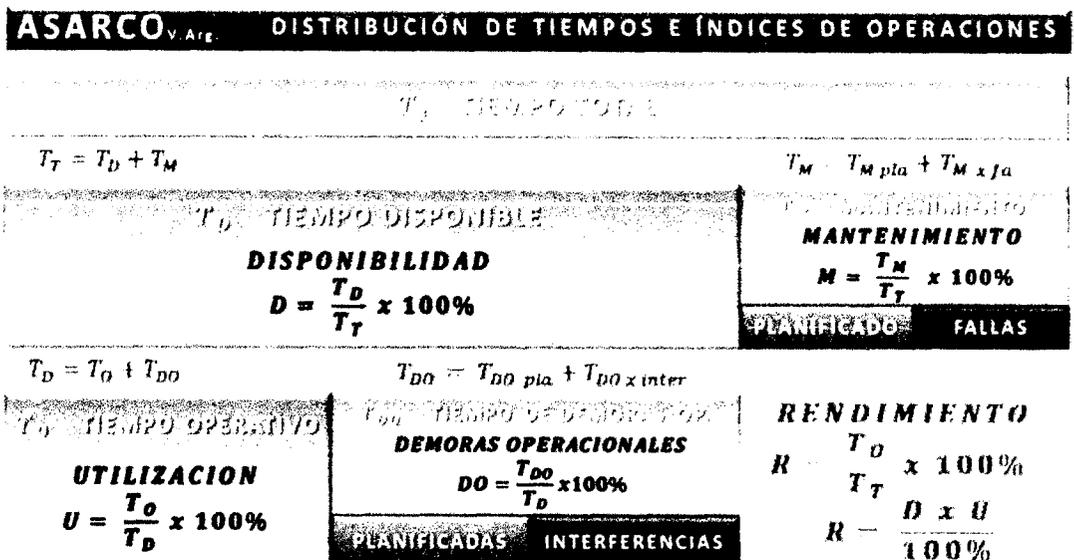


Figura 2.5: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Ramirez (2012).Ref.[1]

2.3.10. Consideraciones material cargado

2.3.10.1. La densidad:

Del material que va a moverse corresponde al peso por metro cúbico del material que hay que transportar. Conocido este valor es posible evaluar el rendimiento de un equipo determinado. la densidad afecta incluso la eficiencia en los *viajes, maniobras y acarreo* de las máquinas, notándose finalmente en los *rendimientos* de las mismas y en la *productividad*

$$\delta = \frac{\text{Peso}}{m^3} = 1.933 \frac{TM}{m^3(BCM)} = 1.487 \frac{TM}{m^3(LCM)}$$

2.3.10.2. Factor de conversión volumétrica(FCV):

Es la relación entre el volumen en banco y el volumen suelto de una misma masa de material los movimientos de tierra y roca se calculan usualmente en metros cúbicos en el banco (en su estado natural (in situ) o (en el banco), sin embargo se requiere contar con un método para determinar la relación existente entre la densidad de un material suelto y en el banco. Dicha operación se efectúa mediante

el *Factor de conversión volumétrica* el cual expresa el porcentaje de la densidad de un material suelto, con respecto a la densidad que tendría en el banco.

$$FCV = \frac{Vb}{Vs} = \frac{Kg/m^3suelto}{Kg/m^3banco} = \frac{m^3suelto}{m^3banco}$$

2.3.10.3. Esponjamiento:

Cuando se excava un material, normalmente se fractura en partículas menores que no pueden ajustarse entre sí tanto como estaban en su estado natural .esto da lugar a la existencia de huecos en el material, provocando un aumento de su volumen que se denomina esponjamiento así pues, para el cálculo de rendimiento es importante distinguir los conceptos de material in situ o en banco y material suelto o esponjado como muestra la (figura(2.7)) .

$$PorcentajedeExpansión = \left(\frac{1}{FCV} - 1 \right) * 100 = 30 \%$$

$$Fe = \frac{Vs}{Vb} = \frac{Kg/m^3banco}{Kg/m^3suelto} = \frac{m^3banco}{m^3suelto} = 0.769$$

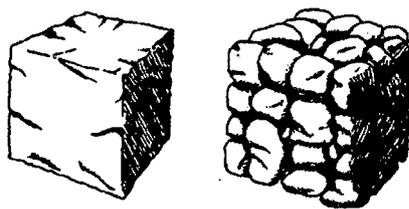


Figura 2.6: material esponjado.
Fuente: Alejandro Cruzat G (2010).[2]

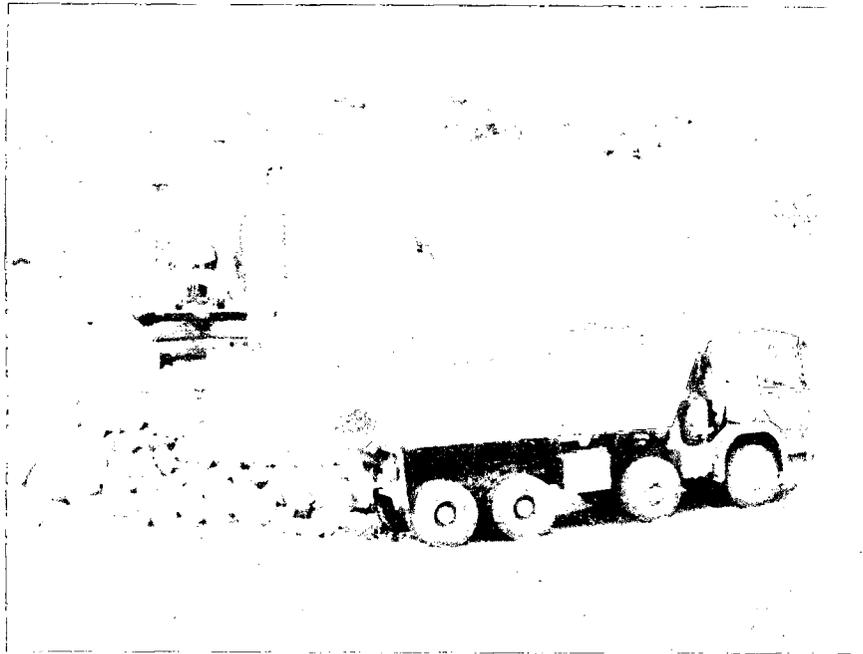


Figura 2.7: Material esponjado Tajo Parccaorcco.
Fuente: foto tomado en la operación Minera Breapampa.

2.3.11. Producciones horarias de los equipos de carga:

Las producciones horarias o rendimientos de los equipos de carga cíclica (palas cargadoras, excavadoras hidráulicas, excavadoras dragalinas) quienes vienen dados por la siguiente expresión.

$$P(m_3^b/h) = \frac{60 * E * F * A * V}{t_c * H}$$

Donde:

C: es la capacidad del cazo en m³ sueltos.

E: es el factor de eficiencia en tanto por uno.

F: es el factor de llenado del cazo en tanto por uno.

H: es el factor de correccion por la altura de la pila dematerial a cargar; en las palas de neumticos se tomasiempre $H = 1$.

A: es el factor de correccion por ngulo de giro; para las palas de neum ticos se toma siempre $A = 1$.

V: es el factor de conversión volumétrica en m^3b/m^3s .

Tc:es el tiempo de ciclo de cada cazo expresado en minutos.

2.3.12. Factor de llenado del cazo.

El factor de llenado del cazo se expresa como el porcentaje de la carga media sobre la teórica máxima posible, según las condiciones en las que se encuentre el material apilado (figura(2.8)) .

$$\text{factor de llenado}(F) = \frac{\text{cantidad real transportada}(qr)}{\text{capacidad de la máquina}(q)}$$



Figura 2.8: factor de llenado Tajo Parccaorcco.
Fuente: foto tomado en la operación Minera Breapampa.

2.3.12.1. Factores de corrección por altura de banco y ángulo de giro.

El factor de corrección por altura de banco H, debe tenerse en cuenta siempre que la excavadora trabaje en bancas con una altura muy superior o inferior a la correspondiente al alcance de su cuchara. En estos casos el ciclo de carga será mayor que el óptimo(figura(2.9)) .

% DE LA ALTURA ÓPTIMA	40 ó 160	60 ó 140	80 ó 120	100
FACTOR DE CORRECCIÓN E	1,25	1,10	1,02	1,00

Figura 2.9: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Baudino (2012) Ref.[5]

De la misma manera, si el ángulo de giro que debe realizar la excavadora para cargar la unidad de transporte es mayor de 90° el ciclo de carga aumenta, mientras que si es menor disminuir respecto del ciclo teórico. La siguiente tabla muestra los valores de factor de ángulo de giro A (figura(2.10)) .

ÁNGULO DE GIRO (°)	45	60	75	90	120	150	180
FACTOR DE GIRO A	1,19	1,11	1,05	1,00	0,91	0,83	0,77

Figura 2.10: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Baudino (2012) Ref.[5]

PARQUE TOTAL DE LA FLOTA

$q = \text{capacidad de la máquina}$

$\text{factor de llenado} = \frac{\text{cantidad real transportada}}{\text{capacidad de la máquina}} \rightarrow \alpha = \frac{q_r}{q}$

$C_{\text{ciclos} \times h} = \frac{60 \text{ min}}{1 h} \times \frac{\text{ciclos}}{t \text{ min}} = C \frac{\text{ciclos}}{h} \rightarrow C_{\text{ciclos} \times h} = C \frac{\text{ciclos}}{h}$

Ciclo Teórico $N_{ct} = T_T \times C$	Ciclo Real $N_{cr} = U \times D \times N_{ct}$	Ciclo Real $N_{cr} = T_o \times C$
---	--	--

Q= demanda de la producción

$P_t \times (\alpha \times q \times N_{cr}) = Q \rightarrow P_t = \frac{Q}{(\alpha \times q \times N_{cr})}$

Figura 2.11: Diagrama de horas utilizadas en los equipos.
Fuente: Ramirez. Ref.[1]

2.3.13. Producciones horarias de los volquetes.

La producción horaria de un volquete se determina mediante la expresión

$$P(m_3^s/h) = \frac{60 * C_v * E}{t_c}$$

Donde:

Cv: es la capacidad del volquete en m³

E: es la eficiencia de operación en tanto por uno.

Tc: es el tiempo de ciclo.

2.3.13.1. Tiempos de ciclo.

El tiempo total de ciclo se obtiene sumando los tiempos fijos de carga y maniobras al tiempo invertido en el ciclo de ida cargado y al de vuelta en vacío. Los tiempos de los ciclos de ida y de vuelta se determinan a partir de las curvas de tracción/velocidad y de los correspondientes factores de corrección. El tiempo de carga se obtiene como producto del número de cazos necesarios para llenar el volquete por el tiempo de ciclo de carga. El número de cazos necesarios se calcula dividiendo la capacidad del volquete por la del cazo del equipo de carga. Al efectuar este cociente debe redondearse ya que el número de cazos debe ser una cifra entera. En la capacidad del equipo de carga debe tenerse en cuenta el factor de llenado y la densidad del material, por lo que dicha capacidad será el producto de la capacidad nominal por el factor de llenado y por la densidad del material suelto.

2.3.14. Dimensionamiento de la Flota de Volquetes

(Factor de Acoplamiento).

El número de unidades o tamaño de la flota de volquetes requerido para realizar un trabajo depende de las necesidades de producción:

$$\text{Numero de volquetes necesarios} = \frac{\text{Producción horaria necesaria}}{\text{Producción horaria por unidad}}$$

Generalmente cualquier valor con una parte decimal superior a 0,3 se redondea por exceso hasta completar la unidad. Una cifra inferior a esa debe ser objeto de un análisis más detallado, pues probablemente incrementando la eficiencia de la operacin, puede suprimirse la necesidad de adquirir otra unidad de transporte. En algunos casos puede plantearse organizar el trabajo con unos relevos de mas duración en lugar de comprar otra unidad extra. Para determinar el numero de volquetes qua hay que asignar a cada unidad de carga se emplea el factor de acoplamiento o match factor. N : es el número total de volquetes

N: es el número total de unidades de carga

T: es el ciclo de cada volquete

t: el ciclo de cada caza

X: es el número de volquetes par unidad de carga

P: es el numera de cazos necesarios para Llenar un volquete.

El tiempo total de carga será p.t y el número de volquetes necesarios el cociente entre el ciclo del volquete y el ciclo de carga:

$$x = \frac{T}{pt}$$

Si multiplicamos ambos miembros de esta expresión para el Número de equipos de carga n tendremos:

$$x * n = \frac{T}{pt} * n$$

Como x_n es el número total de volquetes N , resulta:

$$N * p * t = T * n$$

$$\text{frac} N * p * t T * n = 1]$$

Al primer miembro de esta ecuación se le denomina factor de acoplamiento. El número óptimo de volquetes cuando el factor de acoplamiento sea 1 y valdrá

$$N = \frac{n * T}{p * t}$$

Este número de volquetes, en teoría absorberá la producción estimada del equipo de carga, dando lugar a la representación grafica de la curva n° 1. Para la curva de producción real, curva n°2, Va siempre por debajo de la teórica, y se necesitaran más volquetes si se quiere llegar a obtener la producción máxima de la unidad de carga, la qua es debido a varias causas(figuras(2.12 –2.13)):

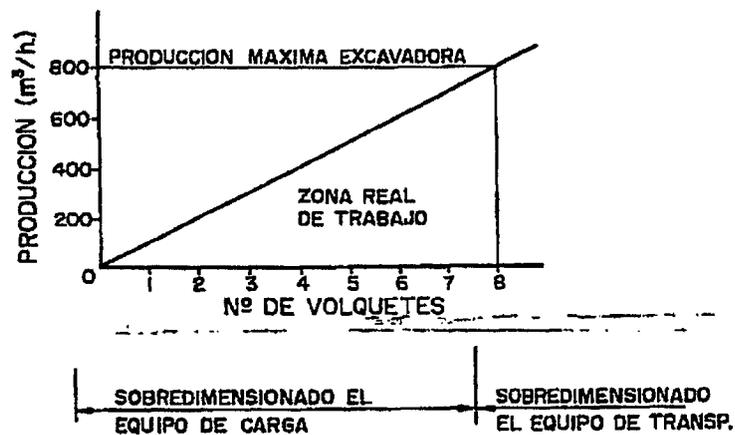


Figura 2.12: Curva de producción teórica.

Fuente: Garcia Cantu (2010).[6]

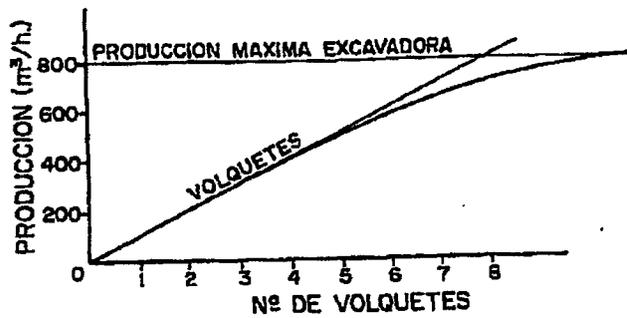


Figura 2.13: Curva de producción real.
Fuente: Fuente: Garcia Cantu (2010).[6]

- Existencia en la flota de volquetes de distintas.
- Capacidades a en distinto estado de conservación.
- Estrechamientos en zonas de carga, descarga y pistas.
- Cruces con otras máquinas.
- Distintas respuestas en los aperadores.

Para ello, es precisa marcar un objetivo, ya que son dos las posibilidades existentes:

- Obtener la máxima producción.
- Obtener el mínimo costo

Naturalmente, los equipos que persiguen estos fines, no coinciden, tal y como muestra la curva n° 3. Finalmente, la curva n° 4 muestra la variación de la eficiencia para las unidades de carga y transporté, en función del grado de desacoplamiento. Si el factor de acoplamiento es 1 el acoplamiento es perfecta. Si es menor de 1, existirá un exceso en la capacidad de carga y, por lo tanto, la eficiencia de los transportes es del 100 % mientras que la de la carga es menor. Por el contrario, si el factor de acoplamiento es mayor de 1, la eficiencia de la carga es del 100 % y la del transporte es menor (figuras(2.14 –2.15)).

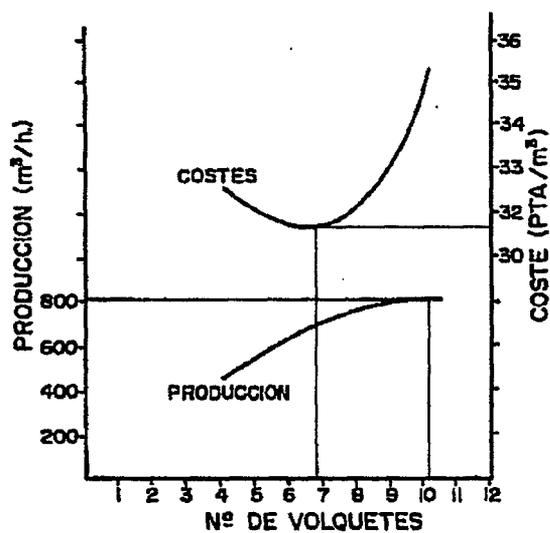


Figura 2.14: Puntos de máxima Producción y mínimo costo.

Fuente: Garcia Cantu (2010).[6]

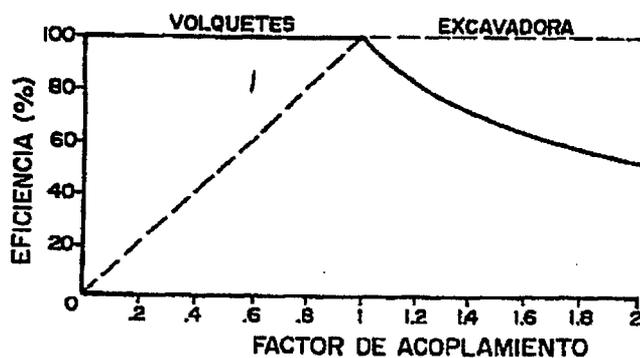


Figura 2.15: Variación de la Eficiencia.

Fuente: Fuente: Garcia Cantu (2010).[6]

Capítulo 3

ASPECTOS MINEROS

3.1. Planemiento.

3.1.1. Optimización del Tajo.

La optimización del tajo fue realizada por el área de Planeamiento de la Unidad utilizando el software Minesight basado en el algoritmo de Lerch y Grossman. Los conos fueron corridos sólo dándole valor al material considerado como óxido. La información de los costos de mina y de planta de procesos, fueron tomados del presupuesto aprobado de la unidad.

La información necesaria para la optimización fue proporcionada por el área de Geología de la Unidad, que tomo como base los datos de los programas de sondajes realizados por Newmont en el año 2005 y por Buenaventura en los años 2007 y 2012. Esta información geológica incluye principalmente modelos de bloques de los recursos geológicos limitados en función a los dominios de alteración sílice masiva, sílice vuggy, argilico avanzado, argílico y a un quinto dominio que fue considerado la nueva zona Coluvial Parccaorcco.

Los modelos de bloques tridimensional están basados en celdas o cubos patrón de dimensiones 5m x 5m x 6m y contienen información codificada tal como: datos de leyes de oro y plata (estimados utilizando el método del Kriging Ordinario), densidades, alteraciones, tipo de recursos, etc. El modelo económico se generó en

función a los recursos categorizados como Medidos e Indicados (figura (3.1)).



Figura 3.1: Modelo de Bloques Tajo Parccaorcco.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.1.2. Reservas Tajo.

Este estudio inicial fue realizado por MICSA y luego corroborado por el área de Planeamiento Mina, este proceso permitirá explotar económicamente lo siguiente: Esta primera estimación de las reservas en la unidad Breapampa se hizo del a mediados del año 2012 hasta fines del año 2014 como se puede apreciar en las siguientes figuras

RESERVAS EN OXIDOS DENTRO DEL DISEÑO DE TAJO				
Toneladas	Ley g Au/ton	Ley g Ag/ton	Oz Au	Oz Ag
5,121,129	1.22	21.52	200,871	3,543,225

Cuadro 3.1: Reservas de Tajo Parccaorcco

Año	MINERAL					DESMONTE	Total
	Tonelaje	Ley Au	Finos Au	Ley Ag	Finos Ag	Tonelaje	Tonelaje
	TM	g/TM	(Oz Au)*	g/TM	Oz Ag	TM	TM
2012	928.773	1.16	34.584	25.63	765.210	516.927	1.445.700
2013	2.487.670	1.28	102.501	22.40	1.791.686	1.139.730	3.627.400
2014	1.704.686	1.16	63.786	18.00	986.329	730.253	2.166.626
TOTAL	5.121,129	1.22	200.871	21.52	3,543.225	2.386.910	7.239.726

Figura 3.2: Programa de Producción Total
Fuente: Planeamiento Minera Breapampa.

DESCRIPCIÓN DE DISEÑO DEL TAJO	
Mineral	5,121,129 TM
Desmonte	2,429,293 TM
Ratio	0.47
Onzas Au	200,871 Oz
Profundidad	60m (hasta salida a la superficie)
Largo Tajo	350m
Ancho Tajo	320m

Cuadro 3.2: Descripción de Diseño de Tajo

Los parámetros utilizados para el diseño del cono base para el tajo final se detallan en la siguiente tabla.

DETALLE	UNIDAD	CANTIDAD
Costo de Operación Mina	\$/Ton Mineral	4.506
Costo de Operación Mina	\$/Ton Desmonte	4.026
Costo de Planta de Procesos	\$/Ton Mineral	2.81
Recuperación Metalúrgica del Oro	%	65
Recuperación Metalúrgica de la Plata	%	10
Precio Base por Onza de Oro	\$/Oz	1200
Precio Base por Onza de Plata	\$/Oz	20
Cutoff Económico	\$/Ton	-4.026
Ángulo general de Talud Interrampa	o	20-47

Cuadro 3.3: Parámetros utilizados para la generación del Cono Óptimo

3.1.3. Diseño del Tajo.

El diseño del tajo final, actualizado desde el 2013, se basa en un cono de 1200 \$/Oz de oro y 20 \$/Oz de plata. Las características del diseño actualizado hacen que el ratio desmonte/mineral varíe desde 0.28 hasta 0.68 en toda la vida de la mina restante.

El tajo principal del cerro Parccaorcco tiene dimensiones de 320 m x 360 m, (11.5 Ha aproximadamente), 2 zonas de salidas por la rampa de mineral y la rampa de desmonte, las cuales tienen 35m y 55m de profundidad hasta su salida a superficie en las Cotas 3704 y 3724 msnm respectivamente. Estas 2 rampas tienen 12 metros de ancho (10m de vía, 1m de berma de vía y 1m de cuneta), y una pendiente de rampa de 10 %.

En la zona del Coluvial Parccaorcco se cuenta con 02 tajos pequeños de dimensiones 160 m x 80 m al Oeste y 150 m x 50 m al Sur, tajos que tienen 18m y 24m de profundidad. En los diseños de estos tajos se tomó en cuenta las consideraciones geotécnicas establecidas por el Estudio de Estabilidad de Taludes realizado por Vector Perú SAC (figuras(3.3 –3.4)):

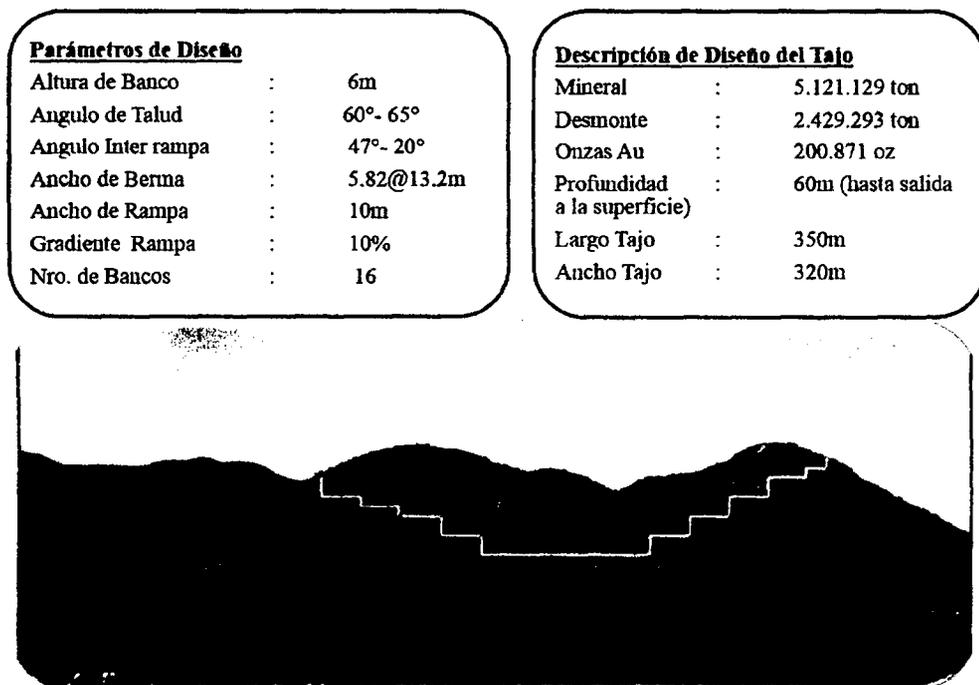


Figura 3.3: Parámetros De Optimización De Tajo.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Geometría del Diseño del Tajo	
Ancho de Rampas	12
Pendiente de Rampas	10 %
Altura de Banco	6m
Ángulo de Talud de Banco	60° - 65°
Ancho de Berma	5.8m - 13.2m
Ángulo Interrampa	49° - 20°

Cuadro 3.4: Parámetros Geométricos del Diseño de Tajo

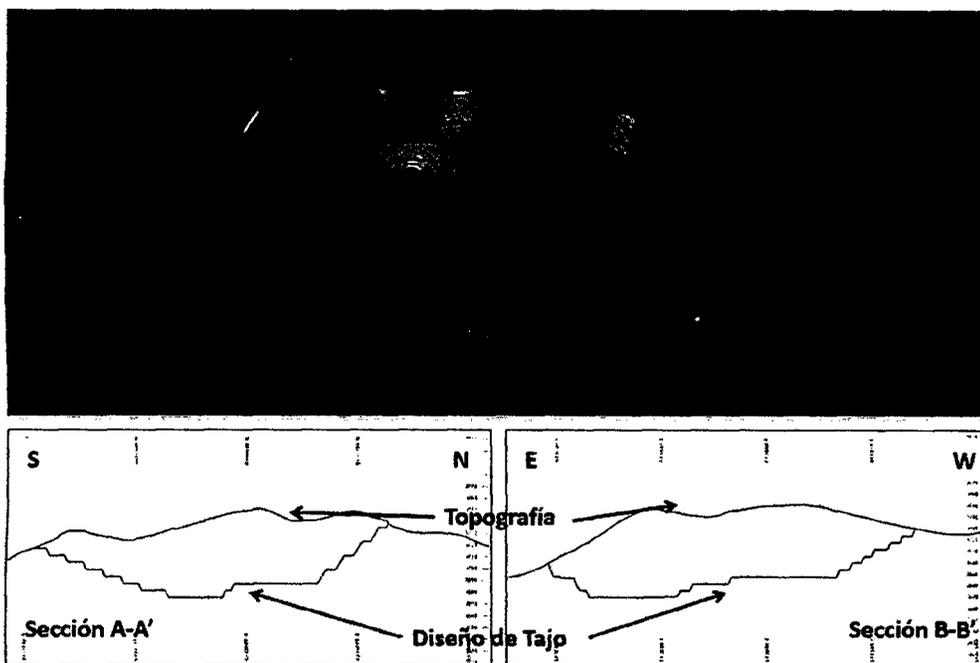


Figura 3.4: Diseño Tajo Parcaorcco.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Los accesos mediante rampas fueron diseñados considerando a las salidas del Tajo con las menores distancias hacia el botadero para el desmonte y hacia la chancadora para el mineral, manteniendo los ángulos talud propuestos en el Estudio de Estabilidad de Taludes. Se ha evitado en el diseño la ubicación de alguna de las rampas dentro del material considerado argílico, ubicado entre la zona SSW y SSE así como la zona Este donde los ángulos recomendados de talud interrampa varían entre 20° y 29° para así evitar el incremento de material de desmonte. En las zonas restantes presenta mayor estabilidad debido a la presencia de alteración favorable (Sílice vuggy y masiva) por lo que en estas zonas se diseñó el Tajo considerando el

ángulo de talud interrampa recomendado de 47° a 49°(figura (3.5)).

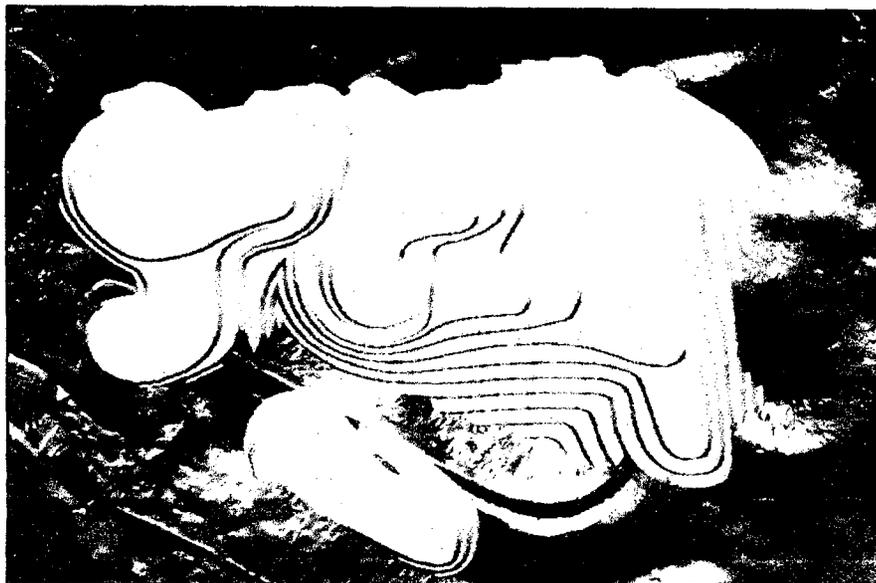


Figura 3.5: Vista del Diseño del Tajo final.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.2. Plan de Minado.

3.2.1. Introducción.

Se han realizado los Programas de Producción mensuales, dentro del diseño del tajo final, desde el 2013 para toda la vida de la mina restante estimado hasta febrero del 2015.

Los ritmos de producción de mineral varían de 5,000 a 8,000 toneladas por día. Estos ritmos de producción han sido calculados en base al rendimiento actual de la flota de minado y de los equipos de chancado.

La producción de finos de Au alcanza un total de 180,480 Oz Au y 3, 558,265 Oz Ag puestas en pad a partir de julio del 2013 hasta febrero del 2015.

Esta producción considera los tiempos de regado en el pad de lixiviación y las recuperaciones metalúrgicas de 65 % y 10 % para el oro y la plata, respectivamente.

En la siguiente estimación de la reserva es mas completo actualizado año 2015 como se puede apreciar en la siguiente (figuras(3.6 –3.7 –3.8)):

YEAR	MONTH	ORE PROJ.	ORE PROJ. ACUM.	GRADE Au PROJ.	OZ Au PROJ.	GRADE Ag PROJ.	OZ Ag PROJ.	WASTE PROJ.
2012	JUL	19.238	19.238	0.741	459	17.046	10.543	0
	AGO	65.088	84.326	0.818	1.712	10.601	22.183	52.823
	SEP	158.727	243.053	1.085	5.538	16.775	85.606	46.889
	OCT	53.071	296.124	0.848	1.447	18.452	31.484	40.329
	NOV	122.883	419.007	1.115	4.406	21.812	86.175	19.117
	DIC	106.358	525.364	1.509	5.159	32.290	110.413	50.202
2013	ENE	148.983	674.347	3.546	16.985	48.109	230.439	57.327
	FEB	125.957	800.304	1.771	7.172	38.123	154.382	36.986
	MAR	178.184	978.488	1.486	8.513	33.733	193.250	78.068
	ABR	192.778	1.171.266	1.429	8.857	25.505	158.079	82.612
	MAY	162.807	1.334.073	2.312	12.101	35.023	183.322	98.054
	JUN	163.392	1.497.465	2.137	11.227	38.024	199.747	106.288
	JUL	209.978	1.707.443	1.420	9.586	28.152	190.055	101.256
	AGO	209.984	1.917.427	1.236	8.344	23.293	157.254	150.653
	SEP	209.990	2.127.417	1.350	9.114	23.311	157.381	108.590
	OCT	209.978	2.337.395	1.136	7.669	28.182	190.254	128.978
	NOV	209.978	2.547.373	1.177	7.945	22.003	148.543	103.187
	DIC	239.976	2.787.349	1.167	9.004	22.020	169.894	109.942
2014	ENE	239.976	3.027.325	1.121	8.648	22.071	170.284	117.351
	FEB	239.991	3.267.316	1.150	8.874	22.057	170.188	150.217
	MAR	239.974	3.507.290	1.160	8.950	22.851	176.303	163.823
	ABR	239.995	3.747.285	1.154	8.905	22.132	170.773	140.833
	MAY	239.974	3.987.259	1.218	9.397	23.293	179.713	123.224
	JUN	239.977	4.227.236	1.218	9.397	23.293	179.716	123.226
	JUL	239.980	4.467.216	1.193	9.208	23.311	179.857	133.351
	AGO	239.975	4.707.191	1.184	9.135	23.318	179.907	137.223
	SEP	239.982	4.947.173	1.347	10.397	28.182	217.440	111.996
	OCT	239.995	5.187.168	1.431	11.040	30.493	235.281	80.717
	NOV	239.998	5.427.166	1.562	12.054	33.421	257.883	115.423
	DIC	239.991	5.667.157	1.059	8.175	17.781	137.198	89.195
2015	ENE	239.991	5.907.148	1.347	10.397	28.182	217.448	89.195
	FEB	127.509	6.034.657	1.034	4.239	17.781	72.894	101.230

Figura 3.6: Producción Mensual Ejecutada y planeada. 2012 –2013 –2014 –2015

Fuente: Planeamiento Minera Breapampa.

Año	MINERAL				DESMONTE		Total
	Tonelaje TM	Lev Au g/TM	Finos Au (Oz Au)*	Lev Ag g/TM	Finos Ag Oz Ag	Tonelaje TM	Tonelaje TM
2012	525.364	1.11	18.720	20.51	346.405	209.360	734.72
2013	2.261.985	1.60	116.518	29.32	2.132.598	1.161.941	3.423.92
2014	2.879.808	1.23	114.180	24.35	2.254.543	1.486.579	4.366.38
2015	367.500	1.24	14.636	24.57	290.342	190.425	557.92
TOTAL	6.034.657	1.36	264.054	25.89	5.023.888	3.048.306	9.082.963

Figura 3.7: Producción Anual Ejecutada y planeada. 2012 –2013 –2014 –2015

Fuente: Planeamiento Minera Breapampa.

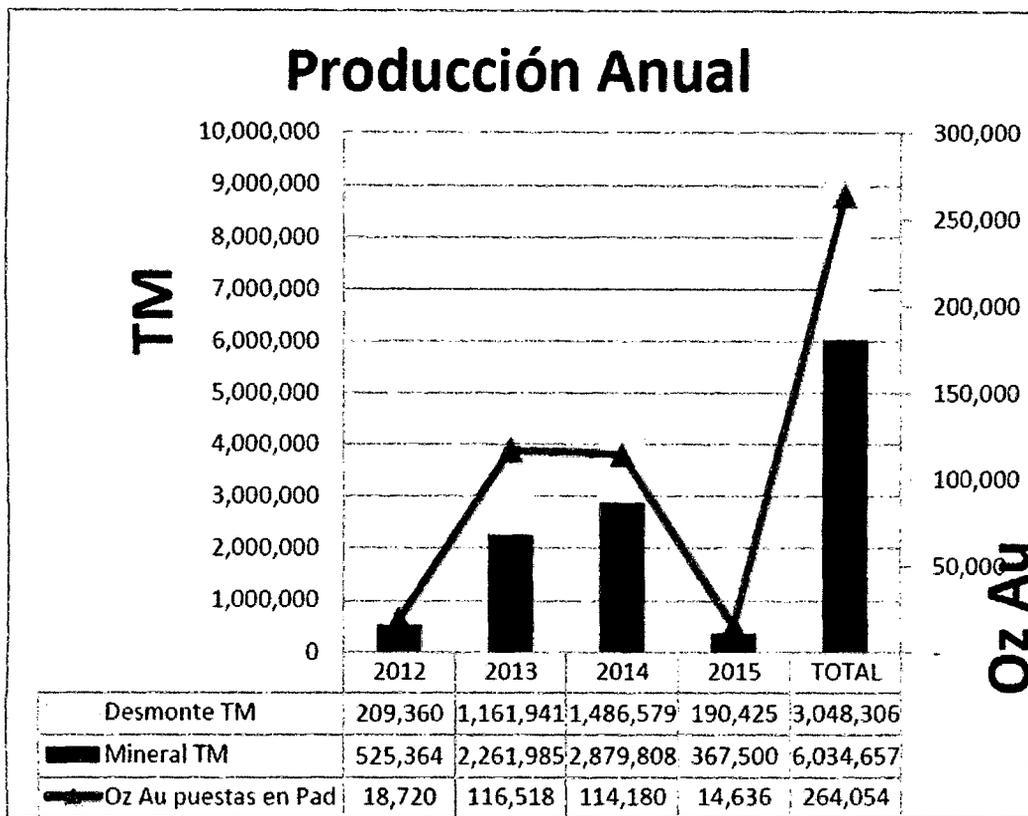


Figura 3.8: Producción por Año Entre Ejecutada y planeada de Mineral y Desmonte
Fuente: Planeamiento Minera Breapampa.

Reservas	Unidad	Total
Precio Au	\$/oz	1,200
Mineral	ton	6,034,657
Desmonte	ton	3,048,306
Ley Au	g/ton	1.36
Ley Ag	g/ton	25.89
Onzas	Au oz	264,054
Onzas	Ag oz	5,023,888
Ratio	D/M	0.51

Cuadro 3.5: Parámetros y Descripción de Diseño de Tajo

3.2.2. Desarrollo de Mina

El desarrollo de mina o pre-minado consistirá en preparar la infraestructura de la mina para inicio de producción. Concluida la preparación de la pila de lixiviación o pad, se iniciará el proceso con el cargado del pad con el mineral que provenga del minado. El acceso inicial para los bancos superiores será construido conservando el ancho de vía necesario para la operación con volquetes de 15 m³ y equipo de pesado. Teniendo en cuenta la topografía del terreno, el acceso a los bancos superiores no requerirá mayor desarrollo. Este acceso sólo permitirá la entrada a los bancos superiores.

Paralelamente, se desarrollará el acceso externo hacia el pad y depósito de desmonte y demás vías de servicio de mina. Este acceso será realizado en corte y relleno en lo posible, debiendo evitar el transporte de material de préstamo para su ejecución. Este acceso tiene una distancia aproximada de 850 m hasta el pie de la plataforma de lixiviación.

Se procederá a preparar las plataformas iniciales con tractor de orugas y perforaciones con las perforadoras montadas sobre orugas. El material roto se cargará con excavadoras a camiones con capacidad de tolva de 20 m³. El material estéril se llevará al depósito de desmonte. Además se tiene previsto la construcción de Canales de Coronación alrededor del Tajo final.

Esta construcción debe tener en cuenta la vida de la mina además de aspectos de reclamación de mina.

3.3. Operaciones Mina.

3.3.1. Equipo de Mina.

En las operaciones del Proyecto Breapampa se utiliza una combinación de equipo camión convencional y excavador para las operaciones a realizar en el área del tajo, Los ritmos de producción de mineral varían de 5,800 a 8,000 toneladas por día para el 2013; y de 7,700 a 8,800 toneladas por día para el 2014. La flota de equipos es la siguiente:

DESCRIPCIÓN	MODELO	MARCA	CANTIDAD
Excavadora Sobre Orugas	PC600LC-8K50154	KOMATSU	1
Cargador Frontal	966H	CAT	2
Volquetes 20m3	P-460 CB 8X4	SCANIA	8
Volquetes 15m3	P-460 CB 8X4	SCANIA	8
Track Drill	D245S	SANDVIK	1
Tractor	D8T	CAT	2
Tractor	D6N OLJR00377	CAT	2
Camabaja	N1020	VOLVO	1
Camión Cisterna Combustible	WD3DLC960BL5	MERCEDES	1
Retroexcavadora	420E	CAT	1
Motoniveladora	140MB9D02236	CAT	1
Rodillo Autopropulsado	CS533E OTJL01	CAT	1
Camión Cisterna Agua	M2106 D4Z-817	FREIGHTLINER	1

Cuadro 3.6: Relación de Equipos en Breapampa.

3.3.2. Carguío.

En la operación de carguío y acarreo de mineral lo realiza la contrata especializada Mota Engil S.A. en el cual es una excavadora hidráulica PC-600 y la excavadora y un cargador frontal CAT-330 serán utilizadas en la explotación del depósito Breapampa.

Los equipos han sido calculados considerando un sistema acumulativo de trabajo de 02 guardias diarias. La productividad de los equipos de carguío propuesto en un tiempo de trabajo efectivo promedio de 10 hrs. por guardia ha sido estimada en 450 a 500 tm/hr con un eficiencia de operación de 77 % (figuras(3.9 –3.10)):

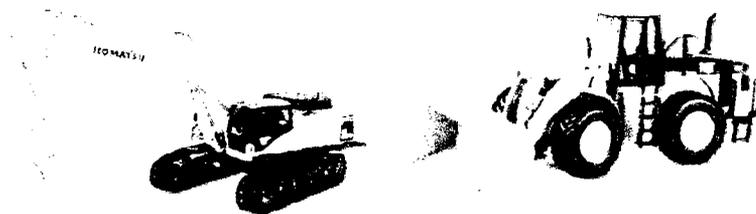


Figura 3.9: excavadora hidráulica PC-600 cargador frontal CAT-330.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.



Figura 3.10: excavadora hidráulica PC-600 cargador frontal CAT-330.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.3.3. Acarreo.

El acarreo de material mineral y desmonte será realizado con equipo convencional de volquetes de 15 y 20 m³ de Tajo hacia el botadero y pad de lixiviación ubicados aproximadamente a 0.8 - 1.5 Km de distancia (figuras(3.11 –3.12))



Figura 3.11: Volquete Scania P-460 CB 8X4.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

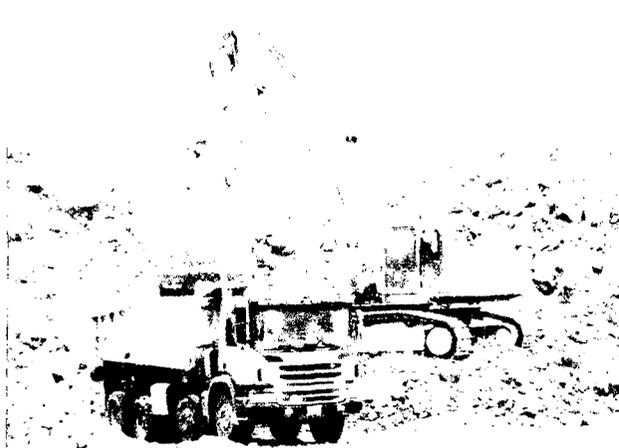


Figura 3.12: Volquete Scania P-460 CB 8X4.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.3.4. Perforación y Voladura.

- a) **Perforación:** Para la perforación se ha diseñado una malla triangular para cumplir con los requerimientos de granulometría de mineral en el pad de lixiviación. Las dimensiones serán 4.00m x 4.62m (burden x espaciamento) aprox. en una altura de banco de 6m y una sobre perforación de 0.5m. Cada taladro proveerá una cantidad de 266 toneladas. El diámetro de la perforación será 6 3/4 pulgadas y será realizada con una máquina de perforación rotativa similar a DM-45E (figura (3.13)).

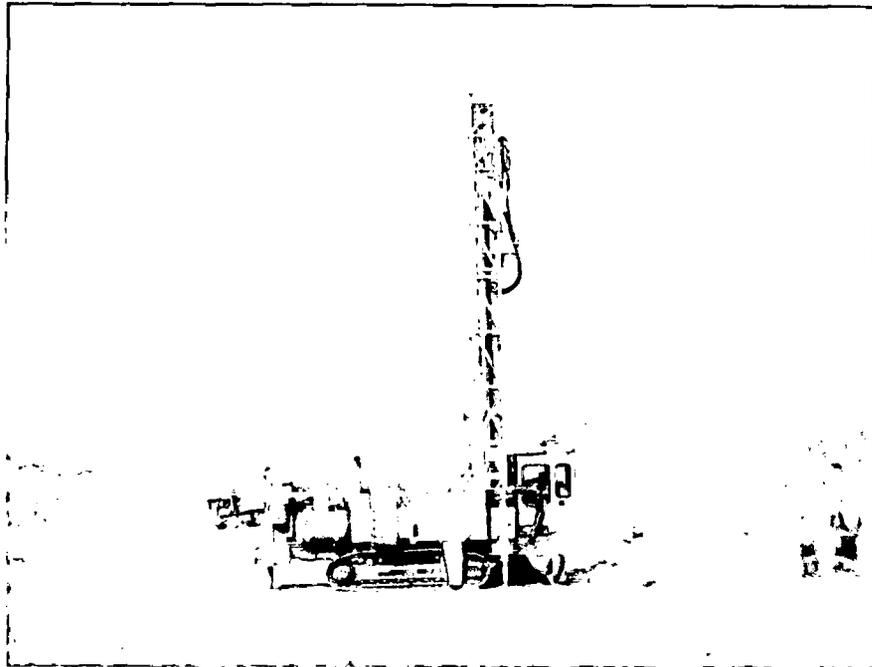


Figura 3.13: perforadora DM-45E.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

De acuerdo al plan estructurado por planeamiento en función a nuestros objetivos de producción se programan los proyectos a realizar, expuestos dentro del plan semanal y mensual (figura (3.14)).



Figura 3.14: diseño de malla de perforación.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Malla de perforación taladros de producción(figura (3.15)).



Figura 3.15: Malla de perforación taladros de producción.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

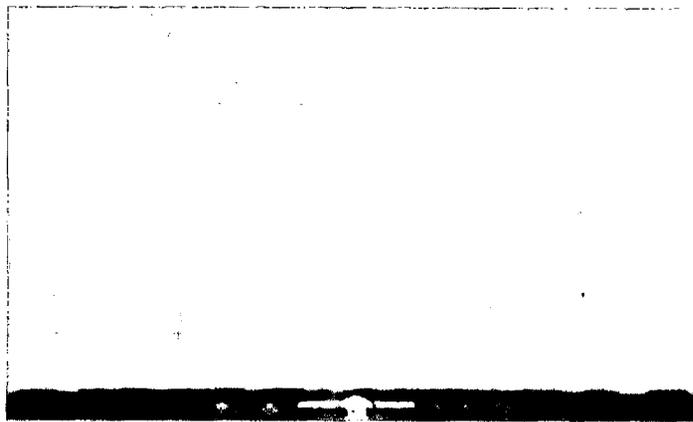


Figura 3.16: Malla de perforación taladros de Pre-corte.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Voladura: El explosivo ANFO propuesto por no contar con información disponible de presencia de agua.

En el caso de presencia de agua emulsión deberá ser utilizada en una proporción de 50/50 y el factor de potencia estimado es de 0.27 kg/tm. Los taladros de producción serán cargados con booster de 1 libra. Para evitar impacto de sonido se deberá realizar la voladura con línea silenciosa (similar a Fanel LSEF). La dimensión del taco deberá ser de 3.5m y la altura de carga de 3.5m lo cual implica una carga de 73 kg de explosivo por taladro.

Banco 3729 vista panorámica zona contacto Tufo brecha con toba de ceniza nótese la falla(azul) que controla la misma (figura (3.17)).

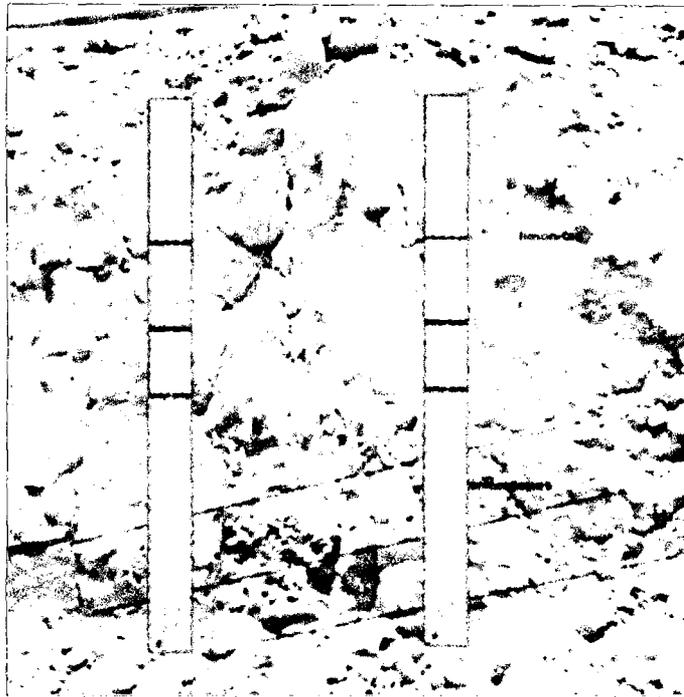


Figura 3.17: diseño de carga taladro .
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Banco 3729 vista detalle Toba de ceniza, nótese el intenso fracturamiento multi-direccional con relleno de limonitas, y la estratificación de las capas y en azul fallas que cortan toda la secuencia (figura (3.18)).

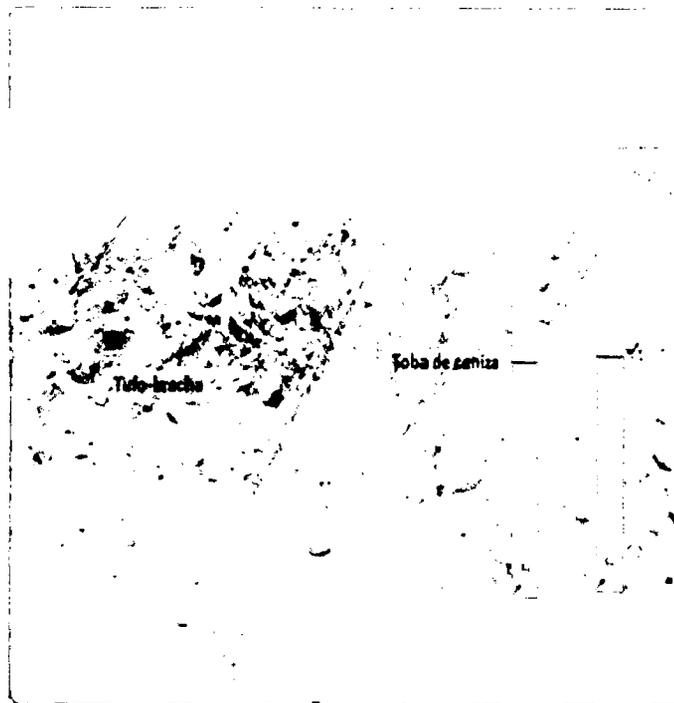


Figura 3.18: diseño de carga taladro .
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Con objetivo de obtener unos taludes estables, en la zona de pared final, aplicamos voladuras de control, para diseñar los parámetros a aplicar utilizamos el software Pro-Wall, en este caso generamos cámara de aire en los taladros de buffer y carga desacoplada en los taladros de pre-corte (figura (3.19))..

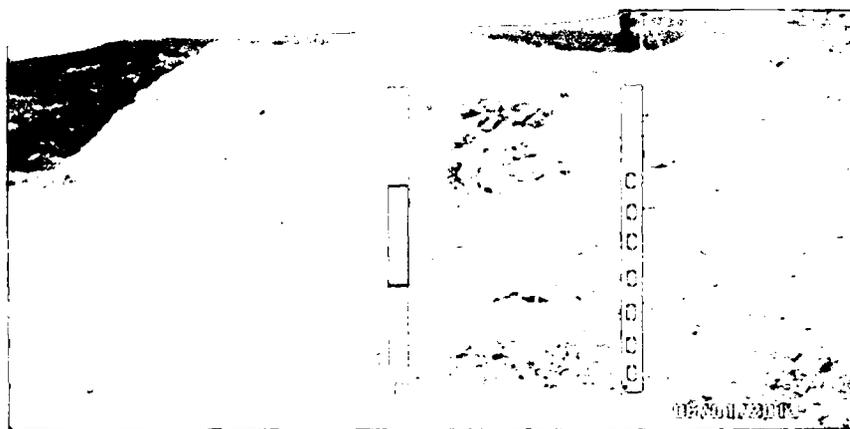


Figura 3.19: diseño de carga taladro .
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.3.4.1. Diseño de Perforación y Voladura

Para realizar los diseños tanto de perforación como de voladura utilizamos software's como mine site, J'Ksimblast, Pro-Wall (figuras(3.20 , 3.21 y 3.22))

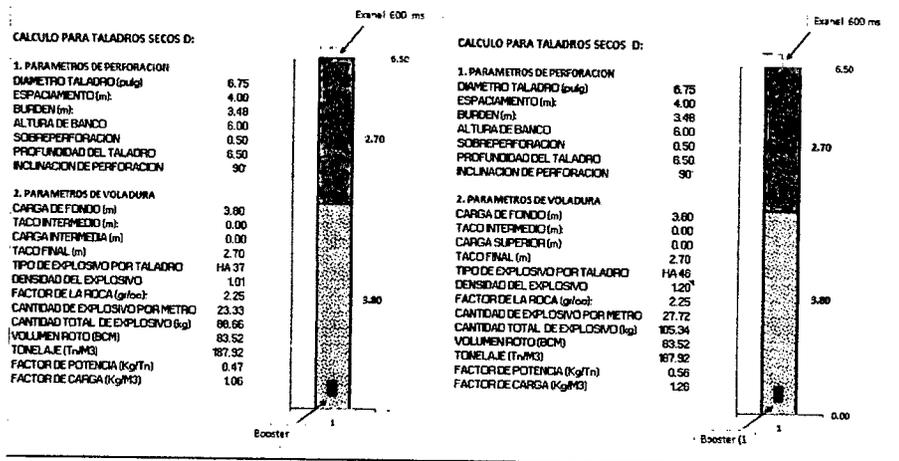


Figura 3.20: diseño de carga taladro .
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

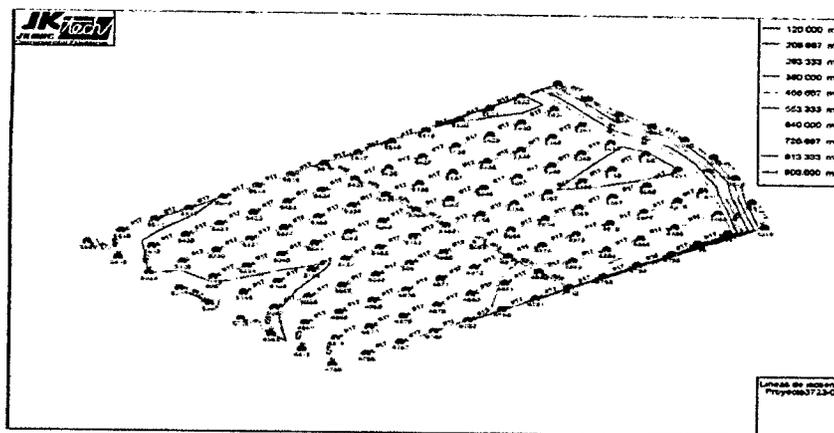


Figura 3.21: Diseño de amarre y líneas iso-tiempo.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

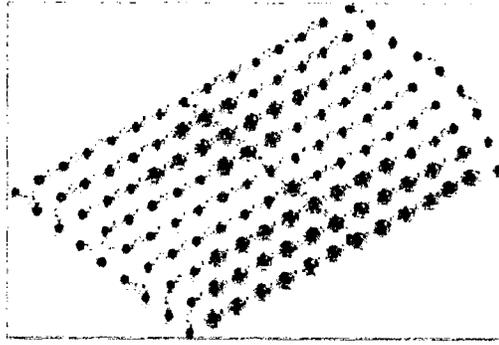


Figura 3.22: Secuencia de salida.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.3.4.2. Diseño de mejora de malla de Perforación para mejorar la fragmentación material:

Una característica del apilamiento final del material volado se da al presentar fragmentación gruesa en la parte alta de la pila, podríamos describirlo como una corteza o una cobertura de material que durante el minado es retirado para dar paso a un material bien fragmentado cuyo destino final es el envío directo a PAD. Considerando esta condición hemos visto que es necesario implementar una opción que nos permita fragmentar la roca que se posiciona cubriendo el material volado, para realizar esto estamos evaluando realizar perforación satelital. La característica de este diseño es el de perforar taladros intermedios de menor diámetro y tamaño con relación a los taladros de producción, utilizando para ello un equipo de perforación de menor envergadura. Que permita desplazarse por entre las filas de los taladros de producción perforados. Estos taladros satelitales son cargados con anfo y se ubicaran en medio de los taladros de producción. así también dar mejoras en el carguio y acarreo de mineral que bajarían los costos altamente (figuras(3.23 y 3.24))

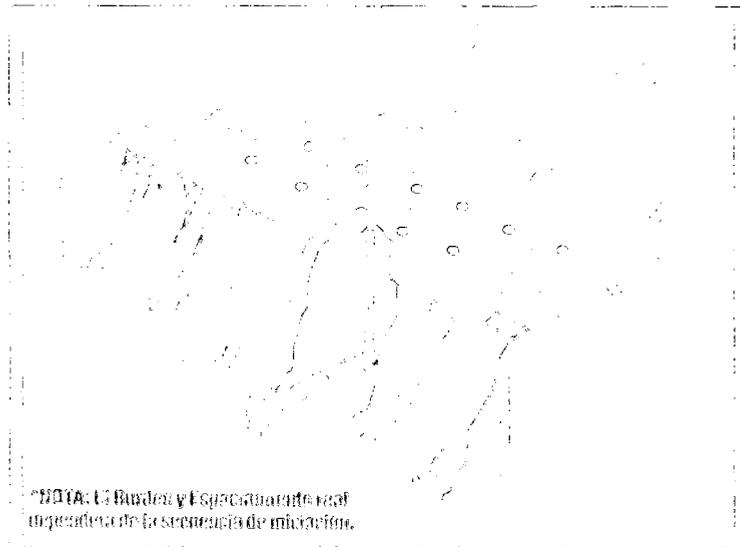


Figura 3.23: diseño de la nueva malla.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Se puede apreciar en la figura la granulometría del material volado mejoras en la fraccmentacion.



Figura 3.24: fragmentacion del material volado.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

3.3.5. Equipos Auxiliares.

Una flota de equipos auxiliares será asignada al minado. Ello incluye un camión cisterna de 6,000 galones, un camión cisterna de combustible, una motoniveladora CAT 140 H y 01 tractores de orugas similares a CAT D6R, un cargador frontal similar a CAT 966F.

Las vías de acarreo (haul roads) serán construidos usando desmonte de voladura. El mantenimiento de vía será llevado por el equipo auxiliar.

3.3.6. Drenaje de Mina.

Un sistema de captación de agua-sumidero en la base los bancos inferiores y a través de la rampa será instalada para remover agua residual proveniente de lluvias que no haya sido capturada por los canales de coronación del tajo. Se construirá cunetas para la captación de aguas y estas estarán dirigidas a pozas de donde se bombearán para estas aguas ser tratadas.

3.4. Minado.

Después de que se completó la construcción de los accesos, haul road, pre stripping, durante 3 meses aproximadamente, el mineral será apilado en el ritmo de extracción propuesta. Los primeros bancos presentan una cobertura de desmonte por lo que será necesario trabajos de pre stripping previos. La flota de carguío y acarreo constituida por camiones convencionales de 20 m³ y excavadoras las cuales podrían obtener niveles de producción mayores al ritmo propuesto. El uso de equipo disminuye en los últimos meses de explotación.

El promedio de stripping ratio varía desde 0.2 a 0.6 durante la vida de la mina.

3.5. Chancado Y Clasificación.

El programa de operación será de 18 horas por día, el ratio de chancado será de 8,000 a 10,000 Tm/día. El mineral tiene un Work Index de 15 Kw/hr/t.

El mineral suministrado por la mina (ROM), se descargará en una tolva de gruesos de 1,250 Tm de capacidad; el mineral proveniente de dicha tolva, alimentará a un Apron Feeder (54x20) el cual mediante fajas transportadoras alimentará a un grizzly vibratorio (M3015 o equivalente).

En la faja transportadora que alimentará al grizzly vibratorio se tendrá un electroimán colgante para retirar los residuos metálicos que contenga el mineral de mina (ROM). El oversize del grizzly (+100 mm) será el alimento al chancado primario (chancadora de quijadas 42x55, setting: 100 mm) y el producto de esta se juntará con el undersize del grizzly (-100 mm) y por medio de fajas será transportado al chancado secundario, que trabajará en circuito abierto (chancadora cónica HP 400 o equivalente, setting: 50 mm) donde se espera obtener un producto con un p80 entre 40 y 50 mm. En la faja que alimenta al chancado secundario se instalará un detector de metales el cual deberá estar enlazado con las fajas para poder detenerlas en caso se detecte algún material metálico que pueda dañar a la chancadora y en la faja transportadora que alimentara al stock pile se colocará una balanza tipo faja para contabilizar la producción diaria del sistema de chancado.

El mineral chancado será almacenado en un stock pile con la ayuda de un stacker, para luego ser llevado a la pila de lixiviación.

Se contará con un colector y extractor de polvo centralizado, el cual por medio de ductos colectará el polvo generado.

3.6. Lixiviación.

La lixiviación comprende desde el carguío de mineral a la plataforma de lixiviación, instalación del sistema de riego, lixiviación del mineral y manejo de soluciones, bombeo de solución lixivante, colección de solución rica (pregnant), y bombeo de solución rica de la poza PLS al tanque de solución no clarificada.

3.6.1. Carguío de Mineral a la plataforma de lixiviación.

El mineral procedente del stock pile de chancado, con un rango de tamaño de partícula entre 4 y 1 $\frac{1}{2}$ pulg será transportado hacia las áreas del pad de lixiviación. El pad antes del inicio del apilamiento de mineral será impermeabilizado con el uso de geomembranas y dotado de tuberías corrugadas y perforadas en líneas principales y secundarias para la colección de soluciones enriquecidas de oro y plata, este sistema estarán cubiertos por material de sobre revestimiento(overliner) constituido por mineral seleccionado que deberán tener alta permeabilidad y cumplir con ciertas especificaciones de granulometría, para evitar que la geomembrana sufra algún deterioro al momento de descargar el mineral en el pad.

El mineral será descargado en el pad de manera ordenada. Se iniciará con la preparación de una rampa de acceso (si no hubiera) y se apilará el mineral hasta que el nivel de éste alcance una altura de capa típica de 8 m., a cada nivel y en la falda que se va formando por la descarga de los volquetes se agregará cal en forma sólida (en polvo) con la ayuda de un cargador frontal; con una dosis promedio de 2.1 Kg/TM de mineral.

Al descargar el volquete deja montículos altos con mineral que será empujado al borde de la pila en construcción mediante el uso de un cargador frontal o un tractor de orugas dejando nivelado el mineral a la cota de diseño y controlado topográficamente, terminado este primer nivel se realizará la remoción de toda el área superior de la pila usando un tractor de orugas o excavadora con la finalidad de eliminar el mineral compactado producto del tránsito de volquetes y equipos sobre la platafor-

ma superior de la celda durante su apilamiento, luego se inicia el llenado del segundo nivel hasta alcanzar una altura de capa típica de 8 m tomando las consideraciones que se ha tenido en el llenado de la primera capa, quedando de esta manera lista una celda con una altura de capa típica de lixiviación de 16 m.

De similar forma se construirán las otras celdas o módulos de lixiviación en las diferentes áreas del pad así como en diferentes niveles según su crecimiento. El objetivo de cargar el mineral en dos capas típicas de 8 metros cada una es para asegurar la percolabilidad de la solución a través del mineral.

No será necesario el apilado de todo el pad para iniciar la lixiviación, el plan de extracción metalúrgica determinará un volumen de apilado, el mismo que ocupará un área al que se le denomina celda o módulo de lixiviación.

La construcción de los módulos de riego será responsabilidad del Área de Mina hasta dejar el mineral nivelado y ripiado, excepto la dosificación de cal que será responsabilidad del Área de Planta así como también del tendido del sistema de riego hacia adelante.

3.6.2. Lixiviación del Mineral y Manejo de Soluciones.

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico de extracción sólido líquido por disolución.

Consiste en hacer pasar una solución diluida de cianuro de sodio (NaCN) a través de la pila de mineral para que el cianuro pueda disolver las partículas de oro y plata contenidas, a fin de obtener una solución rica que será almacenada en la poza respectiva.

Para la capacidad instalada (10,000 TPD) de mineral, Para el inicio del procesamiento metalúrgico con 10,000 TMPD de mineral, la planta constará de dos circuitos de adsorción, el caudal de flujo de diseño de solución lixivante para el primer circuito será de 387 m³/h y de operación será de 351 m³/h. Los dos circuitos tendrán un flujo de diseño de 773.4 m³/h y de operación de 703 m³/h. Estos cálculos están basados de acuerdo a los niveles de riego del mineral y al tiempo de lixiviación.

La percolación de la solución lixivante se producirá a través del lecho del mineral por efecto de la gravedad. En el momento de la máxima saturación del mineral por efecto del riego, éste permitirá el drenaje de la pila con afloramiento de soluciones cargadas en oro y plata que serán conducidas a la poza de solución rica (PLS).

3.6.3. Bombeo de la Solución Lixivante.

La solución de lixiviación a un pH de 10.5 a 11 y fuerza de cianuro controlada en 150 ppm, será bombeada desde el tanque Barren de 95 m³ de capacidad hacia las pilas, usando 02 bombas de turbina vertical que trabajarán en paralelo, más una bomba en stand by. Los motores de estas bombas trabajarán con variador de velocidad, a fin de dar flexibilidad a la operación.

El líquido elemento que requiera el proceso será compensado con agua industrial, principalmente, y/o con solución que pudiera existir en la poza de mayores eventos. Para este último caso, se ha considerado la instalación de una bomba sumergible de 60 m³/h con su respectiva línea de flujo.

3.6.4. Colección de Solución (PREGNANT).

El piso de la pila es inclinada de modo que toda la solución drenará hacia un punto de salida.

La solución lixivante al percolar a través de la pila de mineral se va cargando de valores metálicos cuyas soluciones son las denominadas soluciones ricas (pregnant). Estas soluciones ricas serán colectadas a través de tuberías corrugadas (agujereadas matrices y secundarias) que se encontrarán instaladas en el piso y que por gravedad fluyen hacia el punto de salida.

La solución lixiviada será captada mediante tuberías laterales perforadas de HDPE de pared doble, de 100 mm de diámetro, las cuales conducirán la solución hacia las tuberías principales perforadas de HDPE de pared doble de 200 y 300 mm de diámetro. Las tuberías de conducción principal conducirán la solución hacia la poza de colección de solución.

La solución será conducida desde la poza de colección de solución hasta la poza de procesos (PLS), mediante 2 tuberías sólidas de HDPE SDR 19 de 400 mm instaladas en el canal de conducción de tuberías de solución.

3.6.5. Bombeo de Solución Rica (PREGNANT).

La solución rica será bombeada hacia el tanque de solución no clarificada de 90 m³ de capacidad, usando 02 bombas sumergibles que trabajarán en paralelo.

El caudal de diseño de cada una de estas bombas será de 387 m³/h, y con el apoyo de los variadores de velocidad, se ajustará al requerimiento de la operación de acuerdo a la producción de solución rica. En el lado de la succión de cada bomba se agregará el anti-incrustante por medio de una bomba dosificadora.

3.7. Recuperación Con Carbón Ativado.

3.7.1. Absorción de columnas de carbón activado.

La solución enriquecida pasará a través de los circuitos de adsorción, considerando una configuración horizontal del circuito, con una capacidad de 4 TM de carbón activado cada columna, con la finalidad de que los valores de oro sean adsorbidos. De acuerdo a los criterios de diseño, se ha considerado que el carbón será cargado hasta alcanzar valores alrededor de 2.5 kg de oro por tonelada de carbón antes de pasar al siguiente proceso.

La solución pobre que saldrá de cada circuito de adsorción (solución barren) será conducida a través de una zaranda estacionarias tipo DSM, para la separación de partículas de carbón que podrían ser arrastrados de las columnas de adsorción, luego del cual, la solución caerá al tanque barren.

En este tanque se adicionará el anti-incrustante y cianuro de sodio en solución al 25 % para reajustar la fuerza en la solución, y luego será bombeada a las pilas de lixiviación, produciéndose de esta manera el circuito cerrado en forma permanente. Una vez que cargue el carbón activado de la primera columna, éste se descargará en

bombonas y estas bombonas con este carbón activado serán enviados a ANTAPITE, para su posterior desorción y fundición (figura(3.21)).

PARÁMETROS DE OPERACIÓN PLANTA		
Área Impermeabilizada Fase I	Pad 96,000	m ²
Área de Construcción Fase II	Pad 45,000	m ²
Flujo de Solución Rica	600	m ³ / h
Ley Au Solución Rica	0.464	gr Au/m ³
Tiempo de Lixiviación a 67.5 %	75	días
Fuerza de Cianuro	100	ppm Cianuro libre
Tasa de Riego	13	Lt/(h*m ²)
pH riego	10.5	
Consumo de Cal	2.5	Kg Cal/TMS
Consumo de Cianuro	0.2	Kg Cianuro/TMS

Cuadro 3.7: Parámetros Planta de Procesos

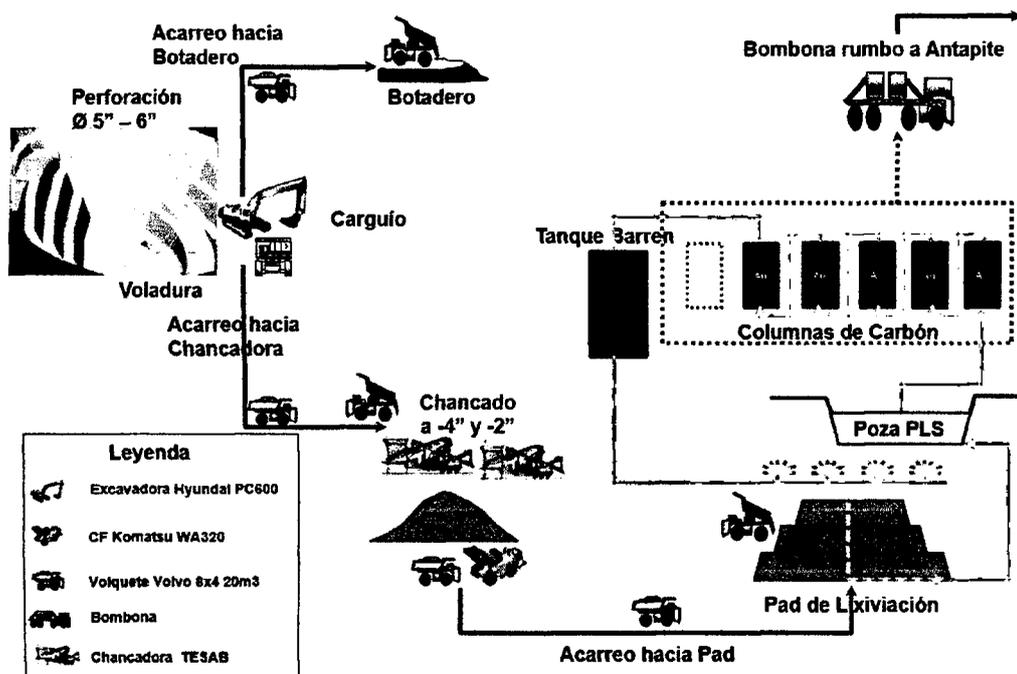


Figura 3.25: Operaciones Mina Breapampa.
Fuente: Unidad Minera Breapampa.

Capítulo 4

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

La aplicación de los conocimientos de la ciencia minera y el criterio que caracteriza al profesional de ingeniería deben permitir que en esta etapa del estudio se aproveche de la mejor manera el trabajo de la primera fase, proponiendo soluciones a los problemas encontrados, potenciando los puntos que aún se pueden mejorar, y consolidando las actividades que consideremos buenas; en este sentido hemos propuesto mejorar nuestro sistema de acarreo y transporte con una mejor distribución de equipos, lo cual permitiría reducir los tiempos muertos así como la mejora de nuestros índices traducido en un incremento de la productividad.

4.1. Resultados.

En este capítulo de la tesis desarrollara de manera continua el control del proceso de minado, haciendo un control de flota de volquetes para la producción de mineral a chancadora y PAD. El objetivo de estos controles es aumentar el rendimiento de carguío y transporte de mineral tambien encontrar los tiempos de demora que aumenta el ciclo de minado. Evaluar los costos de transporte y hacer una comparacion de costo por m3 y costo horario de las maquinarias involucradas en el ciclo de minado. Se evaluaron los siguientes frentes de minado y/o transporte de mineral:

- 1) TAJO –CHANACADORA NUEVA.
- 2) CHANCADORA NUEVA –PAD.
- 3) ZARANDA 03 –CHANCADORA NUEVA.

4.1.1. Principio del Pareto:

Hacemos uso del principio del Pareto para identificar las actividades no productivas que más implicancia tienen en la disminución de la productividad

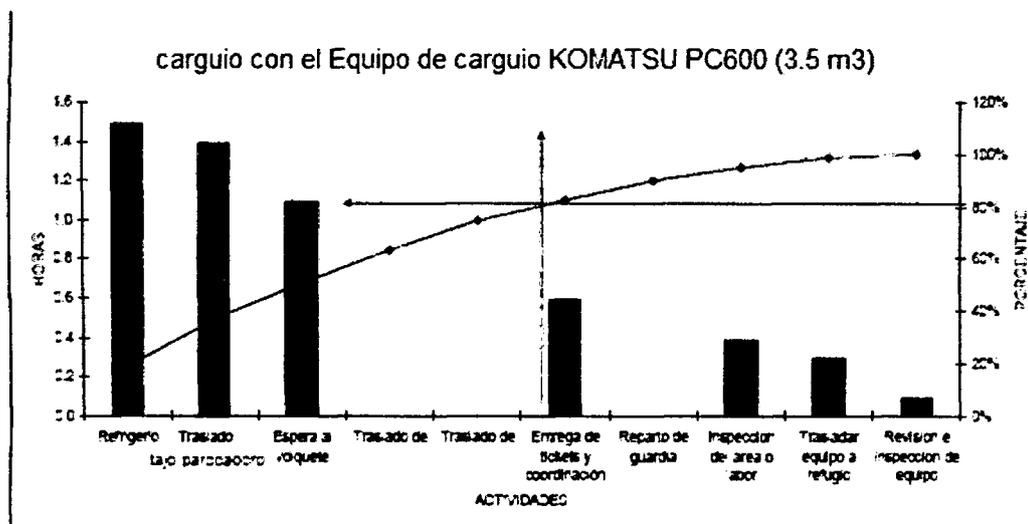


Figura 4.1: Pareto analisis de actividades:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Del grafico (figura(4.1))observamos *cinco* actividades detrás de la línea del 80% que es de donde se determinan las actividades críticas, sin embargo, no es difícil notar que el único tiempo improductivo evitable (de color azul) es *Espera al volquete* el cual toma un porcentaje alto (8.8%) del total del tiempo no productivo, lo que equivale a 1.1 horas de la guardia completa.

De esto deducimos que, espera al volquete es una *actividad critica* y es esta la que se debe buscar reducir.

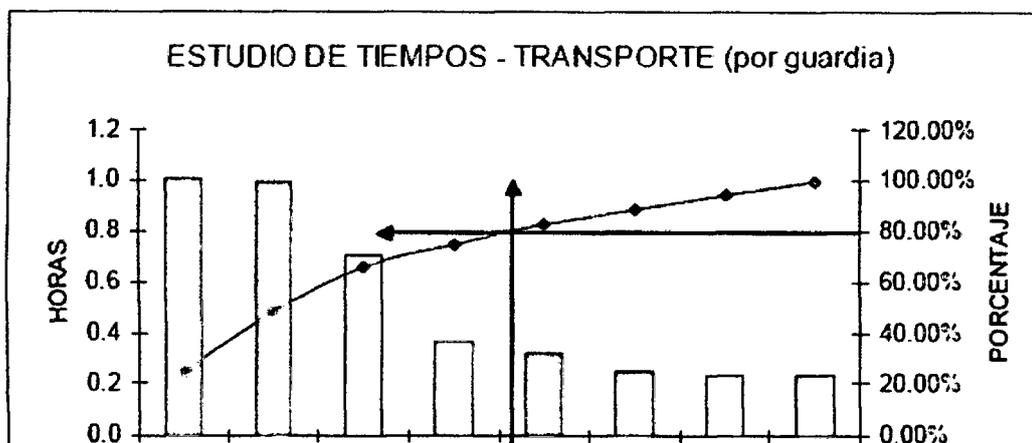


Figura 4.2: Pareto analisis transporte de material :
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

De este gráfico (figura(4.2)), al igual que el anterior, no es difícil notar que tenemos dos tiempos improductivos evitables (de color azul) los cuales son: *Cola de volquetes* y *Reparaciones mecánicas del equipo*, la primera actividad concuerda con la del acarreo ya que si tenemos mayor tiempo en espera del volquetes por parte del excavadora , también tendremos una alta espera por parte del volquete a su regreso a la labor la cual será en nuestro caso de media hora del total del tiempo no productivo. De esto deducimos que, la cola de volquetes es una *actividad critica* y es esta la que se debe buscar reducir, así como también las reparaciones mecánicas.

4.1.2. Tajo –Chancadora Encontrada:

Se tomó el control de tiempos de los equipos de la empresa contratista MOTA Engil, tanto de volquetes como de carguío. Se tomo en cuenta los precios por m³ de la partida de MOTA Engil, para hacer la evaluación del ciclo y su costo, y detectar costos que se podrían reducir según la evaluación realizada y haciendo una comparación con el precio de alquiler por hora.

4.1.2.1. Evaluación del factor de llenado del cazo de la KOMATSU PC600LC (cazo 3.5 m3).

Tipo de Equipo		Categoría		Equipo de Carga		Destino	
Nº	Modelo	Capacidad (m3)	Nº de Pasos	Zona (Nivel):	3723	Destino:	Encontrada
				Ley Au:	0.328	Tipo de material:	M
				Ley Ag:	15.325	M'nera:	
T 400/ 701		20 m3	6	4	14	5	23
T 400/ 701		20 m3	6	12	6	4	22
T 400/ 701		20 m3	6	7	6	4	17
T 400/ 701		20 m3	6	10	5	5	20
T 400/ 701		20 m3	6	9	4	5	16
T 400/ 701		20 m3	6	11	7	3	21
T 400/ 701		20 m3					12

T 400/ 700	20 m3	5	6	5	6	17
T 400/ 700	20 m3					95
T 400/ 697	20 m3	5	10	18	5	93
T 400/ 697	20 m3	5	12	6	3	21
T 400/ 697	20 m3	5	14	6	4	26
T 400/ 697	20 m3	5	13	7	6	25
T 400/ 697	20 m3	5	6	4	5	25
T 400/ 697	20 m3					119
Prom. Pasos		Promedio de Llenado de Cazo (m3)		Prom. T. de Pase (segundos)		20
				10	5	
				20		

Figura 4.3: Equipo de carguio KOMATSU PC600:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Promedio Nro. de pases por volquete 15 m3	
Nro. de pases	5
Llenado de cazo	2.39
Eficiencia	68.34 %
Promedio Nro. de pases por volquete 20 m3	
Nro. de pases	5
Llenado de cazo	2.73
Eficiencia	77.94 %
Promedio de flota	75.80 %

Cuadro 4.1: Evaluación del factor de llenado del cazo de la KOMATSU PC600:

4.1.2.2. Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966H (4 m³).

COD. EQUIPO		CAP. PALA		CARGUO			
T 030/ 073		40 m ³		Equipo de Carguío:		Cargador Frontal: CAT 966H	
		M	Mineral	Zona (Banco):		Destino:	Chancadora
		D	Desmonte	Ley Au:		Tipo de material:	M
				Ley Ag:		Mineral	
Cod. Volquete	Cap. Tolve (m ³)	Nro De Pases	Cucharada (segundos)	Giro (segundos)	Descarga (segundos)	T. CICLO (segundos)	
T 400/ 699	20 m ³	5	8	31	5	44	
T 400/ 699	20 m ³	5	9	7	4	20	
T 400/ 699	20 m ³	5	8	7	4	19	
T 400/ 699	20 m ³	5	7	9	4	20	
T 400/ 699	20 m ³	5	11	6	6	23	
T 400/ 699	20 m ³						
T 400/ 698	20 m ³	5	10	16	5	31	
T 400/ 698	20 m ³	5	8	6	3	17	
T 400/ 698	20 m ³	5	9	7	4	20	

T 400/ 703	15 m ³	4	12	7	4	23
T 400/ 703	15 m ³	4	9	7	4	20
T 400/ 703	15 m ³	4	12	12	5	29
T 400/ 703	15 m ³					
Prom. por maniobra.			10	9	4	
Prom. T. de Paso			24			

Figura 4.4: Equipo de Carguío Cargador Frontal CAT 966:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Promedio Nro. de pases por volquete 15 m ³	
Nro. de pases	4
Llenado de cazo	2.90
Eficiencia	72.46 %
Promedio Nro. de pases por volquete 20 m ³	
Nro. de pases	4
Llenado de cazo	3.07
Eficiencia	76.69 %
Promedio de flota	75.75 %

Cuadro 4.2: Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT:

4.1.2.3. Evaluación del factor de llenado de los volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3

Código de Volquetes	Capacidad Toya	T. espera carga (segundos)	T. Cuadra (segundos)	T. cargue (segundos)	T. Vuelta (segundos)	Tiempo ciclo (segundos)	Tiempo ciclo + esp (segundos)
T 400/ 700	20 m3	0	119	176	986	1281	1281
T 400/ 696	20 m3	0	24	101	1133	1258	1258
T 400/ 701	20 m3	0	25	115	1146	1286	1286
T 400/ 700	20 m3	0	30	128	884	1042	1042
T 400/ 706	15 m3	0	28	112	943	1083	1083
T 400/ 697	20 m3	0	79	114	984	1177	1177
T 400/ 703	15 m3	7	101	93	940	1141	1148
T 400/ 696	20 m3	39	66	120	873	1098	1137
T 400/ 701	20 m3	225	70	104	880	1279	1504
T 400/ 700	20 m3	210	63	117	803	1193	1403
T 400/ 706	15 m3	119	99	88	991	1297	1416
T 400/ 697	20 m3	94	63	99	917	1173	1267
T 400/ 703	15 m3	167	69	80	918	1234	1401
T 400/ 696	20 m3	151	64	106	859	1180	1331
T 400/ 701	20 m3	134	66	104	976	1280	1414

T 400/ 703	15 m3	142	62	111	922	1237	1379
T 400/ 706	15 m3	0	47	86	1137	1270	1270
T 400/ 699	20 m3	0	62	223	864	1149	1149
T 400/ 696	20 m3	134	48	139	977	1298	1432
T 400/ 703	15 m3	0	104	103	924	1131	1131
T 400/ 706	15 m3	0	42	103	955	1100	1100
						1229	1308
						1156	1213

Figura 4.5: Toma de tiempos de Volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Cod. Volq.	Cap. Tolva	Observacion	Cap. De llenado
T 400/695	20 m3		13.57
T 400/696	20 m3		13.57
T 400/697	20 m3		13.57
T 400/698	20 m3		13.57
T 400/699	20 m3		13.57
T 400/700	20 m3	Cola de pato	12.87
T 400/701	20 m3	Cola de pato	12.87
T 400/703	15 m3		11.72
T 400/706	15 m3		11.72

Cuadro 4.3: Toma de datos para cubicar volquetes:

Cap. Teorica	Cap.Real	Eficiencia
20 m3	13.37m3	66.83 %
15 m3	11.72m3	78.13 %
	Eficiencia de flota	69.34 %

Cuadro 4.4: Evaluación del factor de llenado volquetes:

4.1.3. Evaluación del ciclo de minado.

Las producciones calculadas son reales, los tiempos están castigados con esperas para que los resultados de producción horaria se asemeje mejor a la producción real. Los costos expresados en este informe salieron de la partida de MOTA Engil.

CARGUÍO EXCAVADORA KOMATSU PC600LC		CARGUÍO CARGADOR FRONTAL CAT 966H CAT 966H	
Vol. Cazo (yd ³)	4.58	Vol. cazo (yd ³)	5.23
Vol. cazo (m ³)	3.5	Vol. cazo (m ³)	4.0
Factor Llenado	75.80%	Factor Llenado	75.75%
Llenado (m ³)	2.65	Llenado (m ³)	3.03
Llenado (ton)	3.95	Llenado (ton)	4.51
Esponjamiento	30.00%	Esponjamiento	30.00%
T. ciclo (min)	1.81	T. ciclo (min)	1.80
Prod. m ³ /h	216.29	Prod. m ³ /h	248.34

VOLQUETE SCANIA P-460 CB6X4 15 m ³		VOLQUETE P-460 CB8X4 20 m ³	
Capacidad (m ³)	15.00	Capacidad (m ³)	20.00
Capacidad (ton)	25.00	Capacidad (ton)	32.00
F. Carga	78.13%	F. Carga	66.83%
Carga (m ³)	11.72	Carga (m ³)	13.37
Carga (ton)	17.43	Carga (ton)	19.87
Ciclo Total (min)	18.30	Ciclo Total (min)	19.45
C. Total + espera	20.21	C. Total + espera	21.80
Prod. m ³ /h	34.79	Prod. m ³ /h	36.78

PARA VOLQUETES 15 m ³		PARA VOLQUETES 20 m ³	
Nro de camiones ideal por Ciclo		Nro. de camiones ideal por Ciclo	
PC 600LC (exc.)	6	PC 600LC (exc.)	6
C. Frontal	6	C. Frontal	6

DENSIDAD ton/m ³ (BCM)	DENSIDAD TM/m ³ (LCM)
1.933	1.487

15 m ³ y 20 m ³	
Nro. de camiones ideal por Ciclo	
P 600c (exc.)	5
C. Frontal	5

Figura 4.6: producción de los equipos Tajo –Chancadora Encontrada
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

- **Partida de MOTA Engil por m3** Partida de MOTA Engil para calcular el m3 por distancia, se muestra los diferentes costos a medida que la distancia aumenta el costo por metro cubico Insitu.

Costo \$/m3 LCM	
2.140	
Costo de Volquete \$/m3	Distancia en Kilómetros
1.862	0 - 0.5
0.278	0.5 - 1.0
0.446	> 1.0
Costo de Carguío \$/m3	1.862

Figura 4.7: partida de costos contrata MOTA Engil

Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

4.2. Discusion de Resultados

4.2.1. Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:

1. De los resultados obtenidos por las eficiencias tanto de los equipos de carguío y de los volquetes, se puede hacer los cálculos del costo por movimiento de mineral del tajo a la chancadora encontrada, se muestra el siguiente resumen de costos según la partida de MOTA Engil el costo es por m3, haciendo una representación por m3 por kilómetro.
2. Los costos se operan de la siguiente manera para la distancia en 2120 m.
3. Remoción y carguío de mineral por m3 es de USD\$ 0.665, a este precio se le suma la distancia de USD\$ 0.278 por M3, y sobre estos dos precios se le suma la cantidad de USD\$ 0.446 por m3, llegando a la suma por USD\$/m3 2.295.

Equipos	Prod. Carguio (m3/h) LCM	Prod. Carguio (Tm/h) LCM	Prod. Volq. (m3/h) LCM	Costo (\$/h) BCM	Costo (\$/m3) BCM	Costo (\$/Tm) BCM	Distancia (m)
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 1 Volq.	36.64	54.48	36.64	64.665	2.295	1.187	2120
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 2 Volq.	73.27	108.95	36.64	129.330	2.295	1.187	2120
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 3 Volq.	109.91	163.43	36.64	193.995	2.295	1.187	2120
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 4 Volq.	146.55	217.91	36.64	258.660	2.295	1.187	2120
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 5 Volq.	183.19	272.38	36.64	323.325	2.295	1.187	2120
1 (KOMATSU PC 600LC o CAT 966H) + 6 Volq.	216.29	321.61	36.05	381.760	2.295	1.187	2120

Figura 4.8: Producción de mineral excavadora y volquetes.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

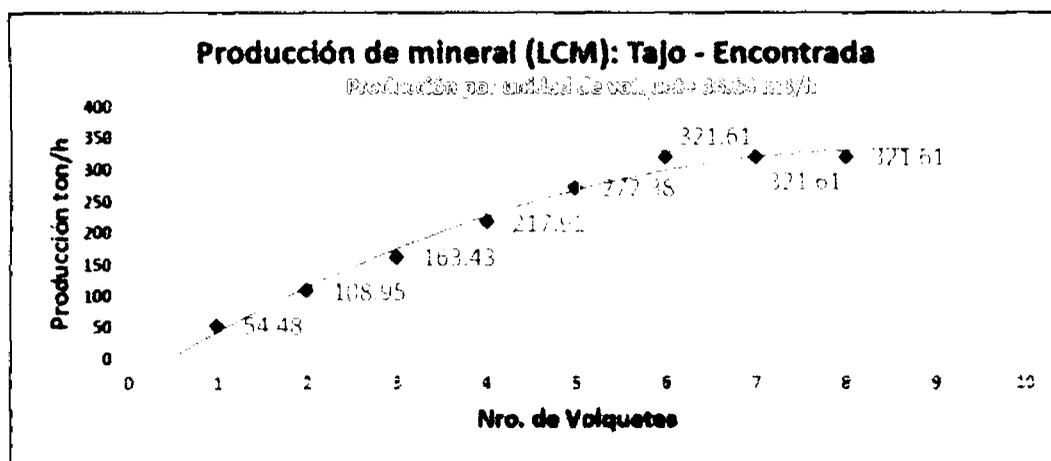


Figura 4.9: Producción de mineral.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

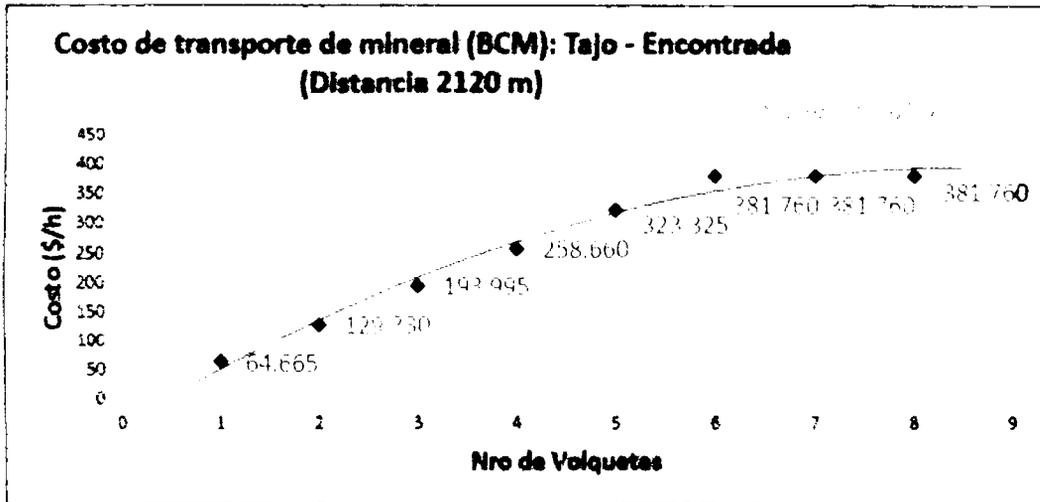


Figura 4.10: Costo de transporte de mineral en BCM.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

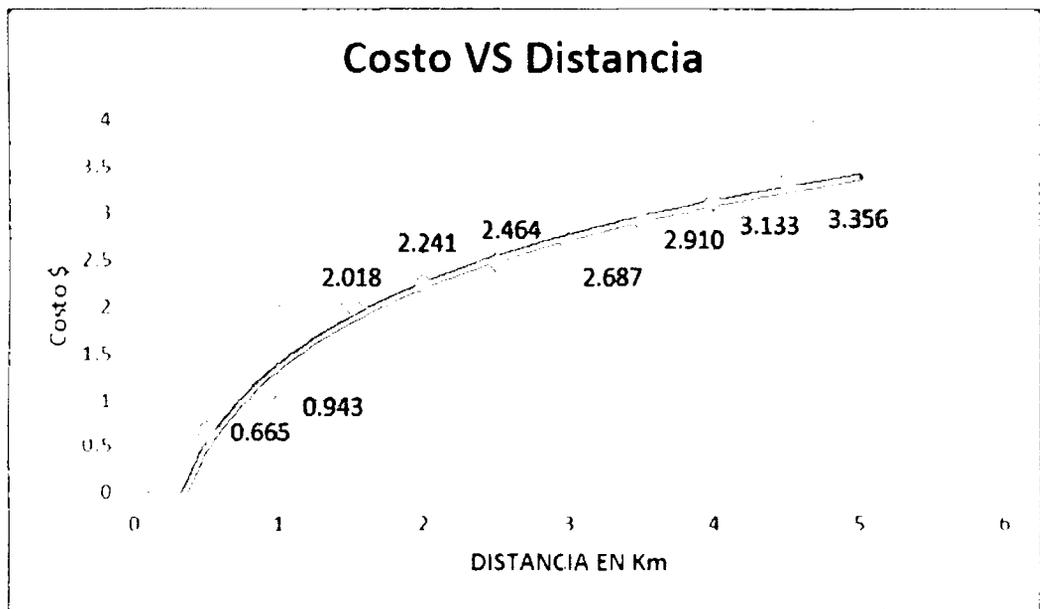


Figura 4.11: Costo relativo a la distancia desde el tajo.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

Equipos		\$/h			
KOMATSU PC600LC		176.64			
Volq. SCANIA P-460 CB6X4 DE 15 m3		41.14			
Volq. SCANIA P-460 CB8X4 DE 20 m3		54.05			
Equipos	Prod. Carguio (m3/h) LCM	Costo (\$/h) BCM	Costo (\$/m3) BCM	Costo (\$/Tm) BCM	
1 (P 600c ó Carg. Frontal) + 5 Volq.	183.19	432.546	3.070	1.588	Costo Horario
1 (P 600c ó Carg. Frontal) + 5 Volq.	183.19	381.760	2.295	1.187	Costo por Volumen

Figura 4.12: Diferencia de costos m3 entre costo por volumen
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

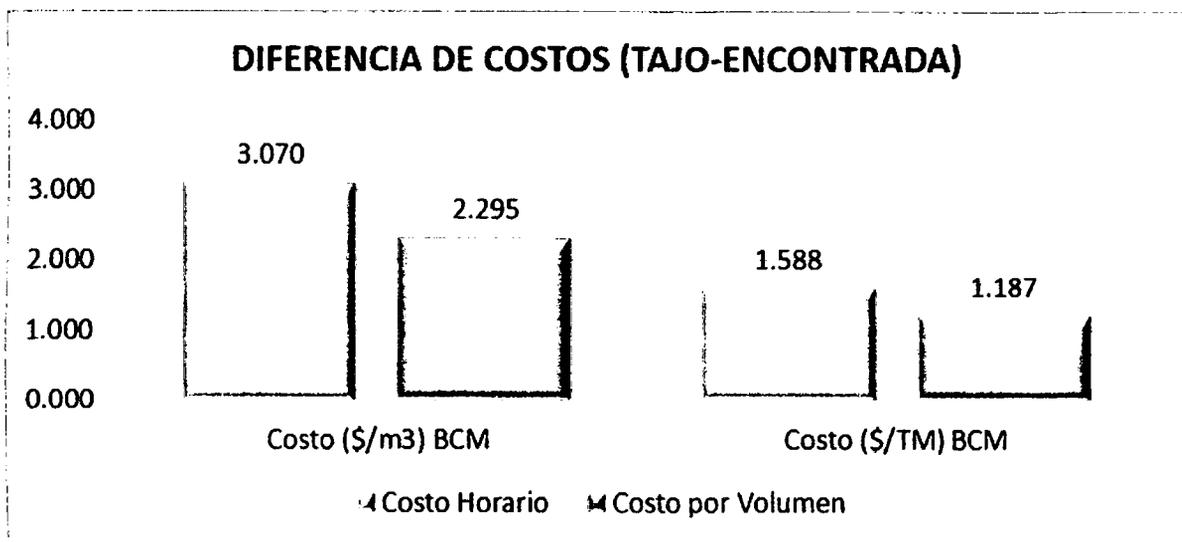


Figura 4.13: costo por alquiler por hora de maquinaria.

Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

1. Los costos son más elevados por alquiler de maquinaria por que la eficiencia en el tajo es menor.
2. Los costos aumentan para MOTA Engil a mayor distancia lo que conviene para subir sus precios de minado.
3. El minado es deficiente por el mal fragmentado que presenta el material, y la excavadora pierde tiempo escogiendo el material.
4. Esto origina tiempos de espera muy prolongados que no traen beneficios a la producción.
5. La disponibilidad de un D8 tanto en descarga como carguío es baja lo que aumenta los tempos de espera haciendo deficiente el ciclo de minado.
6. Las vías juegan un papel importante para todo el ciclo, también se tiene que tener en consideración las constantes lluvias por la temporada, el transito que se origina por el acomodo del mineral.

4.2.2. Chancadora nueva –PAD:

Para este caso la empresa contratista MOTA Engil, tanto de volquetes como de carguío es encargada de llevar el material hasta el PAD. Se tomo en cuenta los

precios por m3 de la partida de MOTA Engil, para hacer la evaluación del ciclo y su costo, y detectar costos que se podrían reducir según la evaluación realizada y haciendo una comparación con el precio de alquiler por hora, todos estos factores obligan a la flota a tener tiempos de espera muy elevados, teniendo en consideración estas factores el ciclo no permite una producción eficaz, originado una baja producción la chancadora tiene constantes problemas mecánicos lo cual origina que el material se acumule en la zona de descarga.

4.2.2.1. Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966H (4 m3).

COD. EQUIPO		CAP. PALA		CARGUO			
T 935/ 073		4.0 m3		Equipo de Carguio:		Cargador Frontal CAT 966H	
	M	Mineral		Zona (Banco):		Destino: Chancadora	
	D	Desmonte		Ley Au:		Tipo de material: Mi	
Cant. Velocete	Cap. Tolve (m3)	Nro. De Pasos	Ley Ag:		Descarga (segundos)	T. CICLO (segundos)	
			Cuchiarado (segundos)	Giro (segundos)			
T 400/ 699	20 m3	5	8	31	5	44	
T 400/ 699	20 m3	5	9	7	4	20	
T 400/ 699	20 m3	5	8	7	4	19	
T 400/ 699	20 m3	5	7	9	4	20	
T 400/ 699	20 m3	5	11	6	6	23	
T 400/ 699	20 m3						
T 400/ 698	20 m3	5	10	16	5	21	
T 400/ 698	20 m3	5	8	6	3	17	
T 400/ 698	20 m3						
T 400/ 699	20 m3	4	10	18	3	31	
T 400/ 699	20 m3	4	12	10	3	25	
T 400/ 699	20 m3	4	12	9	4	25	
T 400/ 699	20 m3	4	15	4	3	22	
T 400/ 699	20 m3						
Prom. Por maniobra			10	9	5		

Figura 4.14: Equipo de Carguio Cargador Frontal CAT 966:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Promedio Nro. de pases por volquete SCANIA P-460 CB8X4 de 20 m3	
Nro. de pases	5
Llenado de cazo	3.44
Eficiencia	86.00 %

Cuadro 4.5: Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966:

4.2.2.2. Evaluación del factor de llenado de los volquetes SCANIA de 20 m3 y 15 m3

<u>Cod. Volq.</u>	<u>Cap. Tolva</u>	<u>T. espera Carg.</u> (segundos)	<u>T. Cuad.</u> (segundos)	<u>T. carguio</u> (segundos)	<u>T. Vuelta</u> (segundos)	<u>Tiempo Ciclo</u> (segundos)	<u>Tiempo Ciclo + Esp.</u> (segundos)
T 400/ 699	20 m3	0	43	137	615	795	795
T 400/ 698	20 m3	0	48	107	609	764	764
T 400/ 693	20 m3	0	40	111	539	690	690
T 400/ 699	20 m3	0	43	137	567	747	747
T 400/ 698	20 m3	55	24	103	567	694	749
T 400/ 693	20 m3	82	23	106	489	618	700

.

.

.

T 400/ 698	20 m3	76	29	110	530	669	745
T 400/ 693	20 m3	128	34	107	521	662	790
T 400/ 699	20 m3	0	29	126	670	825	825

Figura 4.15: Toma de tiempos de Volquete SCANIA P-460 CB8X4:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Cod. Volq.	Cap. Tolva	Observacion	Cap. De llenado
T 400/695	20 m3		17.20
T 400/696	20 m3		17.20
T 400/697	20 m3		17.20
T 400/698	20 m3		17.20
T 400/699	20 m3		17.20

Cuadro 4.6: Toma de datos para cubicar volquetes:

Cap. Teorica	Cap.Real	Eficiencia
20 m3	13.37m3	66.83 %
15 m3	11.72m3	78.13 %
	Eficiencia de flota	69.34 %

Cuadro 4.7: Evaluación del factor de llenado volquetes:

4.2.3. Evaluación del ciclo de minado.

Las producciones calculadas son reales, los tiempos están castigados con esperas para que los resultados de producción horaria se asemeje mejor a la producción real. Los costos expresados en este informe salieron de la partida de MOTA Engil.

CARGADOR FRONTAL 4.00 M3		VOQUETE 20 m3	
Vol. cazo (yd3)	5.23	Capacidad (m3)	20.00
Vol. cazo (m3)	4.0	Capacidad (TM)	32.00
Factor Llenado	86.00%	Factor Carga	86.00%
Llenado (m3)	3.44	Carga (m3)	17.20
Llenado (TM)	5.12	Carga (TM)	25.58
Esponjamiento	30.00%	Ciclo Total (min)	11.98
T. ciclo (min)	1.76	C. Total + espera	13.14
Prod. m3/h	289.07	Prod. TM/h	78.51

PARA VOLQUETES 20 m3	
Nro de camiones ideal por ciclo	
C. Frontal	4
DENSIDAD TM/m3 (BCM)	DENSIDAD TM/m3 (LCM)
1.933	1.487

Figura 4.16: producción de los equipos Chancadora nueva –PAD
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

- **Partida de MOTA Engil por m3** Partida de MOTA Engil para calcular el m3 por distancia, se muestra los diferentes costos a medida que la distancia aumenta el costo por metro cubico Insitu.

Costo \$/m ³ LCM	
2.140	
Costo de Volquete \$/m ³	Distancia en Kilómetros
1.862	0 - 0.5
0.278	0.5 - 1.0
0.446	> 1.0
Costo de Carguío \$/m ³	1.862

Figura 4.17: partida de costos contrata MOTA Engil
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

4.3. Discusión de Resultados

4.3.1. Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:

1. De los resultados obtenidos por las eficiencias tanto de los equipos de carguío y de los volquetes, se puede hacer los cálculos del costo por movimiento de mineral del Chancadora Nueva a PAD, se muestra el siguiente resumen de costos según la partida de MOTA Engil el costo es por m³, haciendo una representación por m³ por kilómetro.
2. Los costos se operan de la siguiente manera para la distancia en 1000 m.
3. Remoción, carguío y acomodo en PAD de mineral por m³ es de USD\$ 1.862, a este precio se le suma la distancia de USD\$ 0.278 por m³, y sobre estos dos precios se le suma la cantidad de 0.446 US\$ por m³, llegando a la suma por USD\$/m³ 2.295.
4. El presente cuadro representa la producción horaria para una cierta cantidad de equipos.

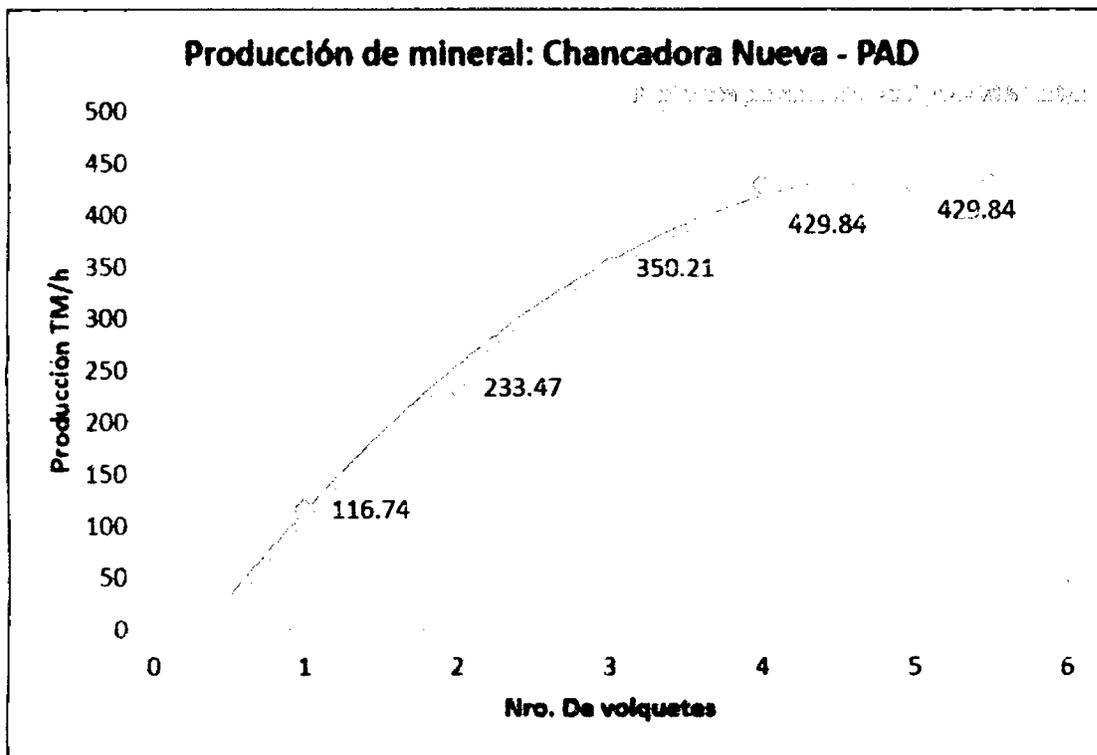


Figura 4.18: Producción de mineral.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

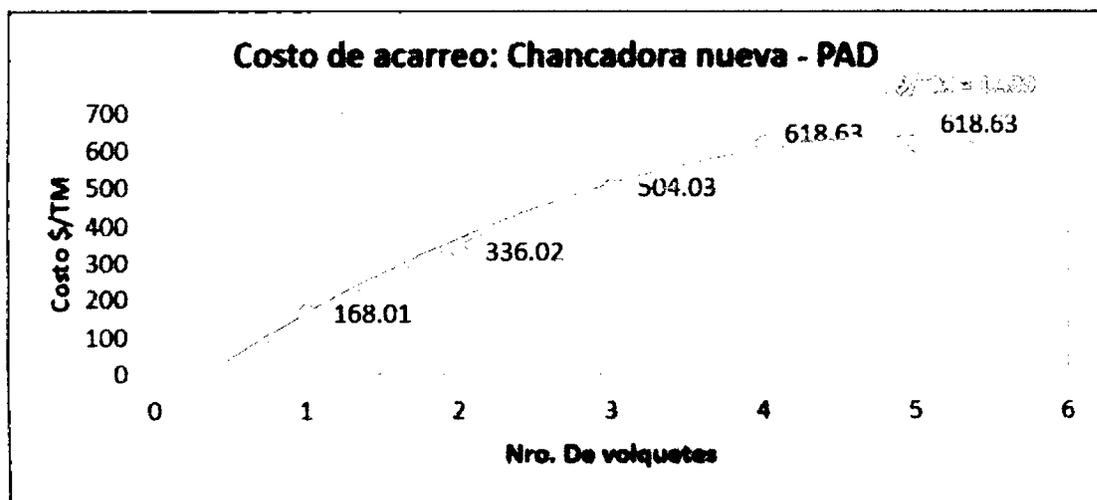


Figura 4.19: Costo de transporte de mineral en LCM.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

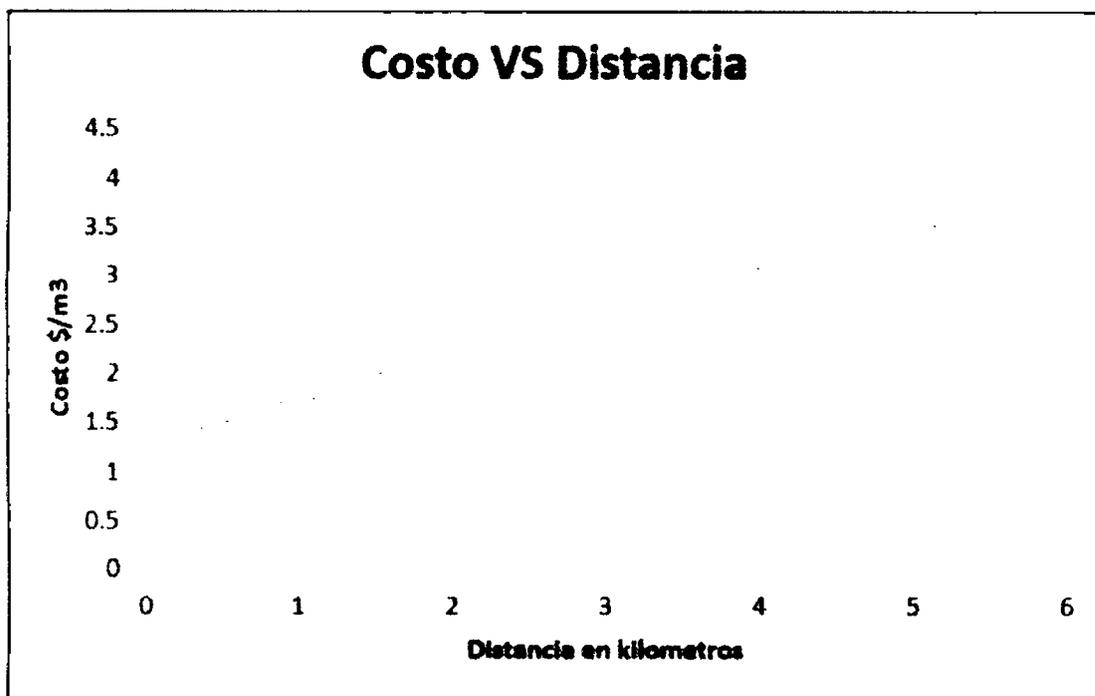


Figura 4.20: Costo relativo a la distancia desde el tajo.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

Equipo	\$/h
Cargador Frontal CAT 966H	95.64
Volg. SCANIA P-460 CB6X4 de 15 m3	41.04
Volg. SCANIA P-460 CB8X4 de 20 m3	54.05
D6	73.02

Equipos	Prod. Cargador (m3/h) LCM	Costo (\$/h) LCM	Costo (\$/m3) LCM	Costo (\$/TM) LCM	
1 Cargador + 4 Volg.	289.077	384.860	1.331	0.895	Costo Horario
1 Cargador + 5 Volg.	289.077	618.625	2.140	1.439	Costo Volumen

Figura 4.21: Diferencia de costos m3 entre costo por volumen
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

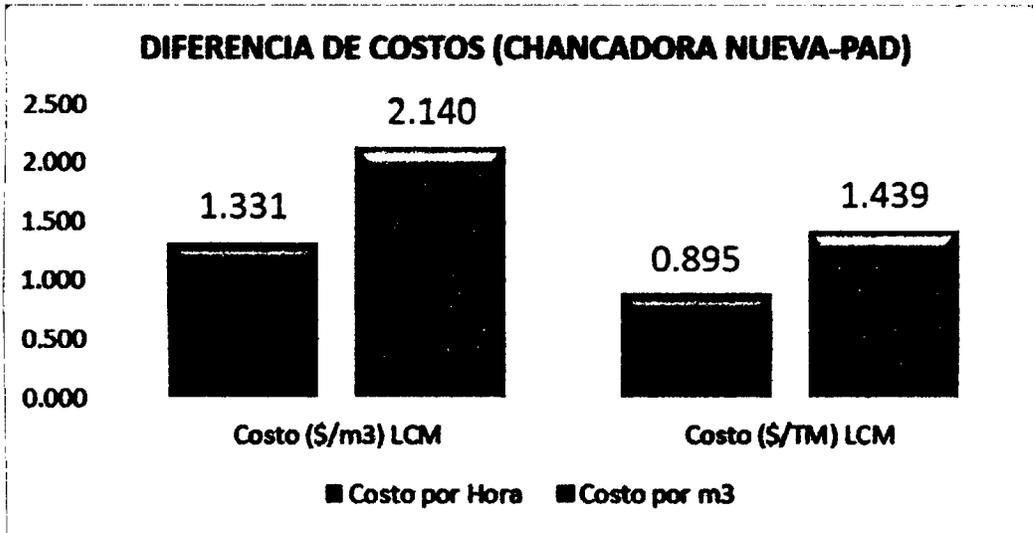


Figura 4.22: costo por alquiler por hora de maquinaria.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

1. Los costos son más elevados por m³ a los de alquiler de maquinaria por que la eficiencia en el tajo es mayor.
2. Los costos aumentan para MOTA Engil a mayor distancia lo que conviene para subir sus precios de minado.
3. El minado es eficiente por que el material se encuentra apilado y bien fragmentado lo que aumenta la eficiencia de carguío.
4. El minado de Chancadora Nueva a PAD tiene buena eficiencia y la buena disponibilidad de los equipos ofrece un buen tiempo de ciclado.
5. En la descarga no ofrece muchos problemas porque encuentra el área suficiente para descargar siendo los tiempos de espera mínima.

4.3.2. Zaranda 03 –Chancadora nueva:

El objetivo de este trabajo es saber el costo adicional que se origina al mover otra vez el mineral que está depositado en este Stock Pile, este costo es adicional al ciclo de minado ya que se usa una flota y equipo de carguío para su operación.

4.3.2.1. Evaluación del factor de llenado del cazo del cargador excavadora volvo (2.5m³).

COD. EQUIPO		CAP. PALA		CARGUO			
T 230: t 6000		2.5 m ³		Equipo de Carguo:		Excavadora	
	M	Mineral		Zona (Banco):		Destino:	Chancadora
	D	Desmonte		Ley Au:		Tipo de material:	M
Cod. Volquete	Cap. Torno (m ³)	Nro. De Pases	Ley Ag:		Descarga (segundos)		Mineral
			Cucharada (segundos)			Giro (segundos)	T. CICLO (segundos)
200	15 m ³	8	15		4	8	27
200	15 m ³	8	5		6	3	14
200	15 m ³	8	8		8	3	19

300	20 m ³	9	9	5	4	13
300	20 m ³	9	10	3	6	13
300	20 m ³	9	10	4	4	13
300	20 m ³					13
Prom. por maniobra.			11	5	4	
Prom. T. de Paso			23			

Figura 4.23: Equipo de Carguo Cargador excavadora volvo (2.5m³):
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Promedio Nro. de pases por volquete SCANIA P-460 CB8X4 de 20 m ³	
Nro. de pases	8
Llenado de cazo	1.53
Eficiencia	61.34 %

Cuadro 4.8: Evaluación del factor de llenado del cazo del Cargador Frontal CAT 966:

4.3.2.2. Evaluación del factor de llenado de los volquetes de 20 m³ y 15 m³

Cod. Volc.	Cap. Teórica	T. Espera (s)	T. Carga (s)	T. Rango (s)	T. Vuelta (s)	Tiempo ciclo (s)	Tiempo ciclo (s)
T 400/ 108	15 m ³	0	43	132	587	762	762
T 400/ 110	15 m ³	213	100	107	466	673	625
T 400/ 108	15 m ³	0	26	133	567	726	726
T 400/ 703	15 m ³	186	23	145	547	715	601

.

.

.

201	15 m ³	79	20	140	545	705	724
707	15 m ³	464	28	133	399	550	1024
708	15 m ³	430	42	111	592	745	1175
703	15 m ³	484	29	147	516	692	1175
Promedio de ciclo de volquetes de 20 m ³						691	768
Promedio de ciclo de volquetes de 15 m ³						594	811

Figura 4.24: Toma de tiempos de Volquete:
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

Cap. Teórica	Cap. Real	Eficiencia
20 m ³	13.37m ³	66.83 %
15 m ³	11.72m ³	78.13 %
Eficiencia de flota		69.34 %

Cuadro 4.9: Evaluación del factor de llenado volquetes:

4.3.3. Evaluación del ciclo de minado.

Las producciones calculadas son reales, los tiempos están castigados con esperas para que los resultados de producción horaria se asemeje mejor a la producción real. Los costos expresados en este informe salieron de la partida de MOTA Engil.

CARGUÍO EXCAVADORA VOLVO DE 2.5 m³		VOQUETE 15 m³	
Vol. cazo (yd ³)	3.27	Capacidad (m ³)	15.00
Vol. cazo (m ³)	2.5	Capacidad (TM)	25.00
Factor Llenado	61.34%	F. Carga	78.13%
Llenado (m ³)	1.53	Carga (m ³)	11.72
Llenado (TM)	2.07	Carga (TM)	15.83
Esponjamiento	30.00%	Ciclo Total (min)	10.98
T. ciclo (min)	3.00	C. Total + espera	14.18
Prod. m ³ /h	151.11	Prod. m ³ /h	49.58

VOQUETE VOLVO 20 m³		PARA VOLQUETES 15 m³	
Capacidad (m ³)	20.00	Nro de camiones ideal por Ciclo	
Capacidad (TM)	32.00	C. Frontal	2
F. Carga	66.83%	PARA VOLQUETES 20 m³	
Carga (m ³)	13.37	Nro de camiones ideal por Ciclo	
Carga (TM)	18.06	C. Frontal	2
Ciclo Total (min)	10.94	15 m³ y 20 m³	
C. Total + espera	13.45	Nro. de camiones ideal por Ciclo	
Prod. m ³ /h	59.65	C. Frontal	2

Figura 4.25: producción de los equipos Zaranda 03 –Chancadora nueva
Fuente: datos tomados Mina Breapampa.

- o **Partida de MOTA Engil por m³** Partida de MOTA Engil para calcular el m³ por distancia, se muestra los diferentes costos a medida que la distancia aumenta el costo por metro cubico Insitu.

Costo de Carguío \$/h		114.00
Costo de Voquete \$/m ²	COD. Voquetes	Costo de Voquetes \$/h
San Andrés	201	50.00
CAMED	300	49.00
Sta. Beatriz	108	53.05
Sta. Beatriz	110	53.05
Mota Engil	703	41.14

Figura 4.26: partida de costos contrata MOTA Engil
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Análisis por Nro de costos por producción De volquetes:

1. Estos costos se evaluarán según la producción horaria del minado de Zaranda 03.
2. Las deficiencias en el carguío de mineral por el material mal fragmentado y la pala de la excavadora de menor capacidad originan demoras significativas.
3. Las vías, el tránsito, el acomodo en chancadora para la descarga presentan demoras altas incrementando el tiempo del ciclo significativamente.
4. Todos los datos obtenidos de Zaranda 03 son con costos horarios y las empresas que participan en el movimiento del mineral son San Andrés, Camed, MOTA Engil y Santa Beatriz.
5. Se tomara en cuenta para la evaluación los costos promedios de los volquetes utilizados, la excavadora tiene un costo USD\$ 114.

Equipos	Prod. Carguío (m3/h) LCM	Prod. Carguío (TM/h) LCM	Prod. Volq. (m3/h) LCM	Costo (\$/h) LCM	Costo (\$/m3) LCM	Costo (\$/TM) LCM	Distancia (m)
1 Excava. + 1 Volq.	53.36	79.21	53.36	163.25	3.060	2.061	600
1 Excava. + 2 Volq.	106.71	158.43	53.36	212.49	1.991	1.341	
1 Excava. + 3 Volq.	160.07	237.64	53.36	261.74	1.908	1.285	
1 Excava. + 4 Volq.	213.42	316.85	53.36	310.99	2.914	1.963	

Costo (\$/h) BCM	Costo (\$/m3) BCM	Costo (\$/TM) BCM
212.221	3.977	2.061
276.242	2.589	1.341
340.263	2.480	1.285
404.283	3.789	1.963

Figura 4.27: Producción de mineral excavadora y volquetes.
Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

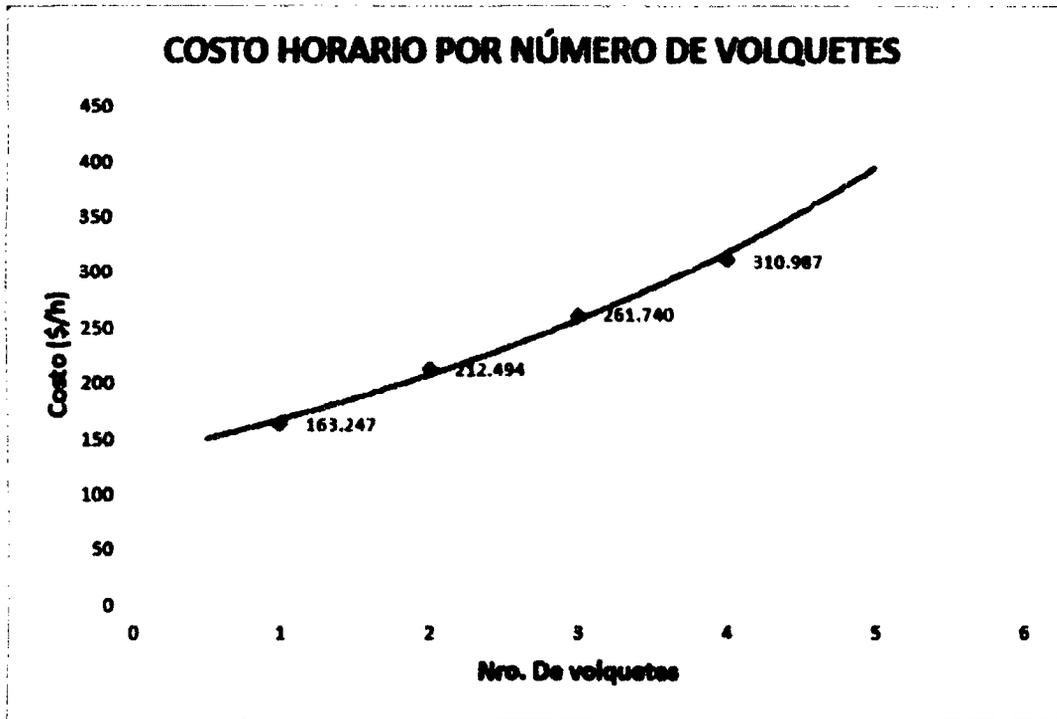


Figura 4.28: coto horario por el numero de volquetes.
 Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

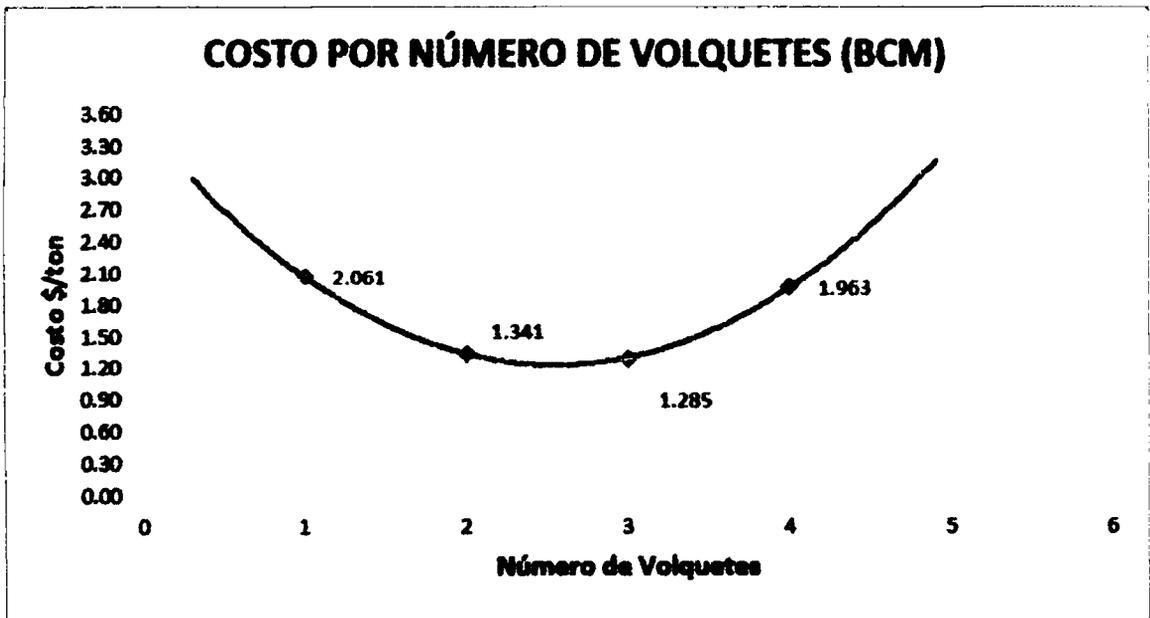


Figura 4.29: Costo de transporte de mineral en BCM.
 Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

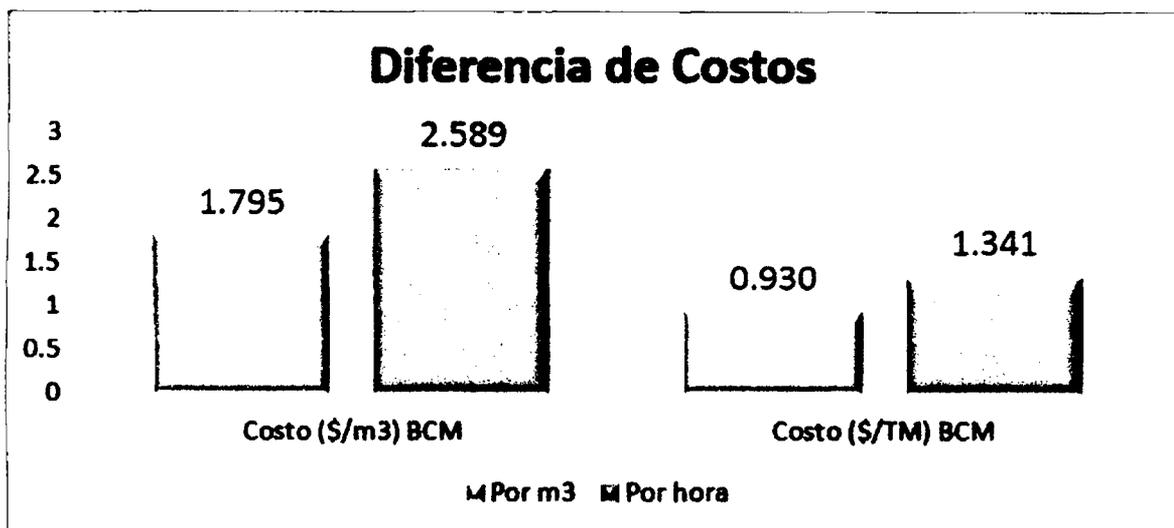


Figura 4.30: Diferencia de costos m3 entre costo por volumen y costo por alquiler por hora de maquinaria.

Fuente: datos tomados en la Mina Breapampa.

1. Los costos por alquiler de maquinaria son más altos que los producidos por m3 en una distancia de 600 m.
2. Esto se debe a que el ciclo de minado es deficiente, y no cubre las expectativas de producción de mineral a chancadora.
3. El material depositado en Zaranda 03 no está fragmentada de manera adecuada.

Parte I

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

4.5. Conclusiones:

1. Conociendo el ciclo de las operaciones (acarreo y transporte), se puede calcular la flota o equipos requeridos a mínimo costo unitario y/o máxima producción en la unidad de tiempo, así como en la U.E.A Mina Breabampa, este método puede ser aplicado en otras empresas mineras con similares problemas.
2. Carguío y acarreo constituyen los componentes más gravitantes en el costo de minado de una operación minera.
3. Para controlar cualquier actividad ésta debe de ser medida, es así que la tesis demuestra que es factible medir las operaciones del ciclo de transporte y en base a ese cálculo obtener el número adecuado de camiones para la operación.
4. El cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación \$/ton para el costo de operaciones mina. El exceso o la falta de camiones incurre directamente en los costos unitarios.
5. Es importante contar con un departamento de productividad, para la mejora de los procesos y procedimientos establecidos; de lo contrario, la operación se hará rutinaria disminuyendo de esta manera su valor a través del tiempo.

4.6. Recomendaciones

1. La mala fragmentación o dejando unos costos adicionales en la operación de carguío y acarreo perforadoras paradas por supuestamente falta de limpieza en el área demuestra la falta de control en los costos de operación al no controlar los parámetros de perforación y voladura, es algo que se recomienda mejorar.
2. El área de mantenimiento de equipos del área de operaciones mina, no realiza un trabajo completo en la mayoría de las reparaciones que realiza, ya que hay ocasiones en que un equipo entra por un problema y sale con un problema nuevo, o casos en que el desperfecto no es corregido como debe hacerse. Todo ello sin duda alguna afecta a la disponibilidad mecánica y al usage de los equipos, por ende a la productividad de la operación y por supuesto el clima laboral. Se recomienda poner mayor énfasis en el punto.
3. Se recomienda crear una forma de medir la productividad de los equipos auxiliares , ya que su función dentro de la operación durante clima severo es de vital importancia. Los mismos operadores no se sienten motivados, como los operadores de carguío y acarreo, a mejorar su rendimiento.
4. Cuanto a, los controles, índices, procesos, procedimientos se debe tener una postura conformista, muy por el contrario; no se debe de bajar la guardia y proseguir con la mejora continua, basándonos en programas y evaluaciones constantes mediante la retroalimentación, teniendo como experiencia.
5. El ranking que se realiza mensualmente de acuerdo a la productividad de cada operador debe ser un indicador de mejora pero con seguridad, mas no debe ser motivo de correr más o de incumplir condiciones de seguridad que puedan traer consigo accidentes.

Bibliografía

- [1] Ernesto Mercado Ramírez, Esther A Diaz Trevino, and Martha Diana Flores Rojas. *Productividad: base de la competitividad*. Limusa, 2012.
- [2] Alejandro Cruzat G. *Manual Carguío y Transporte en minería superficial*. 2010.
- [3] Zoila Lilian Baldeón Quispe. *Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad en Cía. Minera Condestable*. PhD thesis, Pontificia Universidad Católica del Perú. Facultad de Ciencias e Ingeniería. Mención: Ingeniería de Minas, 2011.
- [4] Incachaque Oncoy. Informe de suficiencia: plan de mejoras en el mantenimiento de equipos de carguío y acarreo utilizados en minas superficiales.
- [5] Mario Baudino, Graciela Verónica Gil Costa, Andrea Giubergia, and Roberto A Guerrero. Modelos de simulación: selección y reemplazo de equipos para proyectos mineros. In *XIV Workshop de Investigadores en Ciencias de la Computación*, 2012.
- [6] Alfonso García Cantú and Alfonso García Cantú. *Productividad y reducción de costos: para la pequeña y mediana industria*. 2010.

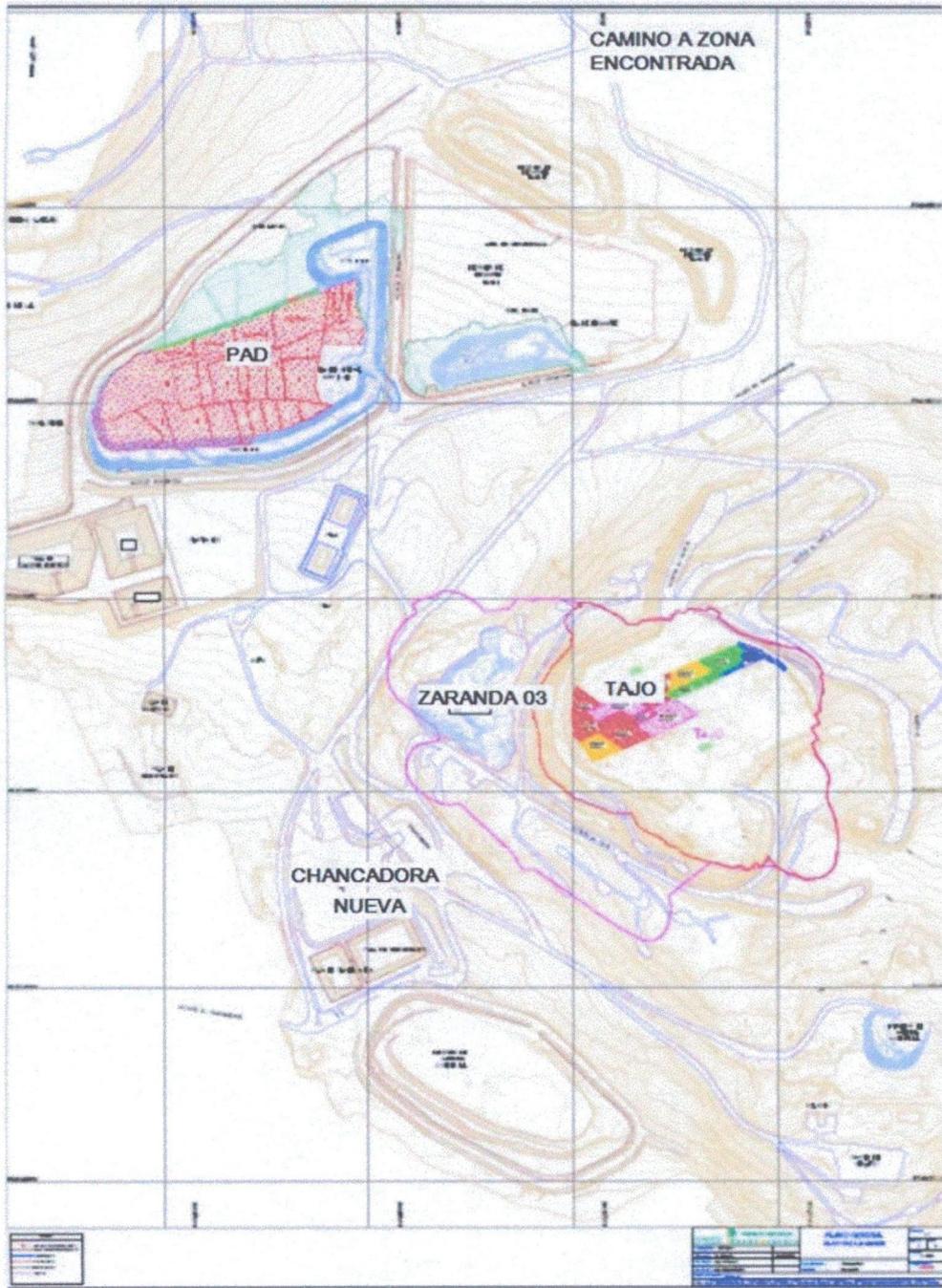
GLOSARIO

- **Alteración Hidrotermal.-** Proceso de metamorfismo, mediante el cual los minerales de las rocas se alteran por acción de las soluciones hidrotermales a alta temperatura. Las alteraciones hidrotermales son indicadores de la presencia de yacimientos minerales de origen hidrotermal.
- **Acarreo.-** Transporte del material roto , ya sea pad o botadero.
- **Alteración Argílica.-**Desarrollo de minerales de arcillas y otros relacionados a expensas de plagioclasas cálcicas, generalmente por acción de las soluciones hidrotermales.
- **Banco.-** Los recortes horizontales del piso a lo largo de los cuales se realiza el minado en una mina de tajo abierto. A medida que la mina progresa hacia niveles más bajos, se deja bancos de seguridad en las paredes para que capturen cualquier roca que caiga desde arriba
- **Blending.-** Mezcla de 2 o más materiales que se realiza de una manera homogénea.
- **Burden.-** Es la distancia perpendicular desde un taladro hasta la superficie libre más cercana en el momento de la detonación. Escarificado.- Proceso de remoción superficial del material depositado en el Pad de lixiviación que ha sido compactado por equipo pesado, para su posterior regado.
- **Desbroce.-** El proceso de remoción de la roca sobreyacente al depósito mineral para exponer el mineral

- **Espaciamiento.-** Distancia entre taladros y cargas en una fila, medida perpendicularmente hacia el burden y paralelo a la cara libre del movimiento esperado de la roca.
- **Granulometría.-** Tecnología que se encarga de dictar las normas correspondientes para determinar las dimensiones y las formas de los fragmentos de los materiales detríticos.
- **Minesight.-** Software especializado en diseño y explotación de yacimientos
- **Pad de lixiviación.-** Depósito o cancha donde se deposita el mineral en pilas para su posterior regado con soluciones de cianuro.
- **Recursos** ración natural de material sólido, líquido o gaseoso dentro o sobre la corteza terrestre, cuya explotación económica es actual o potencial.
- **Reservas** Es una porción de los recursos identificados que pueden ser económicamente explotados al momento de su determinación.
- **Recuperación** El porcentaje de metal valioso en el mineral que se recupera por medio de un tratamiento metalúrgico.
- **Yacimiento.-** Lugar o terreno donde se ubican minerales de rendimiento económico o fósiles.

Parte II

ANEXOS



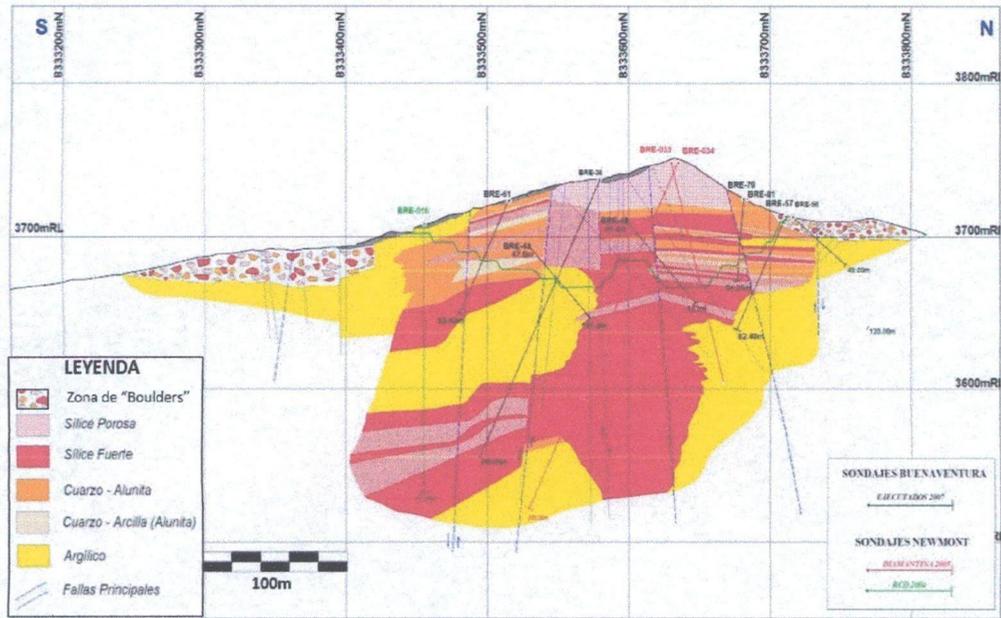


Figura 31: Seccion L600 –Alteraciones.
Fuente:geologia Mina Breapampa.

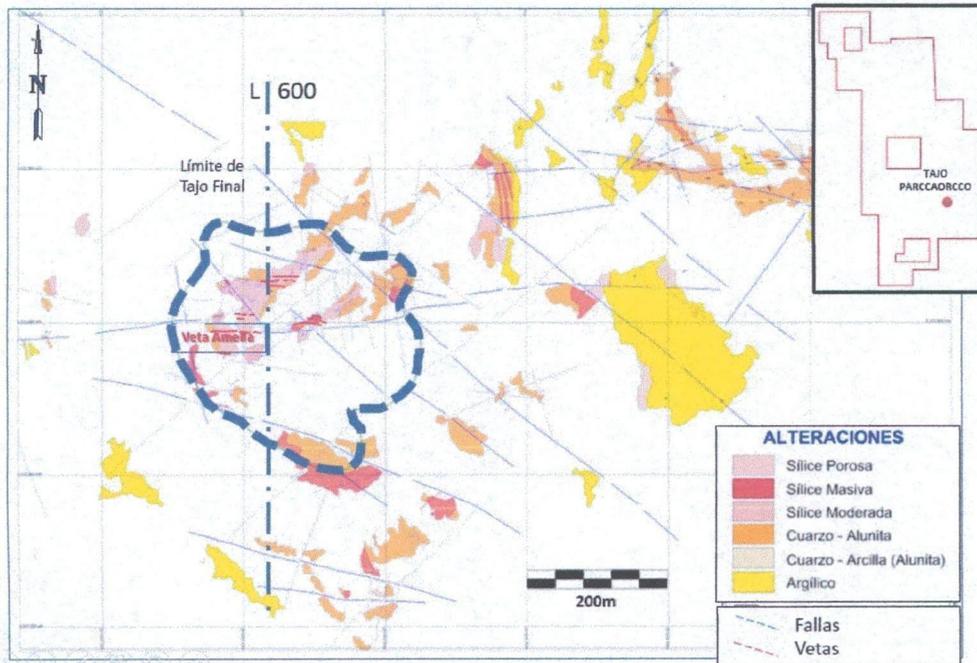


Figura 32: Plano –Alteraciones.
Fuente:geologia Mina Breapampa.



Figura 33: Carguío de un taladro de la malla de voladura.
Fuente: foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 34: Primado de la malla de perforación.
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.

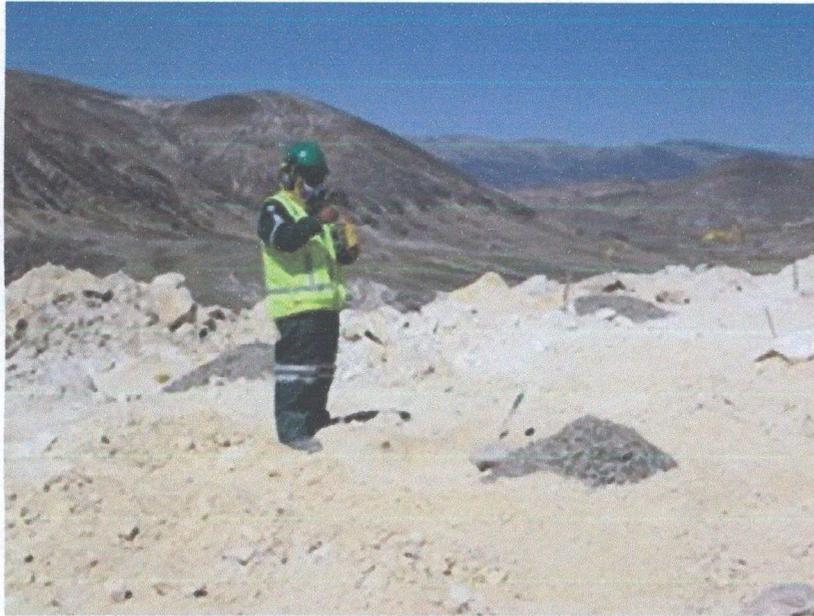


Figura 35: Amarre de la malla de perforación.
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 36: Llenado del taco de los taladros de voladura.
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 37: Carguío de mineral en el tajo.
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 38: Carguío de mineral con Cargador Frontal CAT 966H..
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 39: Vista de la chancadora encontrada
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 40: Picotión fragmentando bancos de gran tamaño
Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.

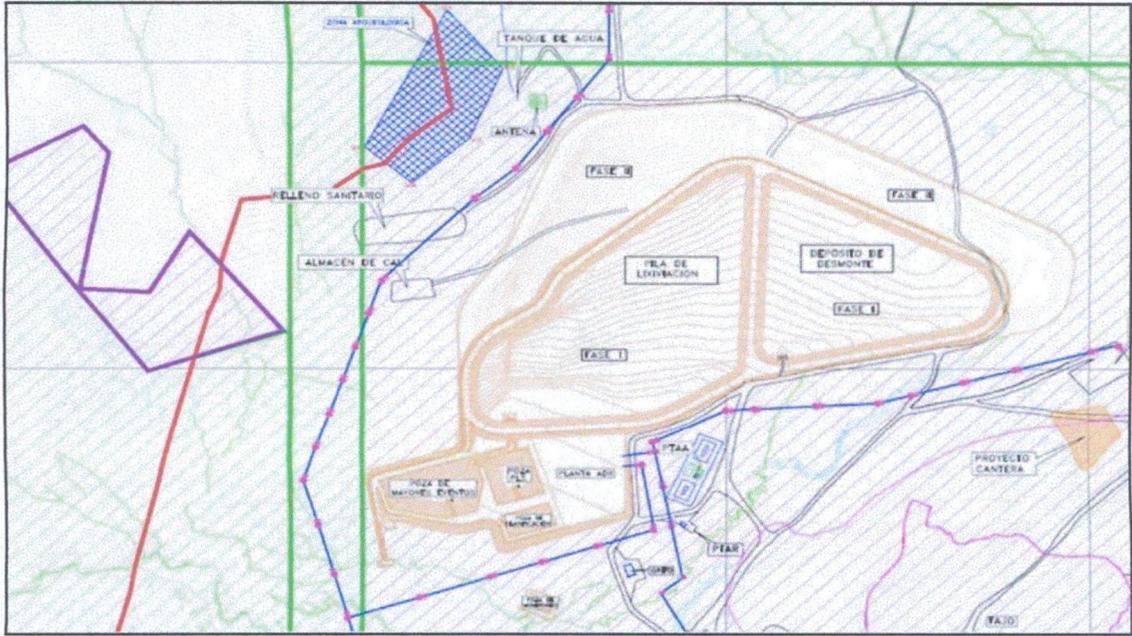


Figura 41: IngenierÃa Pad Fase 1 –2
 Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.



Figura 42: Empozamiento de celda de lixiviación.
 Fuente: (foto tomado en Mina Breapampa.

