

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y TRANSPORTE MEDIANTE EL
FACTOR DE ACOPLAMIENTO PARA LOS TRES PRIMEROS LIFTS DE LA
RECONFORMACIÓN DEL BOTADERO JESICA EN LA MINA ARUNTANI”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ELSON EDY MACHACA CUBA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

“SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y TRANSPORTE MEDIANTE EL FACTOR DE ACOPLAMIENTO PARA LOS TRES PRIMEROS LIFTS DE LA RECONFORMACIÓN DEL BOTADERO JÉSICA EN LA MINA ARUNTANI”

PRESENTADA POR:

Bach. ELSON EDY MACHACA CUBA

A la Dirección de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS**APROBADA POR LOS JURADOS:**

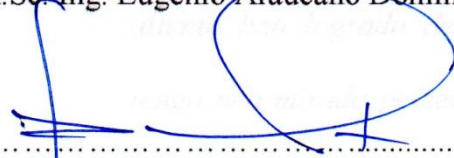
PRESIDENTE DEL JURADO:


Dr. Ing. Juan Mayhua Palomino

PRIMER MIEMBRO :


M.Sc. Ing. Eugenio Araucano Domínguez

SEGUNDO MIEMBRO :


Dr. Ing. Roberto Chávez Flores

DIRECTOR DE TESIS :


Ing. David Velásquez Medina

ASESOR DE TESIS :


Ing. Félix Arocútipa Quispe

PUNO-PERÚ

2017

Área: Ingeniería de minas

Tema: Desarrollo de labores mineras y otras excavaciones

DEDICATORIA

A mis queridos padres, Florentino y Marcelina, quienes con tanto esfuerzo me han apoyado incondicionalmente en las distintas etapas de mi formación profesional y lo más importante me han inculcado valores.

A mis hermanos: Yely, Danny, Liceth y Huiny, quienes con su apoyo y aliento han logrado de que siempre tenga una mirada perseverante y muy en especial a mi compañera Brígida, quien con un incesante aliento me ha apoyado en la culminación de mi tesis.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por concederme vida y salud, mostrarme de cuán importante es el amor, le agradezco por iluminarme con conocimiento, que me permiten seguir luchando y trabajando por la vida.

Agradezco a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano - Puno Mi Alma Mater y a los docentes de dicha Facultad, que guiaron con éxito mi formación académica.

A la empresa minera Aruntani S.A.C., por darme la oportunidad de desarrollar más mis conocimientos respecto a la minería. A los ingenieros de las distintas áreas quienes con su apoyo permitieron integrarme y ser partícipe de lograr el objetivo de la empresa y muy en especial a los Ingenieros Alcides Peña (Jefe de Guardia) y Juan Carlos Valdez (Asistente de Planeamiento), quienes siempre han tenido la atención y colaboración en mi desempeño laboral.

Gracias a todos

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN	12
ABSTRACT.....	14
INTRODUCCIÓN.....	16

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Descripción del problema.....	18
1.2. Definición del problema.....	19
1.2.1. Pregunta general	19
1.2.2. Preguntas específicas.....	20
1.3. Viabilidad del estudio.....	20
1.4. Delimitaciones de estudio.....	20
1.5. Justificación de la investigación.....	20
1.6. Objetivos de la investigación.....	21
1.6.1. Objetivo general	21
1.6.2. Objetivos específicos.....	21

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación.....	22
2.2. Sustento teórico	25
2.2.1. Movimientos de tierras	25
2.2.1.1.Principio fundamental.....	27
2.2.1.2.Características del material.....	27
2.2.2. Selección de equipos	30

2.2.2.1. Criterios básicos que intervienen en la selección de equipos	30
2.2.2.2. Consideraciones de selección	31
2.2.2.3. Excavadora / volquete (pala / volquete)	32
2.2.2.4. Selección de una máquina	34
2.2.2.5. Tablas para la selección de una maquina.....	34
2.2.2.6. Capacidades de cucharones	37
2.2.2.7. Tiempos fijos típicos para las unidades de acarreo	41
2.2.2.8. Escala de tiempos e índices operacionales	42
2.2.3. Diseños de botaderos	43
2.2.3.1. Mantenimiento de botaderos	43
2.2.3.2. Operaciones para la descarga	44
2.2.4. Factor de acoplamiento (“match factor”)	45
2.2.5. Costos de operaciones	50
2.2.5.1. Consumo de combustible.....	51
2.3. Glosario de términos básicos.....	52
2.4. Hipótesis de la investigación	56
2.4.1. Hipótesis general	56
2.4.2. Hipótesis específico.....	57
2.5. Operacionalización de las variables	57

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo y diseño de investigación	59
3.2. Población y muestra de investigación	60
3.2.1. Población	60
3.2.2. Muestra	60
3.3. Ubicación y descripción de la población.....	60

3.3.1. Ubicación y accesibilidad.....	60
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	62
3.5. Plan de tratamiento de los datos	62

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS DE INVESTIGACIÓN

4.1. Selección de equipos para la reconformación del botadero Jésica.....	63
4.1.1. Equipos de transporte	63
4.1.1.1. Disponibilidad y utilización de equipos de transporte.....	64
4.1.2. Equipos de carguío	65
4.1.2.1. Disponibilidad y utilización de equipos de carguío.....	65
4.1.2.2. Cargadores de ruedas.....	66
4.1.2.3. Excavadoras hidráulicas	71
4.1.3. Equipos para el carguío de clay en canteras fuera del tajo	74
4.1.4. Equipos de apoyo en botadero.....	74
4.1.4.1. Producción de tractor de cadenas	75
4.2. Aplicación del método de factor de acoplamiento	78
4.2.1. Estimación del tiempo de ciclo de carguío y transporte	79
4.2.2. Cantidad de equipos de carguío y transporte para el desmonte.....	84
4.3. Producción estimada de los equipos de carguío	88
4.4. Estimación de costos en servicios	89
4.5. Análisis de resultados	92
4.5.1. Equipos de carguío para la producción de desmonte	92
4.5.2. Comparación de costos para equipos de carguío y transporte.....	94
4.6. Contrastación de hipótesis	97
CONCLUSIONES	100
RECOMENDACIONES.....	101

BIBLIOGRAFÍA	102
ANEXOS	104
ANEXO 1: Plano de ubicación de la mina aruntani	105
ANEXO 2: Plano de mapa geológico regional	106
ANEXO 3: Mineralización del proyecto	107
ANEXO 4: Plano de vías de transporte de tajo – botadero jesica.....	108
ANEXO 5: Diseño de la reconfiguración del botadero jesica	110
ANEXO 6: Procedimiento de la reconfiguración del botadero jesica	111
ANEXO 7: Hoja de cálculo de costo unitario - excavadora hidráulica 345D	112
Hoja de cálculo de costo unitario - excavadora hidráulica 365CL.....	113
Hoja de cálculo de costo unitario – cargador de ruedas 992K.....	114
ANEXO 8: Características de equipos seleccionados	115
ANEXO 9: Dimensiones de equipos de carguío.....	116
Excavadora hidráulica 345D.....	117
Excavadora hidráulica 365CL	118
Tractor de cadena D8T	119
ANEXO 10: Panel fotografico de operaciones de tajo y botadero Jésica	120

ÍNDICE DE TABLAS Y FIGURAS

TABLAS

Tabla 2.1 Excavadoras hidráulicas con cadenas en comparación con ruedas	31
Tabla 2.2 Excavadoras hidráulicas frente a palas cargadoras.....	31
Tabla 2.3 Factores de llenado del cucharón.....	35
Tabla 2.4 Tiempos de estimación de tiempo de ciclo para excavadora hidraulica.....	36
Tabla 2.5 Tiempos de ciclo del cargador promedio para carga de camiones	37
Tabla: 2.6 Capacidad de cuchara colmada excavadora 385C.....	38
Tabla: 2.7 Capacidad de cuchara colmada excavadora 365C.....	39
Tabla: 2.8 Capacidad de cuchara colmada excavadora 345D.....	39
Tabla: 2.9 Capacidad de cuchara cargador frontal 994H.....	39
Tabla: 2.10 Capacidad de cuchara cargador frontal 993K.....	40
Tabla: 2.11 Capacidad de cuchara cargador frontal 992K.....	40
Tabla: 2.12 Capacidad de cuchara cargador frontal 990H.....	40
Tabla: 2.13 Capacidad de cuchara cargador frontal 980K.....	40
Tabla: 2.14 Capacidad de cuchara cargador frontal 966H.....	41
Tabla 2.15 Consumo de combustible por hora de cargadores de ruedas	51
Tabla 2.16 Consumo horario de combustible de excavadora hidraulica	52
Tabla 2.17 Operacionalización de variables	57
Tabla 3.1 Ruta Arequipa - Mina Aruntani	61
Tabla 3.2 Ruta Juliaca - Mina Aruntani.....	61
Tabla 4.1 Disponibilidad y utilización de equipos de transporte.....	64
Tabla 4.2 Disponibilidad y utilización de equipos de carguío.....	65
Tabla: 4.3 Plan de minado de mineral y desmonte	66
Tabla 4.4 Capacidad requerida del cucharon para cargador de ruedas 994H.....	67
Tabla 4.5 Capacidad requerida del cucharon para cargador de ruedas 992K.....	69
Tabla 4.6 Capacidad requerida del cucharon para cargador de ruedas 980K.....	70
Tabla 4.7 Capacidad requerida del cucharon para excavadora hidraulica 385C	71
Tabla 4.8 Capacidad requerida del cucharon para excavadora hidraulica 365C	72
Tabla 4.9 Capacidad requerida del cucharon para cargador de ruedas 345D	73

Tabla 4.10 Velocidad de desplazamiento de tractores de ruedas.....	75
Tabla 4.11 Producción de explanación calculada.....	76
Tabla 4.12 Factores de corrección de la condición de trabajo.....	76
Tabla 4.13 Estimación de tiempo de ciclo para equipos de carguío.....	79
Tabla 4.14 Tiempo de ciclo para volquetes	80
Tabla 4.15 Velocidades de volquetes	81
Tabla 4.16 Distancias de acuerdo a la condición de tajo a botadero	81
Tabla 4.17 Distancias de acuerdo a la condición de cantera palitos a botadero	82
Tabla 4.18 Tiempo de ciclo de tajo a botadero con excavadora hidraulica 345D.....	82
Tabla 4.19 Tiempos de ciclo de tajo a botadero de acuerdo al tamaño de equipo.....	83
Tabla 4.20 Tiempo de ciclo de cantera Palitos a botadero con la excavadora H. 345D. 83	
Tabla 4.21 Producción de equipos carguío	89
Tabla 4.22 Tarifa equipos	89
Tabla 4.23 Tarifa para transporte.....	90
Tabla 4.24 Costo en servicios de equipo de carguío y empuje.....	91
Tabla 4.25 Estimación de costos en servicios de equipos de transporte.....	91
Tabla 4.26 Comparación de capacidad de cuchara y capacidad requerida.....	92
Tabla 4.27 Número de pases de equipos de carguío.....	93
Tabla 4.28 Contrastación de hipótesis	98

FIGURAS

Figura 2.1 Datos básicos de partida para la selección de equipos	30
Figura: 2.2 Clasificación de cuchara según SAE.....	38
Figura 2.3 Escala de tiempos	42
Figura 2.4 Mantenimiento de botadero con bulldozers	44
Figura 2.5 Operaciones para la descarga	45
Figura 2.6 Curva de producción teórica.....	48
Figura 2.7 Curva de producción real	49
Figura 2.8 Puntos de máximo producción y mínimo costo no coincidentes.....	49
Figura 2.9 Variación de la eficiencia en función del Factor de Acoplamiento.....	50
Figura 4.1 Porcentaje de pendiente en comparación con el factor de explanación	77
Figura 4.2 Factor de acoplamiento con la excavadora 345D para el desmonte.....	85
Figura 4.3 Factor de acoplamiento con la excavadora 365C para el desmonte.....	86
Figura 4.4 Factor de acoplamiento con el cargador de ruedas 992K para el desmonte..	87
Figura 4.5 Factor de acoplamiento con la excavadora 345D para el material clay	88
Figura 4.6 Maxima producción y mínimo costo caso excavadora 345D.....	94
Figura 4.7 Máxima producción y mínimo costo caso excavadora 365C.....	95
Figura 4.8 Máxima producción y mínimo costo caso caragador de ruedas 992K.....	96
Figura 4.9 Comparación de equipos de carguío	96
Figura 4.10 Factor de acoplamiento y cantidad de volquetes por equipo.....	97

RESUMEN

La presente investigación esta aplicado a las actividades operativas de carguío y transporte de la mina Aruntani, una mina a tajo abierto de mediana minería con yacimiento de tipo ácido sulfato con conteniendo oro diseminado, ubicado en el distrito de Ocuwiri entre 4,500 y 5,200 msnm.

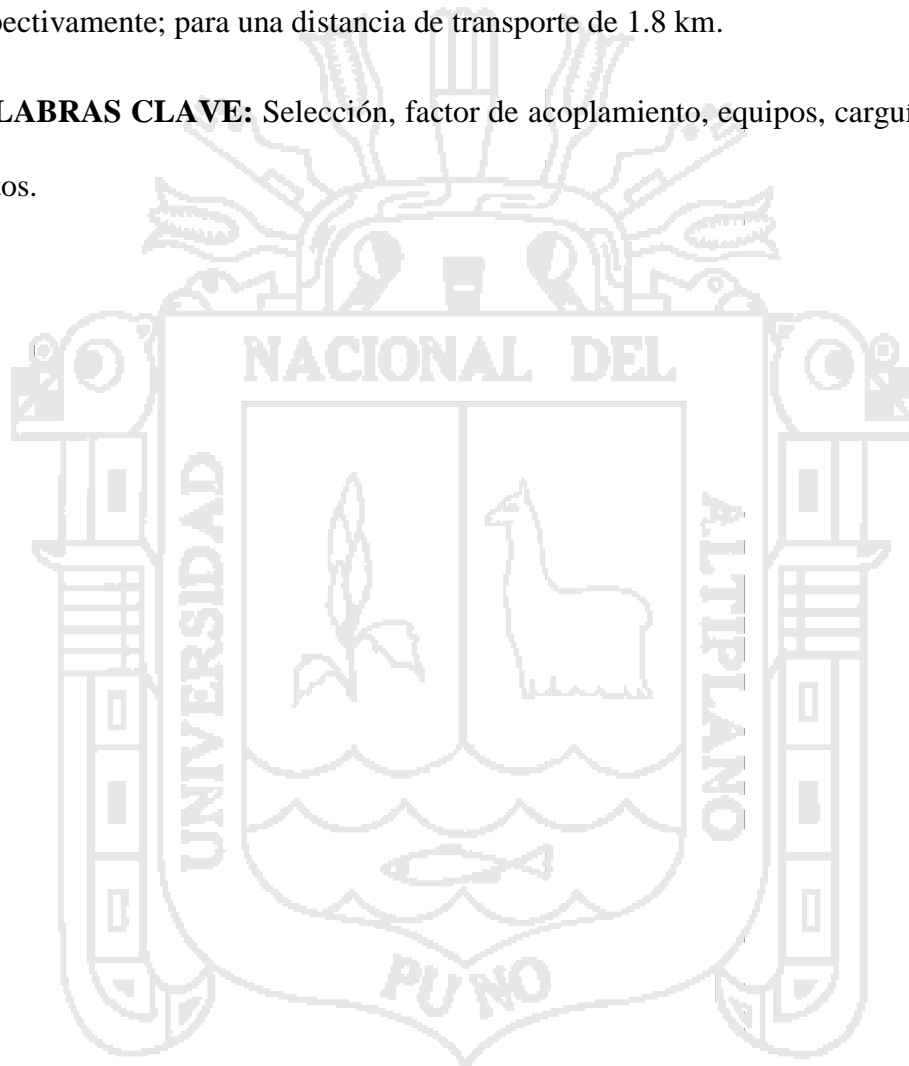
Debido a que se decide reconformar el botadero Jesica y se tiene como procedimiento iniciar por los tres primero *lifts*, surge la necesidad de seleccionar y determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte para no tener costos operativo altos, para este fin se tomara en cuenta los tres primeros *lifts* del botadero Jesica, y tratándose de que los mismos son más distantes del tajo Jesica se tiene como objetivo determinar la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte y con ello determinar los costos en servicios.

La metodología a emplear en esta investigación es de tipo descriptivo. Para seleccionar un equipo de carguío se toma en cuenta la producción requerida con lo que se determina la capacidad requerida del cucharón y además de ello se le relaciona con la carga útil de los equipos de transporte, seguidamente se aplica el modelo del factor de acoplamiento para determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte, finalmente se determina los costos en servicios.

En la presente investigación se ha llegado a la conclusión general: el acoplamiento entre las cantidades de equipos carguío y transporte ayuda a mantener en condiciones óptimas los costos unitarios de carguío y transporte; el exceso o la falta de volquetes incurren directamente en los costos unitarios. Los equipos de mayores dimensiones tienen menores costos por unidad de obra que la de los equipos pequeños, pero estos equipos requieren mejores condiciones de entorno y como una de las conclusiones

parciales se tiene que con la aplicación del modelo factor de acoplamiento se determinó la cantidad idónea de volquetes para cada equipo de carguío; es así que la distribución de volquetes para una excavadora 345D, 365C y el cargador sobre ruedas 992K son de 7, 8 y 10 unidades de volquetes, con un costo unitario de 0.69, 0.68, 0.62 US\$/TM respectivamente; para una distancia de transporte de 1.8 km.

PALABRAS CLAVE: Selección, factor de acoplamiento, equipos, carguío, transporte, costos.



ABSTRACT

This research is applied to the operational activities of loading and transportation of the Aruntani mine, a mine open pit mining with medium reservoir containing sulfate acid type spread with gold, located in the district of Ocuvi between 4,500 and 5,200 mosl.

Because it is decided reshape the dump Jesica and has the procedure initiated by the three first lifts, the need to select and determine the amount of equipment loading and transportation to avoid high operating costs, for this purpose arises is taken into account the first three of the dump lifts Jesica, and given that the first three lifts are more distant pit Jesica is aimed at determining the right amount of equipment loading and transportation and thereby determine the costs in services.

The methodology used in this research is descriptive. To select a loading equipment is taken into account the required production with the required capacity of the bucket is determined and besides it is related to the payload of transport equipment, then the model coupling factor applies to you determine the amount of loading and transportation equipment finally determined costs in services.

In the present investigation the general conclusion has been reached: the coupling between the quantities of cargo and transport equipment helps to keep the unit costs of freight and transportation in optimum conditions; the excess or the lack of dumpers directly incur the unit costs. The larger equipment has lower costs per unit of work than that of small equipment, but these equipment require better environmental conditions and as one of the partial conclusions is that with the application of the model coupling factor was determined the appropriate amount of dump trucks for each loading team; so the dumper distribution for a 345D, 365C

excavator and 992K wheeled loader are 7, 8 and 10 dump units, with a unit cost of 0.69, 0.68, 0.62 \$ / MT, respectively; for a transport distance of 1.8 km.

KEY WORDS: Selection, factor of coupling, equipment, load, haulage, cost.



INTRODUCCIÓN

Los conflictos socio ambientales respecto a la minería en el Perú, han ido retrasando a muchas empresas en la explotación de los recursos minerales, es por ello que en Aruntani se realiza las operaciones con cuidado del medioambiente y uno de ellos es la reconfiguración del botadero Jesica considerando dentro de sus procedimientos el recubrimiento del desmonte mixto (sulfuros, argílicos) con material *clay*, pero se requiere realizarlo de manera óptima para no elevar los costos de operación de actividades de carguío y transporte. En los párrafos siguientes se resume el contenido de cada capítulo de esta investigación.

En el Capítulo I, se menciona el problema de la investigación que consta en la necesidad de seleccionar y encontrar la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte para reconfigurar el botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C., de tal forma que nos permita asegurar un nivel de producción constante minimizando los costos en las actividades operativas como es el de carguío y transporte, para tal efecto se propone usar el factor de acoplamiento como solución a estas interrogantes y además se menciona la justificación y objetivos de la investigación.

En el Capítulo II, se representa a los antecedentes de la presente investigación en los cuales se menciona las conclusiones que han llegado sobre temas relacionados a la presente tesis; se desarrollan conceptos fundamentales sobre movimientos de tierras, selección de equipos y factor de acoplamiento, y además se determina la hipótesis general y específica.

En el Capítulo III, se realiza el diseño metodológico de investigación, que para esta investigación es descriptivo, se determina la población y muestra de la investigación; se describe la ubicación de la mina.

Finalmente en el Capítulo IV, se analiza e interpreta los resultados de la investigación en el cual se determina la cantidad de volquetes para cada modelo equipo de carguío seleccionado luego de emplear factores como tiempos de ciclo, índices operacionales. También se determina los costos en servicios considerando equipos que intervienen directamente con reconformación del botadero Jesica y finalmente se plasman las conclusiones y recomendaciones.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Descripción del problema

La reconfiguración del depósito de desmonte del botadero Jesica de la mina Aruntani se realiza debido a que este presenta taludes altos sin banquetas intermedias y las paredes están conformadas en su mayoría por material generador de aguas acidas (sulfuros) y en la parte inferior no cumplía con los factores de seguridad mínimos, en condiciones estáticas y pseudo-estática, por ello surge la necesidad de reconfigurar el botadero iniciando desde la parte inferior con el *lift* 1, con fines de obtener la estabilidad física y geoquímica del botadero Jesica de la mina Aruntani.

Como diseño de cierre de depósito de desmonte del botadero Jesica se tendrá taludes de 24 m de altura con banquetas de 11.50m, talud de *lift* de 2.2H:1V y talud global de 2.5H:1V.

Se depositara una cobertura de 1m de material oxidado con presencia de *clay* de canteras ubicadas fuera del tajo luego del desmonte mixto proveniente del Tajo Jesica. Para el *lift* 1 se ha estimado depositar desmonte mixto en un volumen de 242,140 m³ y oxido en un volumen de 21,991 m³. Para el *lift* 2 se ha estimado depositar desmonte mixto en un volumen de 242,700 m³ y oxido en un volumen de 15,340 m³. Para el *lift* 3 se ha estimado depositar desmonte mixto en un volumen de 63,236 m³ y óxido en un volumen de 11,210 m³.

De acuerdo a lo descrito se requiere seleccionar y calcular la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte, sabiendo que las operaciones unitarias de carguío y transporte son las que generan mayor costo de operación, además estimar el costo en servicios para los tres primeros *lifts* del botadero Jesica de la empresa minera Aruntani S.A.C.

Finalmente el botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C. estará conformado de 9 *lifts*, para continuar con la reconfiguración de los siguientes *lifts* se tendrá que hacer diferentes actividades como perfilados y/o deposición de diferentes materiales de acuerdo al diseño del botadero.

1.2. Definición del problema

Con el presente proyecto de investigación se pretende dar respuesta a las siguientes interrogantes.

1.2.1. Pregunta general

¿Cuál es la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte a seleccionar mediante el factor de acoplamiento y determinación de costos en servicios para los tres primeros *lifts* de la reconfiguración del Botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.?

1.2.2. Preguntas específicas

- a) ¿Cuál es la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte mediante el factor de acoplamiento, para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.?
- b) ¿Cuáles son los costos en servicios, para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.?

1.3. Viabilidad del estudio

La presente tesis es viable debido que las fuentes de datos se obtendrán de los distintos departamentos de la empresa minera Aruntani S.A.C., páginas de internet, bibliografía propia del autor y bibliotecas especializadas.

1.4. Delimitaciones de estudio

El presente estudio tendrá una aplicación específica en la mina Aruntani S.A.C. (tajo Jesica, botadero Jesica, cantera fuera de tajo), sin embargo puede utilizarse como referencia para otros proyectos mineros.

1.5. Justificación de la investigación

La minería trae oportunidades de desarrollo para la población, sin embargo para que sea sostenible en el tiempo se requiere actuar con responsabilidad social, ambiental y económica, es por ello que se realiza la reconformación del Botadero Jesica con fines de estabilizar el terreno físicamente y geoquímicamente, de tal forma no se exponga el desmonte procedente del Tajo Jesica que normalmente contiene componentes de sulfuros y argílicos que al entrar en contacto con el agua origina aguas acidas, sin embargo en todo proyecto se busca tener mejores resultados al menor costo, ya que los costos de mina representa el 52% entre los demás áreas de Aruntani y dentro de ello las actividades de carguío y transporte

representa más del 50%, es por ello que se plantea seleccionar y encontrar la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte para poder minimizar las horas sin uso tanto de los equipos de carguío y transporte, con ello se podrá reducir los costos en servicios y aumentara la productividad de los equipos, lo que permitirá también cumplir con los planes de trabajo y plan de minado.

1.6. Objetivos de la investigación

1.6.1. Objetivo general

Determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte mediante el factor de acoplamiento y los costos de servicios para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.

1.6.2. Objetivos específicos

- a) Determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte mediante el factor de acoplamiento para los tres primeros *lifts* de la reconformación del Botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.
- b) Determinar los costos en servicios, en los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Aplicación en minas peruanas

Vidal Loli, Manuel Arturo (2010). En su tesis “*Estudio del cálculo de la flota de camiones para operación minera a cielo abierto*”, aplicado a los pórfidos de Cerro Verde, Santa Rosa, Cerro Negro; presentada a la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia Universidad Católica del Perú. Concluye en lo siguiente: Para controlar cualquier actividad esta debe de ser medida, es así que esta tesis demuestra que es factible medir las operaciones del ciclo de transporte y en base a ese cálculo obtener en número adecuado de camiones para la operación; este modelo para el cálculo de camiones puede ser utilizado desde que antes que inicie la explotación de la mina, en el inicio y durante el desarrollo de la misma, en la cual cambiaran los parámetros y se obtendrá nuevos resultados; el cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la

relación US\$/TM para el costo de operaciones mina. El exceso o falta de camiones incurre directamente en los costos unitarios.

Baldeón Quispe, Zoila Lilian (2011). En su tesis “*Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para incremento de la productividad en la CIA Minera Condestable S.A.*”, presentada a la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia Universidad Católica del Perú. En sus conclusiones indica lo siguiente: 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 del tiempo, así como en la Compañía Minera Condestable, este método puede ser aplicado en otras empresas mineras con similares problemas. Carguío y acarreo constituyen los componentes más gravitantes en el costo de minado de una operación minera.

Gómez Echeandía, Santiago (2011). En su publicación “*Dimensionamiento óptimo de flotas de equipos para proyectos de movimiento de tierras*” presentada a la revista de la empresa Graña y Montero, concluye que; “En relación al modelo factor de acoplamiento (MFA), se obtienen diversos resultados, la principal de estas es la sobrestimación de los rendimientos calculados para una determinada flota máxima teórica de la flota de transporte. Por la parte, las aleatoriedades propias de los procesos de carguío y transporte son excluidas de la modelación, por lo cual, los efectos de la congestión entre camiones no es considerada. Adicionalmente, con modelo MFA no es posible estimar tamaños de flotas heterogéneas de forma directa, ni tampoco el análisis de diferentes políticas de atención en el punto de carga. Por último, la resolución del problema de dimensionamiento de la flota es independiente entre cada ciclo excavadora – camión”.

Meza Castro, Josué Manuel (2011). En su tesis “*Desarrollo de un modelo para la aplicación de simulación a un sistema de carguío y acarreo de desmoste en una operación minera a tajo abierto*” aplicado a una mina a tajo abierto ubicada en las partes altas de la quebrada de Campanayoc, distrito de La Capilla, provincia de Sánchez Cerro. Entre los 2,300 y 2,750 m.s.n.m., presentada a la Facultad de Ciencias e Ingenierías de la Pontificia Universidad Católica del Perú, concluye que; “La asignación correcta de números de equipos de acarreo para un determinado equipo de carguío ayuda mantener en un nivel óptimo la relación US\$/TM. Además de reducir los tiempos improductivos de los equipos con lo que se aumenta el porcentaje de utilización de los equipos de carguío”.

Aplicación en mina extranjera

Esteban Rodríguez, Daniel (2013). En su tesis “*Desarrollo de un modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto*”, presentada a la Escuela de Ingeniería de la Pontificia Universidad Católica de Chile: Análisis de prioridades de atención según rendimiento, los datos utilizados se basan en un Plan Mina 2 real proporcionado por el área de planificación de mediano plazo de una mina a cielo abierto de cobre localizada en la zona central de Chile, En sus conclusiones indica lo siguiente: En relación al modelo MFA, La sobrestimación de los rendimientos calculados para una determinada flota homogénea de camiones. Estos rendimientos equivalen a la capacidad máxima teórica de la flota de transporte. Por otra parte, las aleatoriedades propias de los procesos de carguío y transporte son excluidas de la modelación, por lo cual, los efectos de la congestión entre camiones no es considerada.

El modelo analítico desarrollado en esta investigación permite la estimación del tamaño de flota requerido para cumplir una determinada demanda al mínimo costo en términos de tiempos perdidos por esperas en cola. Los rendimientos calculados por el modelo analítico, se consideran como rendimientos efectivos, en términos de que las aleatoriedades asociadas a las tasas de llegadas de los camiones y las aleatoriedades del proceso de carga son incluidas en la modelación (congestión en el punto de carga). Otras fuentes de aleatoriedad no se excluyen de la modelación.

2.2. Sustento Teórico

2.2.1. Movimientos de tierras

Se denomina movimiento de tierras al conjunto de operaciones que se realizan con los terrenos naturales, a fin de modificar las formas de la naturaleza o de aportar materiales útiles en obras públicas, minería o industria. (Gómez Echeandía, 2011).

Los movimientos de tierras tienen como fin el conformar el terreno con arreglo a las necesidades de la construcción que se piensa asentar en el mismo. En general, los movimientos de tierras forman parte de construcción más o menos importante, como pueden ser edificaciones, urbanizaciones, carreteras, aeropuertos, presas, etc., y se estudia para que se cumplan los requisitos necesarios a estas construcciones, tanto desde el punto de vista de la forma que se deben dar al terreno como de las cualidades de resistencia, estabildades, calidades de acabado superficial, etc., con que hay que dejarle.

Tiene ciertas analogías con el arte de modelar, con la diferencia de la escala de los trabajos y de los materiales y herramientas utilizados. En ambos

tipos de trabajo es importante el material a trabajar, la selección de las herramientas a utilizar en cada caso y la habitualidad de las operaciones. (Rojo López, 2010)

Las operaciones del movimiento de tierras en el caso más general son:

- Excavación o arranque.
- Carga.
- Acarreo.
- Descarga.
- Extendido.
- Humectación o desecación.
- Compactación.
- Servicios auxiliares (refinos, saneos, etc.).

Los materiales se encuentran en la naturaleza en formaciones de muy diverso tipo, que se denominan bancos, en perfil cuando están en la traza de una carretera, y en préstamos fuera de ella. La excavación consiste en extraer o separar del banco porciones de su material. Cada terreno presenta distinta dificultad a su excavabilidad y por ello en cada caso se precisan medios diferentes para afrontar con éxito su excavación.

Los productos de excavación se colocan en un medio de transporte mediante la operación de carga. Una vez llegado a su destino, el material es depositado mediante la operación de descarga. Esta puede hacerse sobre el propio terreno, en tolvas dispuestas a tal efecto, etc. (López Jimeno, 1995)

En la minería a Cielo Abierto es fundamental tener presente este aspecto del movimiento de tierras porque se realiza el desbroce o desencape de materiales estériles.

2.2.1.1. Principio fundamental

Como principio fundamental se tiene mover más tierra en un tiempo determinado y al mínimo costo por metro cúbico, en el movimiento de tierras es fundamental determinar la productividad de una máquina. Comúnmente, el rendimiento se mide estableciendo una relación entre la producción por hora y los costos de posesión y operación de la máquina se expresa de la siguiente manera: (Caterpillar, 2014).

$$\text{Costo mas bajo por tonelada} = \frac{\text{Costo horario mínimo}}{\text{Costo mas bajo por tonelada}}$$

2.2.1.2. Características del material

a. Densidad

Es el peso por unidad de volumen de un material. Los materiales tienen varias densidades, dependiendo del tamaño de las partículas, el contenido de humedad y las variaciones de material. Cuanto más denso sea el material, mayor será el peso por unidad de igual volumen.

$$\text{Densidad} = \frac{\text{Peso}}{\text{Volumen}}$$

La densidad de un material influye en el rendimiento de los equipos: en la fuerza requerida para moverla, en la capacidad de peso y volumen para cargar y transportar etc. (Crespo A., 1997)

La densidad de un material determinado cambia si está en banco o suelto.

Una unidad cúbica de material suelto pesa menos que una unidad cúbica de material en banco, por los espacios de aire y vacíos. Utilice las siguientes ecuaciones para corregir la densidad entre el material en banco y suelto. (Caterpillar, 2014)

$$1 + \text{Expansión} = \frac{\text{Volumen cúbico suelto para un peso dado}}{\text{Volumen cúbico en banco para el mismo peso dado}}$$

Para nuestra investigación la densidad del material en banco es de 2.3TM/m³ y la densidad del material suelto es de 1.50 TM/m³.

b. Esponjamiento y expansión

El esponjamiento o dilatación es el porcentaje de aumento en el volumen de un material (en metros cúbicos o yardas cúbicas) después que sale de su estado natural.

Cuando se excava, el material se quiebra en partículas de diferentes tamaños que ya no se ajustan en perfectamente entre sí, causando bolsas de aire o espacios vacíos que reducen el peso por volumen.

$$(1 + \%esp) = \frac{V_s}{V_b}$$

$$V_b = \frac{V_s}{(1 + \%esp)}$$

$$\%esp = \frac{V_s - V_b}{V_b} * 100$$

Donde:

%esp = Porcentaje de esponjamiento

V_b = Volumen en banco (Insitu)

V_s = Volumen material extraído

c. Factor de carga

Para determinar el volumen en banco, se puede multiplicar el volumen de material suelto por el factor de carga.

Si se conoce el porcentaje de expansión del material, se puede obtener el factor de carga (L.F.) con la siguiente fórmula:

$$L.F. = \frac{100\%}{100\% + \%esp}$$

Para calcular la carga útil de la máquina en volumen de banco, multiplica el volumen suelto por el factor de carga:

$$Carga\ útil\ (en\ banco) = Carga\ (suelto) * L.F.$$

d. Compactación o compresibilidad

La compactación viene a ser la reducción de volumen debido a su compactación mecánica.

En trabajos de movimientos de tierras es necesario apisonar el material suelto para compactarse, valiéndose de varios medios mecánicos, tales como el uso de rodillos, pisonos o agua.

$$S.F. = \frac{Volumen\ compactado}{Volumen\ en\ el\ banco}$$

El porcentaje del volumen disponible en un cuerpo, cucharón o caja que realmente se usa se expresa como el factor de llenado. Un factor de llenado del 87% de una unidad de acarreo significa que un 13% de su capacidad nominal no se usa para acarrear el material. Los cucharones tienen, a menudo, factores de llenado mayores que 100%. (Crespo A., 1997)

2.2.2. Selección de equipos

Aunque de hecho existe un equipo adecuado para cada tipo de trabajo, los contratistas no siempre disponen de él y en caso de tenerlo, el tamaño y estado del mismo no resulta en ocasiones deseable. (Vargas Sánchez, 1999).

2.2.2.1. Criterios básicos que intervienen en la selección de equipos

En un proyecto de nuevo desarrollo, una vez localizado el yacimiento de mineral que se desea explotar y realizados los primeros estudios de viabilidad técnico-económica, en los que ya se habrá contemplado la maquinaria a emplear, la etapa de selección de equipos parte de tres grupos de datos básicos. (López Jimeno, 1995) Ver Figura 2.1.

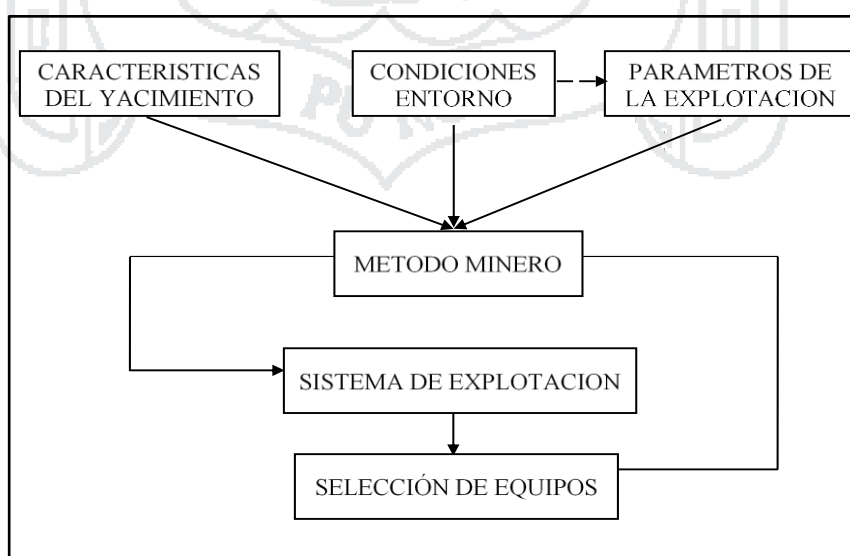


Figura 2.1 Datos básicos de partida para la selección de equipos
 Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

2.2.2.2. Consideraciones de selección

En lo relativo a los criterios que sirven para la selección de las palas cargadoras (ver Tabla 2.1 y 2.2), en primer lugar deben ponderarse las diferentes esenciales con su más directo rival, que son las excavadoras hidráulicas. (López Jimeno, 1995)

Tabla 2.1 Excavadoras Hidraulicas con cadenas en comparación con ruedas

CADENAS	RUEDAS
<ul style="list-style-type: none"> - Flotación - Tracción - Maniobrabilidad - Terreno difícil - Cambio de posición de la máquina más rápido 	<ul style="list-style-type: none"> - Movilidad y velocidad - Sin daños en el pavimento - Mayor estabilidad con estabilizadores o tractores topadores - Máquina de nivelación con estabilizadores - Capacidad de explanación

Fuente: Manual de Rendimiento Caterpillar.

Tabla 2.2 Excavadoras hidráulicas frente a palas cargadoras

EXCAVADORAS HIDRAULICAS	PALAS CARGADORAS
<ul style="list-style-type: none"> - Inversión media. - Vida media (5 – 10 años). - Costo de operación medio. - Valor residual pequeño. - Capacidad del cazo hasta 26 m³ - Fuerzas específicas de cortes elevadas. - Adecuada en terrenos compactos. - Puede operar en terrenos duros y blandos según el ancho de oruga. 	<ul style="list-style-type: none"> - Inversión media. - Vida media (5 años). - Costo de operación alto. - Valor residual pequeño. - Capacidad del cazo hasta 26 m³ - Fuerzas específicas de cortes pequeñas. - Adecuada en terrenos blandos o con materiales empujados con tractores. - Puede operar en terrenos duros y

<ul style="list-style-type: none"> - Puede trabajar por encima o por debajo de la máquina. - Alcance de excavación y altura de descarga elevada. - Adecuada a alturas de banco y volquetes grandes. - Ciclos de trabajos pequeños. - Rendimiento de carga elevado. - Anchura del tajo requerida pequeña. - Máquina de carga ideal en tajo fijo. 	<ul style="list-style-type: none"> blandos según el ancho de oruga. - Precisa plataforma de trabajo firme y dura. - Alcance y altura de descarga media. - Adecuada a alturas de banco pequeñas y volquetes de tipo media. - Ciclos de trabajos grandes. - Rendimientos medios. - Anchura del tajo requerida media-grande. - Máquina versátil de alta movilidad (equipo de carga, limpieza de tajos, transporte de material a cortas distancias
--	--

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

2.2.2.3. Excavadora / volquete (pala / volquete)

Dentro del método de la explotación por corta, el sistema cíclico de carga diferenciada con pala o excavadora y de transporte con volquete mineros es llamado convencional, siendo muy práctico, bien ensayado y probado en todo el mundo. Las características principales de este sistema son (Herrera Herbert, 2006):

- Gran flexibilidad operativa para imprevisto cambios de tajo o del material.
- Rango de distancias económicas muy elevada.
- Fácil contratación de la maquinaria por su similitud con la utilizada en la obra pública.
- Buena selectividad entre mineral y estéril, pudiéndose separar muy fácilmente los diferentes materiales de una explotación.

Como normas habituales en el dimensionado y el diseño del equipo principal, en este sistema convencional, se deben considerar o recomendar las siguientes (Herrera Herbert, 2006):

- Una máquina perforadora por cada excavadora si no se realiza el arranque directo. Una equilibrada relación en tamaños está en 1" de diámetro del barreno de perforación por cada m³ de capacidad de la cuba de la cargadora.
- Una excavadora para cada tipo de material o para cada banco siendo de una menor capacidad la máquina dedicada al arranque del mineral, por su menor producción y su especial selectividad, que la máquina de carga del estéril, cuyo objetivo es el menor coste, lo que en general se obtiene con la mayor cubo.
- Tres o cuatro volquetes por cada excavadora, lo que es función de la longitud y del perfil del transporte y de la capacidad del camión, pero que deben estar equilibrados con la capacidad de la cuba. Una buena relación está en el orden de unas 10 TM de capacidad de transporte por cada m³ de capacidad de la cuba de la cargadora o que el ciclo de llenado de la unidad de transporte sea entre 2 y 3 minutos.
- Tractores de orugas, de neumáticos y motoniveladoras en número suficiente para el mantenimiento de las pistas y para limpieza en general, especialmente de las áreas de carga de la excavadora y del mantenimiento de los vertederos. Los tractores de orugas se emplean para nivelar los baches de al menos 1 yarda (0,90 m) de altura, los tractores de neumáticos para los baches de hasta 1 pie (0.30 m) y la niveladora para arreglar y terminar las superficies de bancos y pistas con baches de hasta 1 pulgada (25,4 mm).

2.2.2.4. Selección de una máquina

Pasos para seleccionar el cargador de tamaño apropiado (Caterpillar, 2014):

Paso 1: Determine la producción requerida o deseada.

Paso 2: Determine el tiempo de ciclo del cargador y el número de ciclos por hora. Se debe suponer un tamaño de máquina para poder seleccionar un tiempo de ciclo básico.

Paso 3: Determine la carga útil requerida por ciclo en yardas y libras cúbicas sueltas (metros y kilogramos).

Paso 4: Determine el tamaño de cucharón necesario.

Paso 5: Haga la selección de la máquina con el tamaño del cucharón y la carga útil como criterios para cumplir con los requisitos de producción.

Paso 6: Compare el tiempo de ciclo del cargador utilizado en los cálculos con el tiempo de ciclo de la máquina seleccionada. Si encuentra alguna diferencia, comience nuevamente con el Paso 2.

2.2.2.5. Tablas para la selección de una máquina

a. Carga útil

La carga útil del cucharón de una excavadora (la cantidad real de material en el cucharón en cada ciclo de excavación) depende del tamaño, forma y fuerza de plegado del cucharón además de ciertas características del suelo, es decir el factor de llenado del mismo. Ver Tabla 2.3.

A continuación se indican los factores de llenado de varios tipos de material (Caterpillar, 2014).

$$\text{Carga útil promedio del cucharón} = \frac{(\text{Capacidad del cucharón colmado}) * (\text{Factor de llenado del cucharón})}{100}$$

Tabla 2.3 Factores de llenado del cucharón

Material suelto	Factor de llenado
Agregados de humedad mezclados	95%-100 %
Agregados uniformes hasta de 3 mm (1/8")	95%-100%
3 mm-9 mm (1/8"-3/8")	90%-95%
12 mm-20 mm (1/2"-3/4")	85%-90%
24 mm (1") y más	85%-90%
Roca tronada	
Buena	80%-95%
Media	75%-90%
Mala	60%-75%
Otro	
Mezclas de roca y tierra	100%-120%
Marga húmeda	100%-110%
Tierra, canteras, raíces	80%-100%
Materiales encementados	85%-95%

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

b. Tiempo de ciclo

El ciclo de excavación de la excavadora está compuesto de cuatro segmentos:

1. Cargar cucharón
2. Rotación con carga
3. Descargar cucharón
4. Rotación sin carga.

El tiempo de ciclo total de la excavadora depende del tamaño de la máquina (las máquinas pequeñas pueden realizar tiempos más rápidos que las máquinas grandes) y las condiciones del trabajo. Cuando hay condiciones de trabajo excelentes, la excavadora tiene ciclos más rápidos. A medida que las condiciones del trabajo se van dificultando (excavaciones más exigentes, zanjas más profundas, más obstáculos, etc.), la excavadora va disminuyendo la velocidad. Cuando el suelo se vuelve más difícil de excavar, demora más tiempo rellenar el cucharón. Al profundizar la zanja y aumentar la pila de desperdicios, el cucharón tiene que desplazarse más rápidamente y la estructura superior debe rotar más lejos en cada ciclo de excavación.

El tiempo de ciclo también se ve afectado por la ubicación del camión o la pila de desperdicios. Ver Tabla 2.4 y 2.5.

Tabla 2.4 Tiempos de estimación de tiempo de ciclo para excavadora hidráulica

DIAGRAMA DE REFERENCIA DE ESTIMACIÓN DE TIEMPO DE CICLO															
TIEMPO DE CICLO	CLASE DE TAMAÑO DE MÁQUINA														TIEMPO DE CICLO
	307C 308D CR 308D CR SB	311D	M313D 312D	M315D M316D 315D L	M318D 319D L 319D LN	M322D 320D 320D RR 321D CR 323D	324D	328D LCR	329D	336D	345D	365C L	385C		
10 SEG								N/D							0,17 min
15								N/D							0,25 min
20 SEG								N/D							0,33 min
25															0,42 min
30 SEG	Más veloz posible														0,50 min
35	Más veloz práctico														0,58 min
40 SEG															0,67 min
45	Alcance habitual														0,75 min
50 SEG															0,83 min
55															0,92 min
60 SEG	Lenta														1,0 min

N/C = No corresponde

A

B

C

D

E

LEYENDA

A - Excelente

B - Por encima del promedio

C - Promedio

D - Por debajo del promedio

E - Exigente

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla 2.5 Tiempos de ciclo del cargador promedio para carga de camiones

914G - 962H	0,45 a 0,50 min
966H - 980H	0,50 a 0,55 min
988H - 990H	0,55 a 0,60 min
992K - 994H	0,60 a 0,70 min

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

2.2.2.6. Capacidades de cucharones

Caterpillar clasifica los cucharones para excavadora para cumplir con las normas PCSA No. 3 y SAE J-296. Están clasificados según su capacidad a ras y colmada.

- a. **La capacidad al ras.** Es el volumen contenido en un cucharón después de nivelar la carga mediante un borde recto apoyado en la cuchilla y la parte trasera del cucharón.
- b. **La capacidad colmada.** Es la capacidad al ras más la cantidad adicional que se acumula sobre la carga al ras a un ángulo de reposo de 2:1 con el nivel al ras paralelo al suelo (Caterpillar, 2014). Ver Figura 2.2.

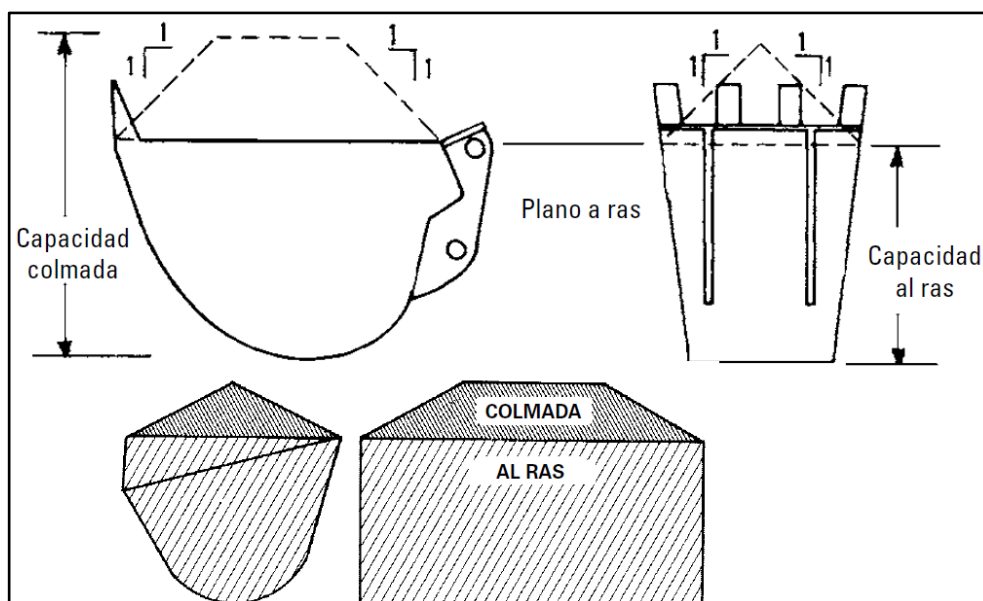


Figura: 2.2 Clasificación de cuchara según SAE

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

c. Tablas de capacidad colmada de cucharas

En las siguientes tablas se muestran la capacidad colmada de cucharas para distintos equipos de carguío, tanto para excavadoras hidráulicas y cargadores frontales. Ver Tabla 2.6 hasta la 2.14.

Tabla: 2.6 Capacidad de cuchara colmada excavadora 385C

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	4.80	6.28
	5.20	6.80
	5.60	7.32
	6.00	7.85

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.7 Capacidad de cuchara colmada excavadora 365C

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	3.60	4.71
	3.80	4.97
	4.00	5.23
	4.40	5.76
	4.60	6.02
	4.80	6.28

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.8 Capacidad de cuchara colmada excavadora 345D

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	2.60	3.40
	2.80	3.66
	3.20	4.19
	3.40	4.45

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.9 Capacidad de cuchara cargador frontal 994H

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
para roca	15.00	19.50
	17.00	22.50
	19.00	25.00
	18.00	23.50
	19.00	25.00

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.10 Capacidad de cuchara cargador frontal 993K

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	13.00	17.00
	12.00	15.70
	14.00	18.30

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.11 Capacidad de cuchara cargador frontal 992K

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	10.70	14.00
	11.50	15.00
	12.30	16.00

Fuente: Manual de Rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.12 Capacidad de cuchara cargador frontal 990H

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	8.60	11.25
	9.20	12.00
	10.00	13.00

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.13 Capacidad de cuchara cargador frontal 980K

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	4.48	5.86
	4.31	5.64
	5.66	7.40
	5.38	7.03

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Tabla: 2.14 Capacidad de cuchara Cargador frontal 966H

Tipo de cucharón	Capacidad colmada	
	m ³	yd ³
Para roca	3.40	4.45
Manipulación de materiales	4.00	5.23
	4.60	6.02

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

2.2.2.7. Tiempos fijos típicos para las unidades de acarreo

El tiempo de espera, las demoras y la eficiencia del operador, todo esto influye en el tiempo de ciclo. La minimización del tiempo de intercambio del camión puede tener un efecto significativo en la productividad. El tiempo fijo para las unidades de acarreo incluye (Caterpillar, 2014):

1. Tiempo de carga del camión (diversos con herramientas de carga)
2. Maniobra del camión en zona de carga (intercambio del camión, típicamente 0,6-0,8 min).
3. Tiempo de maniobra y descarga en el punto de descarga (típicamente 1,0-1,2 min).

El tiempo total del ciclo es la combinación de:

1. El tiempo fijo anterior
2. El tiempo de acarreo (cargado)
3. El tiempo de retorno (vacío).

2.2.2.8. Escala de tiempos e índices operacionales (Ver Figura 2.3)

ESCALA DE TIEMPOS SEGUN NORMA ASARCO				
NOMINAL				
DISPONIBLE				MECÁNICA
OPERATIVO			RESERVA	
EFFECTIVO	DP	DNP	PO	

Figura 2.3 Escala de tiempos

Fuente: ASARCO

Nominal: Tiempo durante el cual el equipo se encuentra físicamente en turno.

Mecánica: En este ítem se encuentran los tiempos destinados tanto para Mantenimientos Programadas y/o Reparaciones Electromecánicas.

Disponible: Tiempo en que el equipo está habilitado y en buenas condiciones electromecánicas para operar.

Reserva: Es aquel tiempo en donde el equipo estando en condiciones mecánicas de operación no es utilizado en labores productivas, ya sea por falta de operador o superávit de equipo en ese momento.

Operativo: Corresponde al tiempo que el equipo se encuentra operando en faena (con operador)

Efectivo: Tiempo que el equipo se encuentra realizando labores puras de producción (sin colas). Realiza tarea para la que fue adquirido.

DP: Tiempo de detención programada, Cambios y medios turnos

DNP: Tiempo de detención no programada, principalmente petróleo (camiones) y acomodos o limpiezas de cancha (palas)

PO: Tiempo de pérdidas operacionales, en donde el equipo se encuentra esperando en pala y/o chancado para camión y espera por camión para palas.

Disponibilidad mecánica:

$$DM = \frac{\text{Tiempo Disponible}}{\text{Tiempo Nominal}} \times 100\%$$

Utilización efectiva:

$$UT = \frac{\text{Tiempo Efectivo}}{\text{Tiempo Disponible}} \times 100\%$$

2.2.3. Diseños de botaderos

Un botadero es un lugar específico donde se deposita el material estéril extraído de la mina, el cual debe cumplir con las condiciones necesarias para ese fin. Un buen lugar para un botadero será el sector que cumpla de mejor manera con las exigencias técnicas y económicas que mencionamos a continuación:

- La distancia entre el punto de carga de los camiones en la mina y el botadero debe ser la mínima posible, ya que el costo en transporte depende de esta distancia
- El botadero debe ser geológica y geoméricamente apto para ello, ya que la gran cantidad de material a depositar puede generar siniestros geomecánicos o hundimiento en el sector (Arrau, 2006).

2.2.3.1. Mantenimiento de botaderos

Para evitar el colapso en los botaderos se debe realizar la compactación, ya que así se logrará que el material suelto llegue a ser más parecido a un material compacto, consiguiendo una mejor estabilidad global. Generalmente para realizar la compactación se recurre al apoyo de equipos como bulldozers y

wheeldozers. (Ver Figura 2.4). Una buena compactación de un botadero debería incrementar alrededor de un 9% la densidad de un material suelto que llega al depósito (Arrau, 2006).

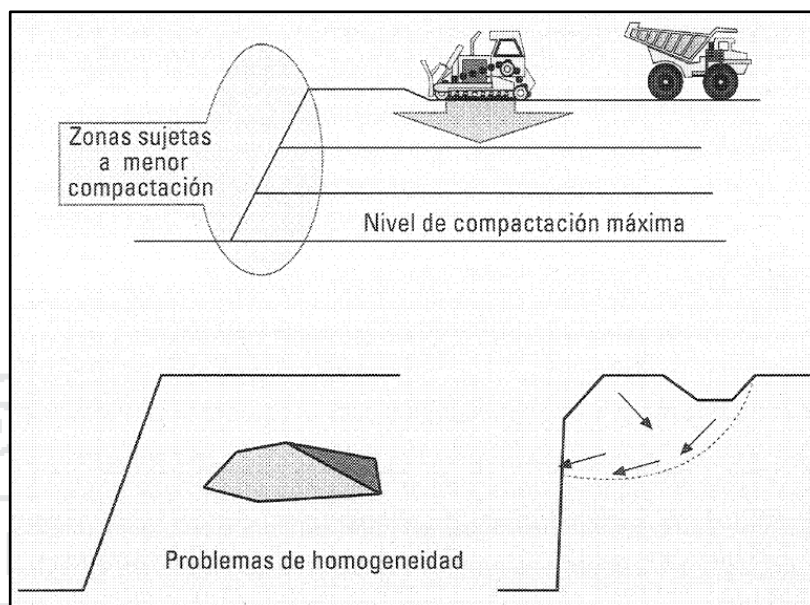


Figura 2.4 Mantenimiento de botadero con bulldozers

Fuente: Manual General de Minería y Metalúrgica

2.2.3.2. Operaciones para la descarga

La descarga del material por parte de los camiones se realiza en el borde del botadero, seguido de la operación de equipos de apoyo como los *bulldozers* y/o *wheeldozers*, los cuales proceden a realizar su acomodamiento a construir la cuneta de seguridad (Arrau, 2006). Ver Figura 2.5.

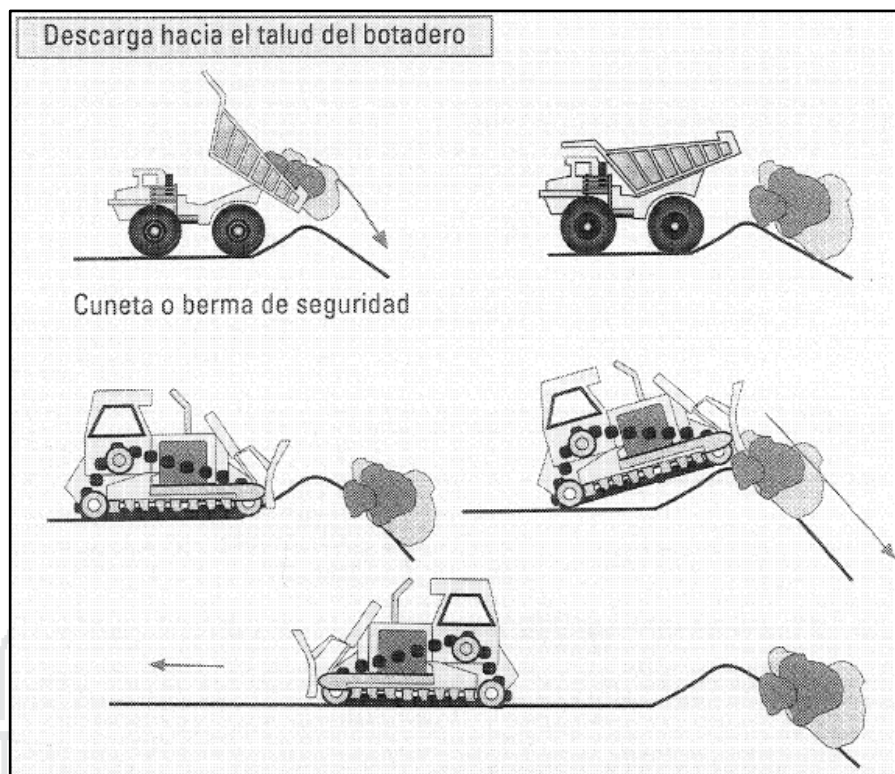


Figura 2.5 Operaciones para la descarga

Fuente: Manual general de minería y metalúrgica

Los métodos para impedir que, al retroceder sobrepasen la orilla varían ampliamente. Algunas veces, se supone nada más que el conductor se detenga en el lugar preciso y a la distancia correcta, con un peón bordero, o sin él. Es una buena práctica mantener una pendiente ascendente desde la entrada de los camiones hasta la orilla de descarga. En el relleno poroso es subiente 1/2% y 1 1/2% para cualquier material que se mantiene bien nivelado (Herbert L. Nichols, 1985)

2.2.4. Factor de acoplamiento (“match factor”)

El factor de acoplamiento desde una perspectiva de un modelo matemático se determina que el número de volquetes para cada unidad de carguío. (Ortiz S, Canchari S, & Gozales T, 2007)

Un proyecto de movimiento de tierras implica la ejecución de una serie de actividades repetitivas (como excavación, carguío y transporte), las cuales son realizadas con distintos tipos de equipos. Para llegar al grado deseado de eficiencia, es indispensable una muy buena coordinación entre los equipos, sobre todo para las actividades de carga y transporte de material. Para conseguir lo anteriormente mencionado, es necesario atender los siguientes factores (Gómez Echeandía, 2011):

- La adecuada combinación entre las dimensiones de los equipos tanto de carga como acarreo, de tal forma que no se originen paras en el ciclo ni aumentos excesivos en los tiempos de mismo.
- Elección de la cantidad de equipos de transporte y carga necesarios. Esto debe efectuarse una vez conocidos los modelos de los mismos, el tipo o tipos de material a transportar, y la distancias y vías por las que efectuara el acarreo.

Supóngase que para un determinado trabajo se tienen los siguientes datos:

N = Número de equipos de transporte (volquetes)

n = Número de equipos de carguío (cargadores frontales o excavadoras)

T = Tiempo de ciclo de cada unidad de trasporte

t = Tiempo de ciclo de cada pase del equipo de carguío

x = Número de equipos de transporte por unidad de equipo de carguío

p = Numero de cucharas necesarios para llenar un equipo de transporte

El cociente entre el tiempo total del ciclo del volquete, “T”, y el tiempo de carga de este, “p.t.”, da el número de volquetes necesarios, “x”, por cada unidad de carga.

$$x = \frac{T}{p.t}$$

Si se multiplica esta expresión por el número de equipos de carga, “n”, se tiene:

$$x.n = \frac{T.n}{p.t}$$

Como “x.n” es el número total de volquetes, resulta:

$$N.p.t = n.T$$

$$\frac{N.p.t}{n.T} = 1$$

Al primer miembro de esta expresión se le denomina “Factor de acoplamiento”

En lo referente al número de equipos de carguío, “n” la producción requerida obliga inmediatamente al número adecuado de ellas para obtenerla, partiendo de que se tiene decidido el modelo y prevista su producción aproximada. En cuanto al número total de volquetes, “N”, se determina asignado al factor de acoplamiento su óptimo, esto es 1, despejando dicho valor a continuación:

$$F.A. = \frac{N.p.t}{n.T}$$

Luego:

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

Este número de volquetes, en teoría, absorberá la producción estimada por el equipo de carga. (López Jimeno, 1995) Ver Figura 2.6.

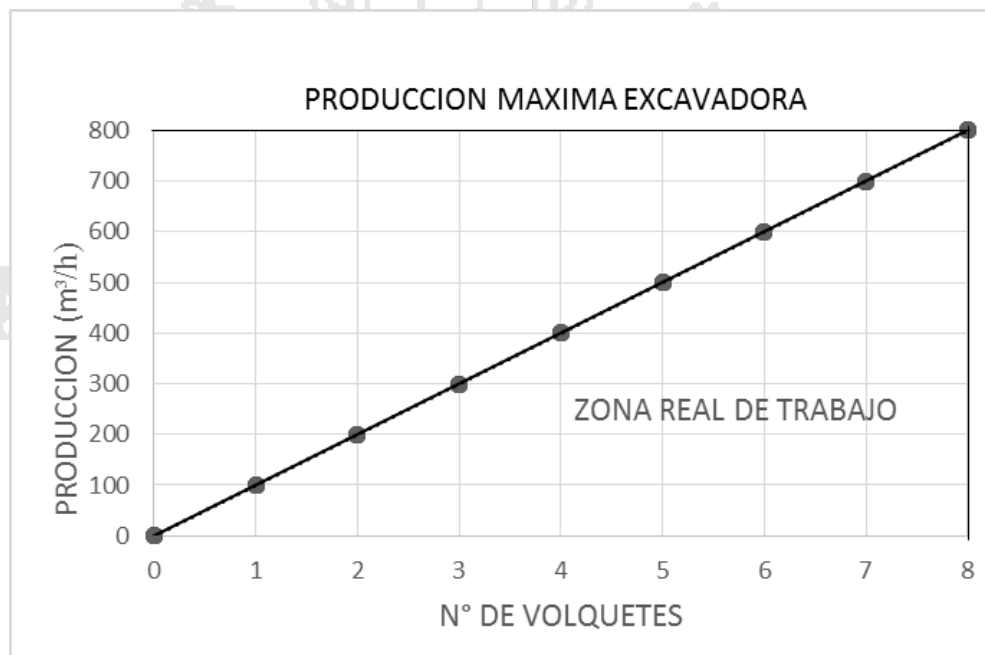


Figura 2.6 Curva de producción teórica

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

Pero la curva de producción real, va siempre por debajo de la teoría, y se necesitaran más volquetes si se quiere llegar a obtener la producción máxima de la unidad de carga, lo que es debido a varias causas: Ver Figura 2.7.

- Volquetes de diferentes capacidades o de distinto estado de conservación.
- Estrechamiento en zonas de carga, descarga y pistas de transporte.
- Espaciamiento diferente entre volquetes.

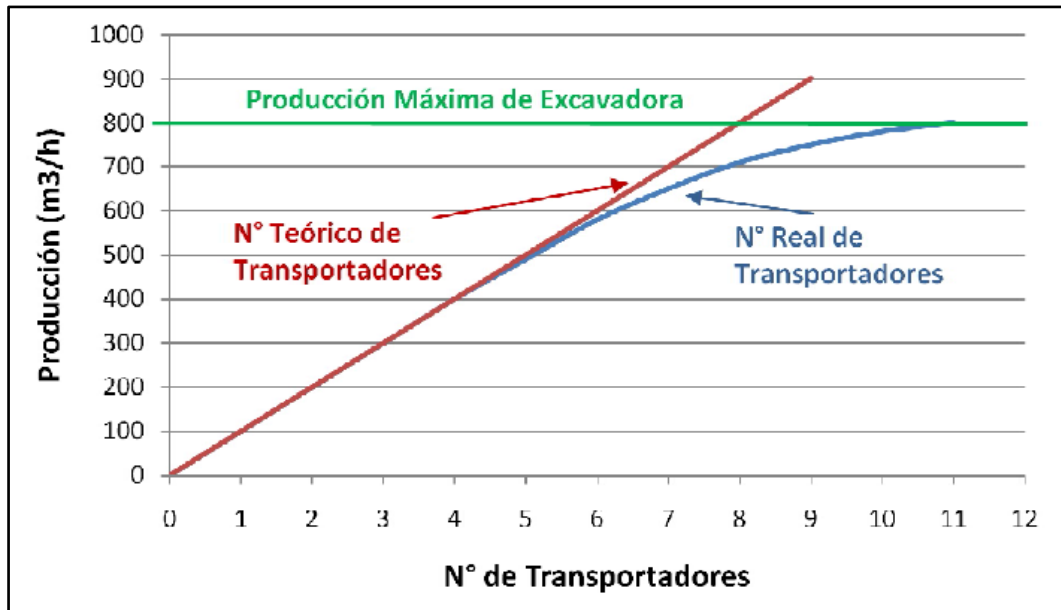


Figura 2.7 Curva de producción real

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

Por ello, es preciso marcar un objetivo, ya que son dos las posibilidades existentes: Máximo producción (condicionada por el tiempo limitado de la operación minera). Mínimo costo (limitación de tipo económico). Ver Figura 2.8. Naturalmente, los equipos que persiguen estos fines, no coinciden.

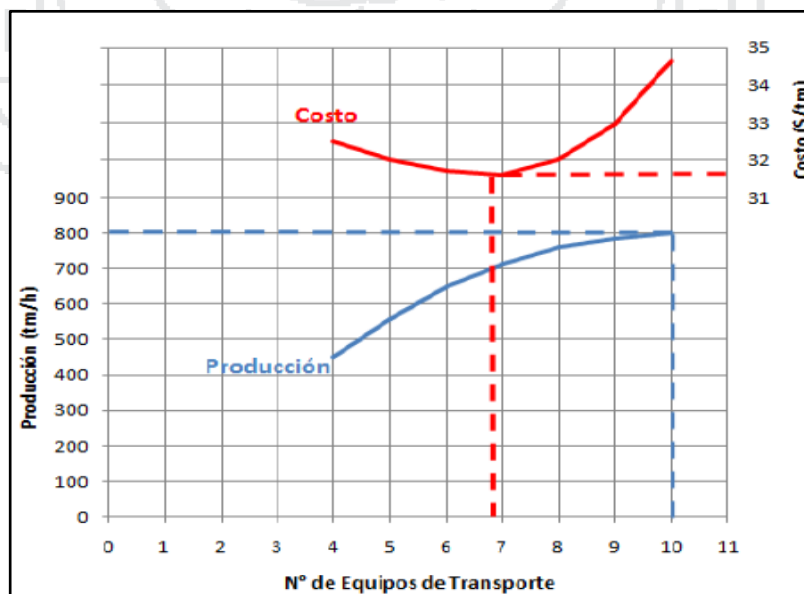


Figura 2.8 Puntos de máximo producción y mínimo costo no coincidentes

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

Por último, en la Figura 2.9, se muestra la variación de la eficiencia para las unidades de carga y transporte, en función del grado de desacoplamiento.

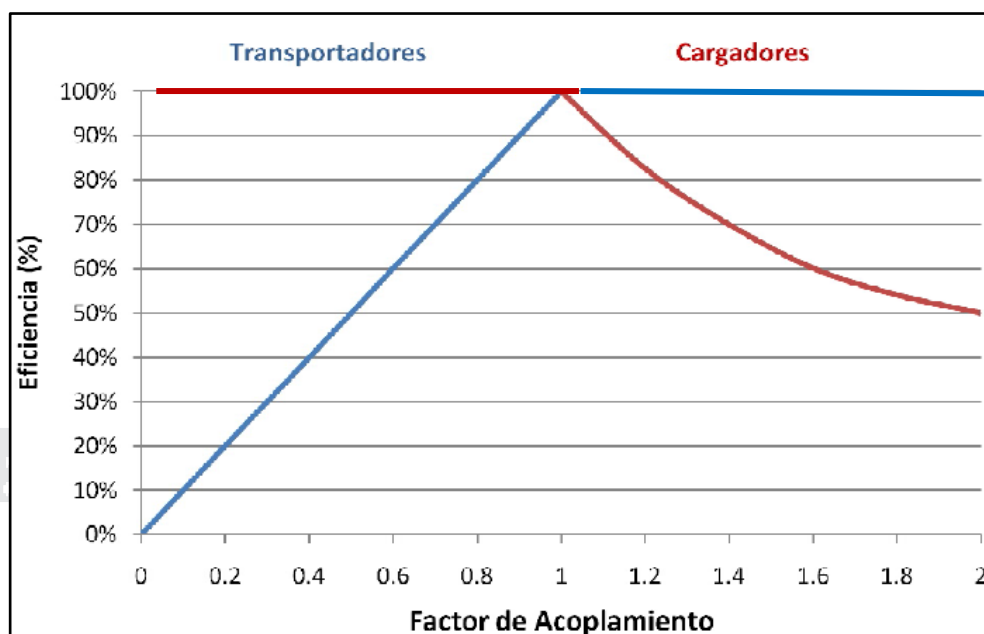


Figura 2.9 Variación de la eficiencia en función del Factor de Acoplamiento.

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto.

Así, para un FA=1, el Acoplamiento es perfecto. Si es menor de 1, existirá un exceso de la capacidad de carga y, por lo tanto, la eficiencia del transporte 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, por lo tanto, será menor. (López Jimeno, 1995)

2.2.5. Costos de operaciones

Incluye todos los gastos relativos a averías del equipo, considerando tanto los materiales como la mano de obra. Normalmente, estos costos se expresan como un tanto por ciento sobre el precio de adquisición de la máquina, teniendo en cuenta los periodos de amortización. (López Jimeno, 1995)

2.2.5.1. Consumo de combustible

El consumo de combustible real debe medirse en el campo. Sin embargo, si no hay oportunidad de hacerlo, puede estimarse si se conoce la aplicación de la máquina. Las siguientes tablas ofrecen estimaciones de consumo de combustible por hora con diversos factores de carga. Los factores de carga del motor deben utilizarse como guía general y varían según el modelo y la aplicación. Ya que las máquinas tienen diferentes usos. Ver tabla 2.15.

Para estimar el costo de combustible por hora, seleccione el factor de carga según la aplicación y busque el consumo por hora. Luego (Caterpillar, 2014):

$$\text{Costo de combustible por hora} = \text{Consumo por hora} \times \text{Precio unitario local de combustible}$$

Tabla 2.15 Consumo de combustible por hora de cargadores de ruedas

Modelo	Baja		Media		Alta	
	litros	gal EE.UU.	litros	gal EE.UU.	litros	gal EE.UU.
980K	14,4 - 19,6	3,8 - 5,2	19,6 - 24,9	5,2 - 6,6	24,9 - 32,6	6,6 - 8,6
992K	53,0 - 75,7	14,0 - 20,0	75,7 - 98,4	20,0 - 26,0	98,4 - 121,0	26,0 - 32,0

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Descripción de la aplicación habitual: Media. Carga continua de camiones desde pilas y carga de tolvas. Carga desde bancos o carga y acarreo en superficies normales, con resistencia a la rodadura baja a media y pendientes adversas leves. Materiales de densidad baja a media en cucharones del tamaño correcto. Se asumen distancias de desplazamiento normales asociadas a las aplicaciones de carga de pilas y planta por lotes de alta productividad (Caterpillar, 2014). Ver Tabla 2.16.

Tabla 2.16 Consumo horario de combustible de excavadora hidráulica

Modelo	Baja		Media		Alta	
	litros	gal EE.UU.	litros	gal EE.UU.	litros	gal EE.UU.
345D	14.5 - 29.0	3.8 - 7.7	29.0 - 43.3	7.7 - 11.4	43.3 - 58.0	11.4 - 15.3
365C	15.5 - 31.0	4.1 - 8.2	31 - 46.7	8.2 - 12.3	46.7 - 62.7	12.3 - 16.5

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Descripción de la aplicación habitual (respecto de la aplicación de trabajo)

Alto. Excavación continua de zanjas o carga de camiones en suelos de roca o roca de voladura. La mayoría del trabajo en aplicaciones de tendido de tubos en suelos duros de roca. Recorridos frecuentes en suelos escabrosos. Factor constante de carga alta y grandes impactos. (Caterpillar, 2014).

2.3. Glosario de términos básicos

2.3.1. Selección de equipos

Para la selección de los equipos de carguío y transporte se tiene en cuenta una serie de criterios basados en la situación geográfica, las características de la mineralización y los parámetros de explotación; pero para nuestra investigación se considera principalmente la producción requerida para obtener la capacidad de cucharón requerida y la buena relación entre de carga útil de los equipos de carguío y transporte ya que la mina está en su etapa de explotación.

2.3.2. Tajo Jesica de la mina Aruntani

Es la unidad minera de producción a cielo abierto, donde se realiza las operaciones unitarias de minado como perforación y voladura (arranque de mineral), carguío, acarreo y transporte de mineral y desmonte. Por otro lado la minería a tajo abierto tiene una necesidad de garantizar la viabilidad económica

de las operaciones, con fuertes ritmos de producción y maquinaria minera de gran tamaño.

2.3.3. Equipos pesados para el movimiento de tierras

Para realizar el movimiento de tierras en la mina Aruntani se cuenta con los siguientes equipos:

- Perforación: (02 perforadoras DM45 y 01 perforadora DML)
- Carguío: (01 cargador frontal 992C, 03 excavadoras 365C y 01 excavadora 345CL)
- Transporte: (volquetes SCANIA Mercedes-Benz de 22.5 m³)
- Servicios auxiliares: (02 tractores orugas D8T, 02 motoniveladora 140H, 01 retroexcavadora 420F).

2.3.4. Carguío

Las operaciones de carguío en se realizan mediante el empleo de equipo pesado, en tajo abierto por los general se usan excavadoras y cargadores frontales, se carga el material a los volquetes. En esta operación se incluyen tareas de remoción y acopio del material fragmentado producto de la voladura.

2.3.5. Tiempo de ciclo de carguío

Es el tiempo que invierte el equipo de carguío en cargar a un volquete y ese tiempo dependerá de la relación de la capacidad del equipo carguío y acarreo, calidad de voladura, Factor de llenado, habilidad del operador, condición del piso en el área de carguío.

2.3.6. Rendimiento de equipos de carguío

Es la cantidad de toneladas cargadas por hora efectiva sin considerar las demoras operativas, también puede esa representada por metros cubico o viajes por hora efectiva.

2.3.7. Demoras operativas en el equipo de carguío

Es el tiempo que transcurre sin realizar carguío de material (mineral o desmonte) por acondicionamiento, desplazamiento, frentes duros espera de equipos de transporte.

2.3.8. Transporte

Las operaciones de acarreo o transporte se realizan con camiones volquetes hacia los diferentes destinos:

El mineral, con contenido metálico económicamente explotable, se trasladara a las canchas de mineral o a la planta concentradora. El material de baja ley se almacena en botaderos especiales (*stock pile*) para más tarde, aplicando nuevas tecnologías ser lixiviado para recuperar su contenido metálico.

El desmonte (material estéril y sin valor económico) que se enviará a los botaderos.

2.3.9. Tiempo de ciclo de transporte

Es el tiempo que transcurre desde el momento en que el volquete inicia su movimiento hacia el cargador para ser cargado de material, hasta que regresa del botadero y esté listo para comenzar otro ciclo.

2.3.10. Demoras operativas en el equipo de transporte

Es el tiempo que transcurre desde la llegada al área de carguío y el inicio de posicionamiento para ser cargado.

2.3.11. Factor de acoplamiento

Es un modelo que permite determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte si el factor de acoplamiento es menor de 1, existirá sobredimensionamiento de equipos de carguío, por el contrario, si el factor de acoplamiento es mayor de 1, existirá sobredimensionamiento de equipos de transporte, si el factor de acoplamiento es igual a 1, entonces el calce es teórico.

2.3.12. Botadero

Es el área en donde se depositan los materiales estériles y sin valor económico extraído de la mina, lo cual es diseñado para que en el tiempo mantenga su estabilidad física, geoquímica e hidrológica y además este debe de estar lo más cercano posible al tajo ya que los costos en transporte depende en transporte.

2.3.13. Reconformación del botadero

La reconformación de botadero se refiere al modificar los parámetros de operacionales del botadero, procedimientos de conformación para dar una mejor estabilidad física, geoquímica y física al botadero.

2.3.14. Diseño de la reconformación del botadero Jesica

Para el diseño de la reconformación del botadero Jesica se consideran taludes de 24 m de altura con baquetas de 11.50m, talud de *lift* de 2.2H:1V y talud global de 2.5H:1V.

2.3.15. Operación en botadero

La descarga de desmote por parte de los volquetes se realiza en el borde del botadero, seguido de la operación de equipos de empuje como tractores de cadena o de ruedas, los cuales proceden a realizar su acomodamiento y a construir la cuneta de seguridad para evitar accidentes.

2.3.16. Horas tractor

Es la cantidad de horas de utilizadas para explanar o empujar el desmote depositado en el botadero.

2.3.17. Índices operacionales

Son los indicadores de los equipos, entre estos se tiene la disponibilidad, utilización, demoras operativas,

2.3.18. Costos en servicios

Es el costo de alquiler de equipos requeridos directamente para la reconformación del botadero.

2.3.19. Costo unitario

Es el costo que incurre por una unidad de producción, para el caso de la minería se interpreta en dólares por tonelada.

2.4. Hipótesis de la investigación

2.4.1. Hipótesis general

Aplicando el factor de acoplamiento se estimará la cantidad de los equipos de carguío y transporte y se obtendrá costos óptimos de operación para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.

2.4.2. Hipótesis específico

- a) Con el factor de Acoplamiento se determinará la cantidad de equipos de carguío y transporte, en los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica.
- b) Con la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte se obtendrán costos en servicios óptimos para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica.

2.5. Operacionalización de las variables

2.5.1. Variables independientes

El factor de acoplamiento, para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.

2.5.2. Variables dependientes

La determinación de la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte a seleccionar. Ver Tabla 2.17.

Determinación de los costos en servicios, para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.

Tabla 2.17 Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ÍNDICES
Variables independientes		
El factor de acoplamiento, para los tres primeros <i>lifts</i> de la reconformación del Botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.	- Ciclo de carguío - Ciclo de transporte	- Ciclo/h - Ciclo/h

<p>Variables dependientes</p>		
<p>La determinación de la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte a seleccionar.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Unidades de equipos de carguío 	<ul style="list-style-type: none"> - Unidades
<p>Determinación de los costos en servicios, para los tres primeros <i>lifts</i> de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Unidades de equipos de transporte - Costo en servicios para los tres primeros <i>lifts</i> de la reconformación del botadero 	<ul style="list-style-type: none"> - Unidades - US\$

Fuente: elaborado por el ejecutor



CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo y diseño de investigación

La presente investigación es un estudio de tipo descriptivo, pues para seleccionar al equipo de carguío se tendrá que determinar la capacidad de cuchara, partiendo de la producción requerida, la relación adecuada entre de equipos de carguío y transporte, tiempos de ciclos de carguío y transporte, disponibilidad y utilización de equipos; y se aplicara del factor de acoplamiento para determinar la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte con fines de minimizar los tiempos de demoras operativas. Finalmente se estimara los costos en servicios con los equipos que intervienen directamente con la reconformación de los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica de la mina Aruntani S.A.C.

3.2. Población y muestra de investigación

3.2.1. Población

La población del proyecto de investigación se desarrolla en el tajo y botadero Jesica de la mina Aruntani.

3.2.2. Muestra

La investigación se realizara en la mina Aruntani y como zona representativa para este estudio será las actividades de carguío y transporte del material de desmonte y oxido con presencia de *clay* a los tres primeros *lifts* del botadero Jesica.

3.3. Ubicación y descripción de la población

3.3.1. Ubicación y accesibilidad

La Unidad Minera Aruntani S.A.C. se ubica cercana a los cerros Quinsachota y Huarucani en el distrito de Ocuvi, provincia de Lampa en las partes altas de las micro cuencas de los riachuelos Azufrini y Huarucani que son afluentes del río Chacapalca., Departamento de Puno. aproximadamente a 198 km al Nor-Oeste de la ciudad de Puno y a 90 km al Nor-Oeste de Juliaca y a 800 Km al SE de la ciudad de Lima. La altitud de la zona está entre los 4400 a 5150 msnm.

Las coordenadas UTM en el centro del yacimiento son: 8'312,938N y 304,095E.

El acceso desde la ciudad de Lima es a través de las ciudades de Arequipa o Juliaca utilizando transporte aéreo o por carreteras asfaltadas. Ver Tabla 3.1 y 3.2.

A la Mina Aruntani S.A.C. se puede acceder por 2 rutas:

Tabla 3.1 Ruta Arequipa - Mina Aruntani

Ruta	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tiempo (hr)
Lima – Arequipa	700	Aérea	1
Arequipa – Imata	145	Carretera asfaltada	2
Imata - Dv. a Parina	50	Carretera afirmada	1.0
Dv. A Parina - Parina	20	Trocha carrozable	0.75
Parina – Aruntani	10	Trocha carrozable	0.25
TOTAL	900	---	5

Fuente: Elaborado por el Ejecutor

Tabla 3.2 Ruta Juliaca - Mina Aruntani

Ruta	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tiempo (hr)
Lima – juliaca	845	Aérea	1.5
Juliaca – Lampa	30	Carretera asfaltada	0.4
Lampa – Palca	30	Carretera afirmada	0.6
Palca - Vila Vila - Chivay	20	Trocha carrozable	0.5
Chivay - Aruntani	10	Trocha carrozable	0.5
TOTAL	935	---	4.5

Fuente: Elaborado por el Ejecutor

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para realizar la presente tesis de investigación se recolectara los siguientes datos:

- Recabar la topografía de tajo y botadero del para determinar las distancias del área de topografía.
- Recabar el plan de producción del área del planeamiento.
- Recopilación información sobre las características de los equipos de carguío y transporte (tiempo de ciclo, capacidades de cucharon colmada y tolva)
- Recabar las tarifas de los equipos de carguío y transporte del área de Oficina Técnica.

Los instrumentos utilizados para el procesamiento de la información son computadora, cámara fotográfica y software como el Excel y Autocad Civil 3D para el procesamiento de la información.

3.5. Plan de tratamiento de los datos

- Se determinara los equipos de carguío y transporte.

Se determinara los ciclos de carguío y transporte.

- Con el modelo de factor de acoplamiento se determinara la cantidad de equipos de carguío y transporte.
- Se estimara el costo en servicios para los tres primeros *lifts* de la reconfiguración del botadero Jesica.



CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS DE INVESTIGACIÓN

4.1. Selección de equipos para la reconfiguración del botadero Jesica

La selección de los equipos que intervendrán directamente con reconfiguración del botadero Jesica son equipos de carguío, transporte y de apoyo. Para lo cual se debe tener en cuenta el plan de producción.

4.1.1. Equipos de transporte

Se empleara volquetes Mercedes Benz 8x4 Actros modelo 4144K con capacidad de 22.5 m³ en volumen y 35TM en peso, por las condiciones y características del área de trabajo ya que estos equipos pueden acceder a distintas áreas sin mucha dificultad puesto que las vías de transporte esta diseñados para este tipo volquetes ya que actualmente se está usando volquetes

de este tipo para el acarreo de mineral, la homogeneidad de los volquetes permitirá a que no se tenga horas muertas y podrá usarse tanto para acarreo de mineral y desmonte optimizando los índices operacionales.

4.1.1.1. Disponibilidad y utilización de equipos de transporte

Para el servicio de transporte se trabaja con modelos de volquetes anteriormente descritos cuya administración es de terceros, por lo que el tiempo de demoras operativas variará en comparación a los equipos de carguío, que si está a cargo de la compañía. Para determinar la disponibilidad y utilización usaremos las fórmulas de los índices operacionales descritas en el Capítulo II.

En la cual se toma como tiempo total 24 horas (Ver Tabla 4.1)

Tabla 4.1 Disponibilidad y utilización de equipos de transporte

Determinación de la Disponibilidad y Utilización	Horas
Tiempo total	24
Cambio de guardia	2
Tiempo nominal	22
Tiempo de mantenimiento	1
Tiempo disponible	21
Tiempo por demoras operativas	1.92
Charlas de pre labor	0.00
Traslado del operador hacia el equipo y viceversa	0.17
Almuerzo	1.5
Otros	0.25
Tiempo efectivo	19.08
Disponibilidad mecánica	95.45%
Utilización de la disponibilidad	90.87%
% operado del tiempo nominal	86.74%

Fuente: Elaborado por el Ejecutor

4.1.2. Equipos de carguío

Los equipos de carguío a considerarse son cargadores de ruedas y excavadoras hidráulicas y de acuerdo a la necesidad y condición de la reconformación del botadero Jesica.

4.1.2.1. Disponibilidad y utilización de equipos de carguío

Al igual que la anterior tabla, para determinar la disponibilidad y la utilización de equipos de carguío usaremos las fórmulas de los índices operacionales descritas en el Capítulo II. Ver Tabla 4.2.

Tabla 4.2 Disponibilidad y utilización de equipos de carguío

Determinación de la disponibilidad y utilización	Horas
Tiempo total	24
Cambio de guardia	2
Tiempo nominal	22
Tiempo de mantenimiento	2.1
Tiempo disponible	19.9
Tiempo por demoras operativas	2.67
Charlas de pre labor	0.33
Traslado del operador hacia el equipo y viceversa	0.67
Almuerzo	1.5
Otros	0.17
Tiempo efectivo	17.23
Disponibilidad mecánica	90.45%
Utilización de la disponibilidad	86.60%
% operado del tiempo nominal	78.33%

Fuente: Elaborado por el Ejecutor

4.1.2.2. Cargadores de ruedas

Para determinar el tamaño de un cargador de ruedas se procederá a desarrollar los 6 pasos de la selección de una maquina conceptualizado en el Capítulo II. Para tal efecto se consideran cargadores de ruedas de distintos modelos que ofrece Caterpillar.

a. Caso cargador de ruedas 994H

Paso 1. La producción requerida o deseada se determina considerando el plan de minado para desmonte (véase en la Tabla 4.3); de tal forma que se tiene que producir 22,297 TM/día de desmonte, considerando 31 días de un mes, con dos turnos de 10 horas por día. Entonces se tendría que producir 1,115 TM/hora o 743 m³/hora.

Tabla: 4.3 Plan de minado de mineral y desmonte

Mes		Ago-15	Set-15
Días		31	31
Mineral	TM	785,790	795,757
Desmonte	TM	691,194	656,582
SR		0.88	0.83
Producción de mineral	TM/día	25,348	25,670
Producción de desmonte	TM/día	22,297	21,180

Fuente: Area de Planeamiento Aruntani

Paso2. Para determinar el número de ciclos por hora del cargador de ruedas se tiene que tener en cuenta el ciclo básico de carguío del cargador (véase en la Tabla 2.5), para el caso del cargador de ruedas 994K es 0.70 minutos en promedio; para obtener un ciclo real de carguío al ciclo básico se le debe añadir

el tiempo de intercambio de volquetes 0.5 min, dividido entre el número de pases necesarios para colmar a un volquete se obtiene 0.95 min.

Ahora al multiplicar la inversa del ciclo de carguío real por 60 min y ajustarlo por el porcentaje de la disponibilidad mecánica y la utilización se obtiene 48 ciclos efectivos por hora.

Paso 3. El volumen requerido por ciclo de cuchara del cargador de ruedas se obtiene al dividir el volumen requerido por hora (743m³/hora) entre los ciclos efectivo por hora (49ciclos/hora) dándonos un resultado de 15m³/ciclo.

Paso 4. El tamaño del cucharón necesario se determina dividiendo entre el volumen requerido (15m³/ciclo) y el factor de llenado de 90% (véase en la Tabla 2.3) obteniéndose un valor de 16.7 m³.

Paso 5. El cargador de ruedas 994H presenta tipo de cucharón para rocas desde 15 a 19.6m³ (véase en la Tabla 2.9), con lo que este equipo tiene las condiciones para poder cumplir con la producción requerida.

A continuación en la Tabla 4.4 se muestra el resumen para el caso del cargador de ruedas 994H

Tabla 4.4 Capacidad requerida del cucharón para cargador de ruedas 994H

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.70
Ciclo de carguío real	(min)	0.95
%Utilización de la disponibilidad		87%
%Disponibilidad Mecánica		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	63

Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	49
Densidad	(TM/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	15.02
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida cucharón	(m³)	16.7

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Por otro lado en el proceso de selección de la dimensión de equipos se tiene que ver también la relación de carga útil de equipo de carguío y transporte, de tal forma que el equipo de carguío realice pases con cucharones completos o colmados. En este caso los volquetes son de 22.5 m³ tienen una carga útil de 21.4 m³; entonces el cargador tendría que hacer 1.3 pases aproximadamente, esto quiere decir que el cargador 994H para poder colmar la tolva del volquete tendría que emplear dos pases.

El hecho de que el equipo de carguío cargue con el cucharón incompleto causaría de que su rendimiento baje y esto originaría de que el costo unitario de carguío se eleve; es por ello que para el caso del Cargador 994H su rendimiento solo alcanza a 1,013 TM/hora (Tabla 4.20) incluso menor que el cargador de ruedas 992K.

b. Caso cargador de ruedas 992K

En adelante para los demás cargadores de otras dimensiones se aplicara los mismos pasos al que se le aplicó para el cargador de ruedas 994H, obteniéndose los siguientes resultados (Ver Tabla 4.5).

Tabla 4.5 Capacidad requerida del cucharón para cargador de ruedas 992K

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.60
Ciclo de carguío real	(min)	0.85
%Disponibilidad Mecánica		87%
%Utilización de la disponibilidad		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	71
Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	55
Densidad	(TN/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	13.44
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida cucharón	(m³)	14.9

Fuente: Elaborado por el Ejecutor

El cargador de ruedas 992K presenta tipo de cucharón para rocas de 10.7, 11.5 y 12.3m³ (véase en la Tabla 2.11); con respecto a la relación de carga útil con el volquete en comparación al cargador de ruedas 994H, este se ajusta mejor, pero se tendría un déficit en el cumplimiento de producción, debido a que su rendimiento es de 1,132 TM/hora (Ver Tabla 4.16) y se requiere 1,115 TM/hora.

c. Caso cargador de ruedas 980K

El cargador de ruedas 980K presenta tipo de cucharón para rocas desde 4.48 a 5.66m³ (véase en la Tabla 2.13); el cargador de ruedas 980K con su cucharón de 5.66m³ cargaría el volquete en cuatro pases, pero este equipo también no cumplirá con la producción requerida ya que su cucharón es inferior a la capacidad requerida del cucharón de 11.9m³ (Véase en la Tabla 4.6)

Dentro de los cargadores de ruedas se ha podido determinar que solo el cargador de ruedas 994H cumple con la capacidad requerida de cucharón, pero el gran problema es la relación que debe tener la carga útil del equipo de carguío y transporte en el Capítulo IV en análisis de resultados se podrá determina de la conveniencia del equipo de carguío (véase en la Tabla 4.26).

Tabla 4.6 Capacidad requerida del cucharón para cargador de ruedas 980K

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.55
Ciclo de carguío real	(min)	0.675
%Disponibilidad mecánica		87%
%Utilización de la disponibilidad		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	89
Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	70
Densidad	(TM/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	10.67
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida cucharón	(m³)	11.9

Fuente: Elaborado por el ejecutor

De los cargadores de ruedas en que se ha tratado en esta investigación se ha podido ver que ninguno de estos se estaría eligiendo porque no cumplen con la capacidad requerida del caucharón, salvo la 994H, pero no hay una buena relación de carga útil con los volquetes.

4.1.2.3. Excavadoras hidráulicas

Al igual que los cargadores de ruedas para las excavadoras se aplicara los seis pasos de selección de una máquina conceptualizado en el Capítulo II; con una variación en el tiempo de intercambio de volquetes que para este caso es de 10 s.

a. Caso excavadora hidráulica 385C

La excavadora hidráulica 385C es la de mayor dimensión que presenta Caterpillar para este tipo de equipos; en este caso la capacidad requerida del cucharón es de 7.9 m³ (véase en la Tabla 4.7), pero esta excavadora tiene cucharones para rocas de 4.8 hasta 6m³ (véase en la Tabla 2.6), Por lo que este equipo no cumple con la capacidad requerida de cucharón ya que no se estaría cumpliendo con el plan de minado mensual.

La capacidad requerida del cucharón es para un solo equipo, pero tenemos la opción de usar dos equipos de tal forma que se pueda cubrir la capacidad requerida de cucharón, pero de tener esa posibilidad se estaría sobre dimensionando el equipo de carguío.

Tabla 4.7 Capacidad requerida del cucharón para excavadora hidráulica 385C

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.43
Ciclo de carguío real	(min)	0.4508
%Disponibilidad mecánica		87%
%Utilización de la disponibilidad		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	133
Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	104

Densidad	(TM/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	7.13
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida cucharón	(m³)	7.9

Fuente: Elaborado por el ejecutor

b. Caso excavadora hidráulica 365C

Para el caso de la excavadora 365C en la tabla 4.8 se determina que para cumplir con la producción requerida la excavadora 365C tendría que tener un cucharón con una capacidad de carga útil de 7.8 m³, sin embargo a excavadora hidráulica 365C presenta cucharones desde 3.6 hasta 4.8m³ de capacidad (véase en la Tabla 2.7).

Este equipo por ser de menor dimensión tampoco cumple con la producción requerida, pero se tiene como posibilidad de usar dos equipos de la misma dimensión con lo que se estaría superando la producción requerida y en cuanto a la relación de carga útil entre equipos de carguío y transporte este está en un mejor escenario (véase en la Tabla 4.26).

Tabla 4.8 Capacidad requerida del cucharón para excavadora hidraulica 365C

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.41
Ciclo de carguío real	(min)	0.4433
%Disponibilidad mecánica		87%
%Utilización de la disponibilidad		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	135
Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	106

Densidad	(TM/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	7.01
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida de cucharón	(m³)	7.8

Fuente: Elaborado por el ejecutor

c. Caso excavadora hidráulica 345D

En la Tabla 4.9 se determina que la excavadora 345D debe de tener un cucharón de 6.6m³ pero Caterpillar presenta para este modelo cucharones para rocas con capacidades desde 2.6 hasta 3.4m³ (véase en la Tabla 2.8), entonces considerando el cucharón de mayor capacidad se podría utilizar dos excavadoras de esta dimensión con lo que se estaría cumpliendo con la producción requerida.

Tabla 4.9 Capacidad requerida del cucharón para cargador de ruedas 345D

Producción por día	(TM/día)	22,297
Producción por hora	(TM/hora)	1,115
Ciclo de carguío del equipo	(min)	0.35
Ciclo de carguío real	(min)	0.3738
%Disponibilidad Mecánica		87%
%Utilización de la disponibilidad		90%
% Operado del tiempo nominal		78%
Ciclos por hora de 60 min	(min)	161
Ciclos efectivos por hora	(ciclos/hora)	126
Densidad	(TM/m ³)	1.5
Producción requerido por hora	(m ³ /hora)	743
Volumen requerido por ciclo	(m ³ /ciclo)	5.91
Factor de llenado		90%
Capacidad requerida de cucharón	(m³)	6.6

Fuente: Elaborado por el ejecutor

De las excavadoras hidráulicas las que tienen mejor relación de carga útil con los volquetes son las excavadoras hidráulicas de modelos 345D y 365C, y cumplen con la producción requerida en ambos casos si es que se usan dos equipos. Ahora la elección de cuál de los dos es la mejor alternativa se podrá determinar cuándo se haga el análisis de resultados (véase en la Tabla 4.26).

4.1.3. Equipos para el carguío de *clay* en canteras fuera del tajo

Este material oxidado con presencia de *clay* es un material suelto que se encuentra fuera de tajo en la cantera palitos a una distancia de 1.3 km de los tres primeros *lifts* del botadero Jesica.

Para este caso se usará la excavadora hidráulica 345D, debido a que este equipo tiene brazo más extenso lo que facilita para poder acumular el material antes de realizar el carguío, entonces el equipo tendrá que un medio tiempo para acumular y el otro para cargar.

4.1.4. Equipos de apoyo en botadero

La descarga en los botaderos se realiza en las cercanías o al borde del botadero si este cuenta con muro de contención, teniendo en cuenta que debe existir una distancia prudente para evitar accidentes durante y después de la operación. Para ello se requiere la operación conjunta de otros equipos de apoyo como los tractores de cadena o tractores de ruedas.

En el caso de los tractores de cadenas su desplazamiento de retroceso son las que alcanzan mayores velocidades (véase en la Tabla 4.10).

Tabla 4.10 Velocidad de desplazamiento de tractores de ruedas

MODELO CON SERVOTRANS-MISIÓN	D8R		D8T		D9R		D9T		D10T2	
	km/h	mph	km/h	mph	km/h	mph	km/h	mph	km/h	mph
AVANCE										
1	3.5	2.2	3.4	2.1	3.8	2.4	3.9	2.4	4,0	2.5
2	6.2	3.9	6	3.7	6.8	4.2	6.8	4.2	7,2	4.5
3	10.8	6.7	10.6	6.6	11.9	7.4	11.7	7.3	12,7	7.9
RETROCESO										
1	4.7	2.9	4.5	2.8	4.7	2.9	4.7	2.9	5.2	3.2
2	8.1	5	7.9	4.9	8.4	5.2	8.4	5.2	9	5.6
3	13.9	8.6	14.2	8.8	14.7	9.1	14.3	8.9	15.8	9.8

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

4.1.4.1. Producción de tractor de cadenas

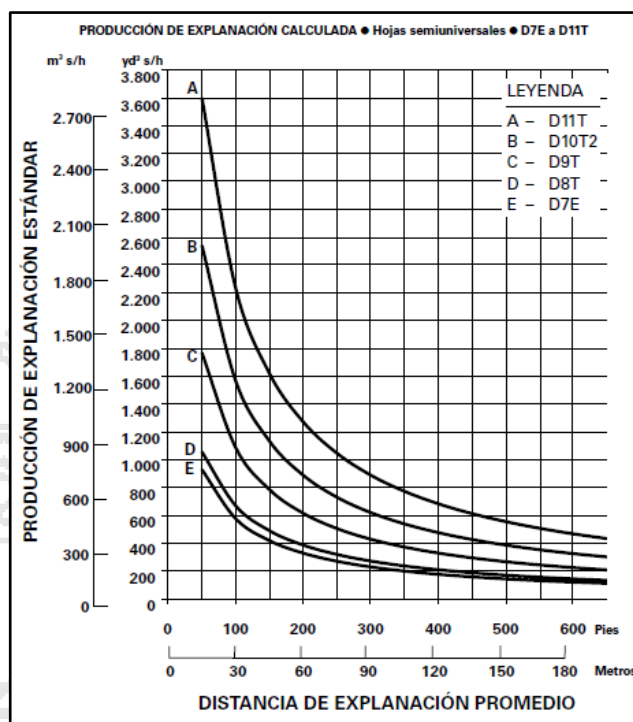
Para calcular la producción del tractor de cadenas se usara la siguiente fórmula planteada por Caterpillar 2014.

$$\text{Producción (m}^3 \text{ s/h)} = \text{Máxima producción} \times \text{Factores de corrección}$$

$$\text{(yd}^3 \text{ s/h)}$$

Para la máxima producción se usará la Tabla 4.11, al cual se le aplicara los factores de corrección mostradas en la Tabla 4.12 y Figura 4.1

Tabla 4.11 Producción de explanación calculada



Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

La distancia de explanación es la más mínima puesto que la descarga se hace al borde del botadero, por lo que tomaremos el valor más alto.

Tabla 4.12 Factores de corrección de la condición de trabajo

OPERADOR —	
Excelente	1,00
Promedio	0,75
Deficiente	0,60
MATERIAL —	
Apilado flojo	1,20
Difícil de cortar; congelado —	
con cilindro de inclinación	0,80
sin cilindro de inclinación	0,70
Difícil de correr; "muerto" (material seco sin cohesión) o material muy pegajoso	0,80
Rocas, desgarradas o tronadas	0,60 a 0,80

EXPLANACIÓN DE RANURAS	1,20
EXPLANACIÓN DE LADO A LADO	1,15 a 1,25
VISIBILIDAD —	
Polvo, lluvia, nieve, niebla u oscuridad	0,80
EFICIENCIA DEL TRABAJO —	
H de 50 min	0,83
40 min/h	0,67

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar.

Para nuestro caso las plataformas del botadero no presentan pendientes, entonces el factor de corrección es 1

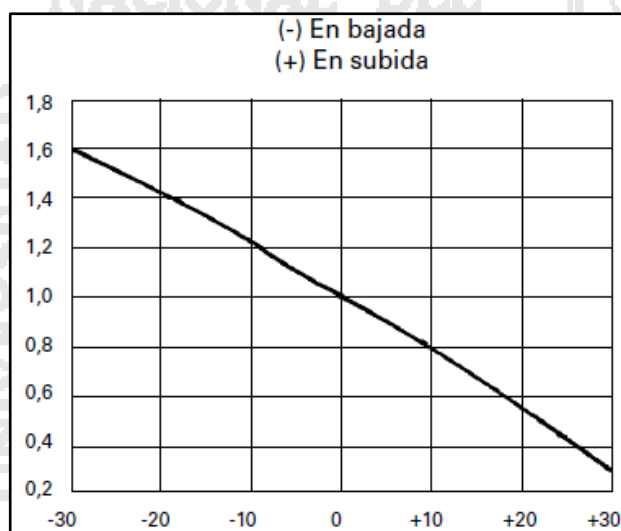


Figura 4.1 Porcentaje de pendiente en comparación con el factor de explanación

Fuente: Manual de Rendimiento Caterpillar.

Para el cálculo de la producción se tomarán en consideración los siguientes datos:

- La eficiencia del operador medio: 0.85
- El material es rocas tronadas : 0.80
- Explanación de ranuras : 1.20
- Corrección de la pendiente : 1

- Eficiencia del trabajo : 0.83
- Corrección de peso (2300/2650) : 0.87
- Producción máxima (< de 15m) : 860 m³/h

$$\begin{aligned}
 \text{Producción} &= \text{Producción máxima} * \text{Factores de corrección} \\
 &= (860\text{m}^3/\text{h}) * (0.85) * (0.80) * (1.20) * (1) * (0.83) * (0.87) \\
 &= 507 \text{ m}^3/\text{h}
 \end{aligned}$$

Entonces la producción del tractor D8T es 760 TM/h, teniendo en cuenta que los volquetes descargan al borde y la distancia de explanación es mínima.

4.2. Aplicación del método de factor de acoplamiento

Para aplicar el método de factor de acoplamiento se considerara solo con los equipos seleccionados; y con fórmulas que han sido conceptualizados en el Capítulo II.

$$F.A. = \frac{N \cdot p \cdot t}{n \cdot T}$$

Donde:

F.A: Factor de acoplamiento.

N: Número de equipos de transporte.

p: Número de pases necesarios para cargar un equipo de transporte.

t: Tiempo de ciclo de cada pase.

n: Número de equipos de carguío.

T: Tiempo de ciclo de cada unidad equipo de transporte.

Así, para un F.A.=1, el Acoplamiento es perfecto.

Para un F.A. < 1, existirá un exceso de la capacidad de carga y, por lo tanto, la eficiencia del transporte es del 100%, mientras que la de la carga es menor. Por el contrario

Para un F.A. > 1, la eficiencia de la carga es del 100% y la del transporte, por lo tanto, será menor.

4.2.1. Estimación del tiempo de ciclo de carguío y transporte

El tiempo de ciclo de carguío se refiere al tiempo que requiere un equipo de carguío para poder colmar la tolva del equipo de transporte; en las tablas 2.4 y 2.5 se muestran los ciclos básicos para los cargadores de ruedas y excavadoras hidráulicas; para poder determinar el tiempo de ciclo de carguío se tiene que agregar el tiempo de intercambio de los volquetes de 50 segundos y para las excavadoras hidráulicas se considerara un tiempo de 10 segundos, dicho tiempo es menor debido a que este equipo realiza la actividad de carguío por ambos lados del equipo, es decir que mientras termina de cargar al primer volquete el segundo volquete tiene libre el otro costado del equipos de carguío para su posicionamiento.

En la siguiente tabla se muestra el tiempo de ciclo de cargadores de ruedas y excavadoras hidráulicas. Ver Tabla 4.13.

Tabla 4.13 Estimación de tiempo de ciclo para equipos de carguío

Equipo de carguío	Modelo	Ciclo básico (min)	Intercambio de volquetes (min)	Ciclo de carguío (min)
Cargadores de ruedas	994H	0.7	0.50	1.90
	992K	0.6	0.50	1.70
	980K	0.55	0.50	3.25

	966K	0.5	0.50	3.50
Excavadoras hidráulicas	345D	0.35	0.17	2.62
	365C	0.41	0.17	2.22
	385C	0.43	0.17	1.89

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Para la estimación del tiempo de ciclo de los volquetes se considera los tiempos de maniobra y carga del volquete en la zona de carguío, tiempo de acarreo con carga, tiempo de maniobra y descarga en la zona de descarga, tiempo de retorno vacío.

Los espacios representados por “X”, “Y”, “Z” en la Tabla 4.14 serán completados con el ciclo de carguío del equipo con que se pretenda cargar (Tabla 4.13); el tiempo de acarreo (cargado) y el tiempo de retorno (vacío) serán estimados usando la Tabla 4.15 de acuerdo a la distancia en que se quiera determinar.

Tabla 4.14 Tiempo de ciclo para volquetes

Descripción	Tiempo promedio
	(h: min: s)
Tiempo de maniobra en la zona de carguío	00:00:58
Tiempo de carga del volquete	X
Tiempo de acarreo (cargado)	Y
Tiempo de maniobra en la zona de descarga	00:00:55
Tiempo de descarga	00:01:00
Tiempo de retorno (vacío)	Z
Tiempo de demoras	00:00:56
TOTAL TIEMPO DE CICLO	00:03:49+X+Y+Z

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Tabla 4.15 Velocidades de Volquetes

Descripción	Condición	Velocidad (km/hr)
Volquete con Carga	subida	10
	horizontal	22
	bajada	19
Volquete Vacío	subida	19
	horizontal	26
	bajada	32

Fuente: Elaborado por el ejecutor

La tabla de velocidades de volquetes (Tabla 4.15) permitirá estimar los tiempos de ciclo para cualquier ruta, en este caso estimaremos para la ruta de Tajo Jesica al botadero Jesica que tiene una distancia promedio de 1.8 km y la ruta de Cantera Palitos al botadero Jesica que cuenta con una distancia promedio de 1.3km.

Estas distancias están determinados de acuerdo a la condición en que transitaran los equipos de transporte, de tal forma en que podamos calcular el tiempo para cada condición.

Las Tablas 4.16 y 4.17 muestran las distancias para las dos rutas que se tiene para esta investigación

Tabla 4.16 Distancias de acuerdo a la condición de tajo a botadero

Descripción	Condición	Distancia (km)
Volquete con carga	subida	0.6
	horizontal	0.4
	bajada	0.8
Volquete vacío	subida	0.8
	horizontal	0.4
	bajada	0.6

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Tabla 4.17 Distancias de acuerdo a la condición de cantera palitos a botadero

Descripción	Condición	Distancia (km)
Volquete con carga	subida	1.1
	horizontal	0.1
	bajada	0.1
Volquete vacío	subida	0.1
	horizontal	0.1
	bajada	1.1

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Al relacionar la distancia y las velocidades por tramos obtendremos el tiempo en horas de ida y vuelta en las rutas que se requiera determinar los tiempos de ciclos con lo que se completara los datos de la Tabla 4.14 para cada equipo de carguío.

En la Tabla 4.18 siguiente se muestra el tiempo de ciclo de transporte del tajo al botadero para cada equipo.

Tabla 4.18 Tiempo de ciclo de tajo a botadero con excavadora hidraulica 345D

Descripción	Tiempo promedio
	(h: min: s)
Tiempos de maniobra en la zona de carguío	00:00:58
Tiempo de carga del volquete	00:02:37
Tiempo de acarreo (cargado)	00:07:12
Tiempo de maniobra en la zona de descarga	00:00:55
Tiempo de descarga	00:01:00
Tiempo de retorno (vacío)	00:04:48
Tiempo de demoras	00:00:56
TOTAL TIEMPO DE CICLO	00:18:26

Fuente: Elaborado por el ejecutor

El tiempo de ciclo en transporte varía de acuerdo a cada modelo de equipo de carguío, en cuanto sea mayor la dimensión del equipo de carguío el tiempo de ciclo en transporte ira disminuyendo, salvo que el equipo de carguío de mayor dimensión tenga que hacer la misma cantidad de pases para llenar la tolva de un volquete que el menor (véase en la Tabla 4.19).

Tabla 4.19 Tiempos de ciclo de tajo a botadero de acuerdo al tamaño de equipo

Descripción	Tiempo promedio
	(h: min: s)
Cargador de ruedas 994H	00:17:43
Cargador de ruedas 992K	00:17:31
Cargador de ruedas 980K	00:18:31
Cargador de ruedas 966K	00:19:19
Excavadora hidráulica 345D	00:18:26
Excavadora hidráulica 365C	00:18:02
Excavadora hidráulica 385C	00:17:42

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Para la ruta de la cantera palitos al botadero Jesica se estima el tiempo para la excavadora hidráulica 345D (Tabla 4.20)

Tabla 4.20 Tiempo de ciclo de Cantera Palitos a otadero con la excavadora H. 345D

Descripción	Tiempo promedio
	(h: min: s)
Tiempos de maniobra en la zona de carguío	00:00:58
Tiempo de carga	00:02:36
Tiempo de acarreo con carga	00:07:48
Tiempos de maniobra	00:00:55
Tiempo de carga	00:01:00
Tiempo de retorno vacío	00:02:24

Tiempo de demoras	00:00:56
TOTAL TIEMPO DE CICLO	00:16:37

Fuente: Elaborado por el ejecutor

4.2.2. Cantidad de equipos de carguío y transporte para el desmonte

Aplicando el modelo matemático del factor de acoplamiento para una excavadora 345D con una flota de 8 volquetes se tiene un resultado de 1.14 lo cual significa que se tiene un sobredimensionamiento de volquetes.

$$\frac{N \cdot p \cdot t}{n \cdot T} = \frac{8 \cdot 7 \cdot 0.37}{1 \cdot 18.44} = 1.14$$

Ahora que pasa si le disminuimos un volquete

$$\frac{N \cdot p \cdot t}{n \cdot T} = \frac{7 \cdot 7 \cdot 0.37}{1 \cdot 18.44} = 0.99$$

El resultado es más próximo a la unidad, por lo que la excavadora 345D podría trabajar con 7 u 8 unidades de volquete; más adelante en el punto 4.5 de Análisis de resultados se podrá determinar mejor.

La figura 4.2, muestra el comportamiento del factor de acoplamiento frente a la cantidad de volquetes; Al asignarle 7 volquetes no se llega al acoplamiento perfecto es por ello que se tiene una pérdida de 5 TM/h.

Se podría decir que por aprovechar al máximo a la excavadora 345D se le asigne 8 volquetes, pero debemos analizar el costo unitario de US\$/TM entre los equipos de carguío y transporte.

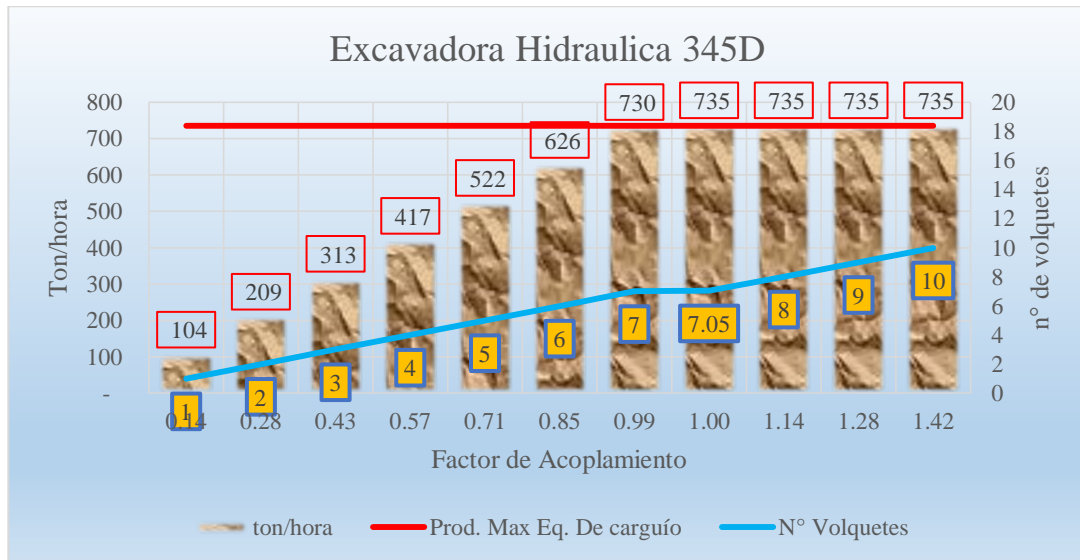


Figura 4.2 Factor de Acoplamiento con la excavadora 345D para el desmonte

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Para una excavadora 365C el uso volquetes seria en una mayor cantidad, debido a que su rendimiento máximo de producción por hora es de 860.

Para esta primera evaluación se tomara en cuenta 9 unidades de volquete con lo que se obtiene un factor de acoplamiento de 1.11.

$$\frac{N \cdot p \cdot t}{n \cdot T} = \frac{9 \cdot 5 \cdot 0.44}{1 \cdot 18.04} = 1.11$$

Si le asignamos un volquete menos estaríamos más cerca al acoplamiento perfecto.

$$\frac{N \cdot p \cdot t}{n \cdot T} = \frac{8 \cdot 5 \cdot 0.44}{1 \cdot 18.04} = 0.98$$

Cuando el F.A. es perfecto se llega a la producción máxima del equipo de carguío. Para una Excavadora 365C el factor de acoplamiento perfecto se estaría dando con 8.14 volquetes (véase en la Figura 4.3);

Si le asignamos ocho volquetes el costo por toneladas extraídas será menor, pero no se llegará a la producción máxima por hora de la excavadora 365C



Figura 4.3 Factor de Acoplamiento con la Excavadora 365C para el desmante

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Para el caso del cargador de ruedas 992K el factor de acoplamiento perfecto se da con una cantidad de 10.31 unidades de volquetes. Ver Figura 4.4.

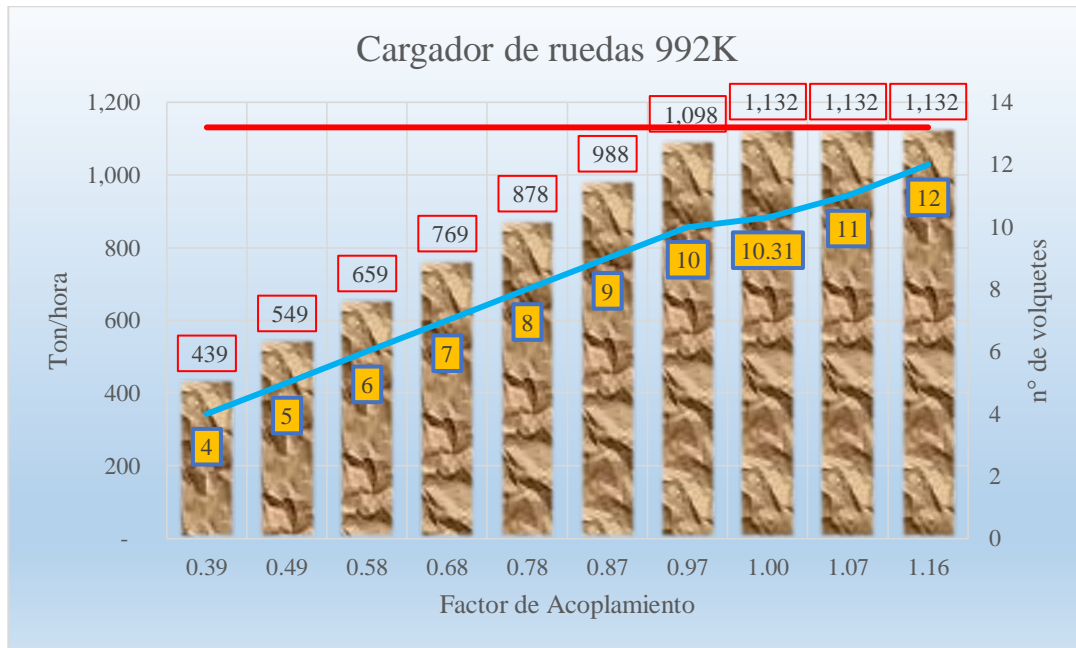


Figura 4.4 Factor de Acoplamiento con el Cargador de ruedas 992K para el desmonte

Fuente: Elaborado por el ejecutor

La relación del factor de acoplamiento y la producción es que una vez que se llega al acoplamiento perfecto en adelante la producción se mantendrá, vale decir que cuando F.A. es mayor a 1 no podrá producirse más que la producción máxima del equipos de carguío, por lo que la eficiencia de los equipos de transporte ira bajando a medida que se le asigne más volquetes.

En la ruta de la Cantera Palitos al Botadero solo se tiene un equipo seleccionado la Excavadora 345D. Entonces aplicando la fórmula del Factor de Acoplamiento se tiene el siguiente resultado:

$$\frac{N * p * t}{n * T} = \frac{6 * 6 * 0.43}{1 * 16.62} = 0.94$$

Con 7 volquetes el factor de acoplamiento es 1.10 un resultado no es favorable puesto que el resultado obtenido está alejado del 1 (véase Figura 4.5)

$$\frac{N * p * t}{n * T} = \frac{7 * 6 * 0.43}{1 * 16.62} = 1.10$$

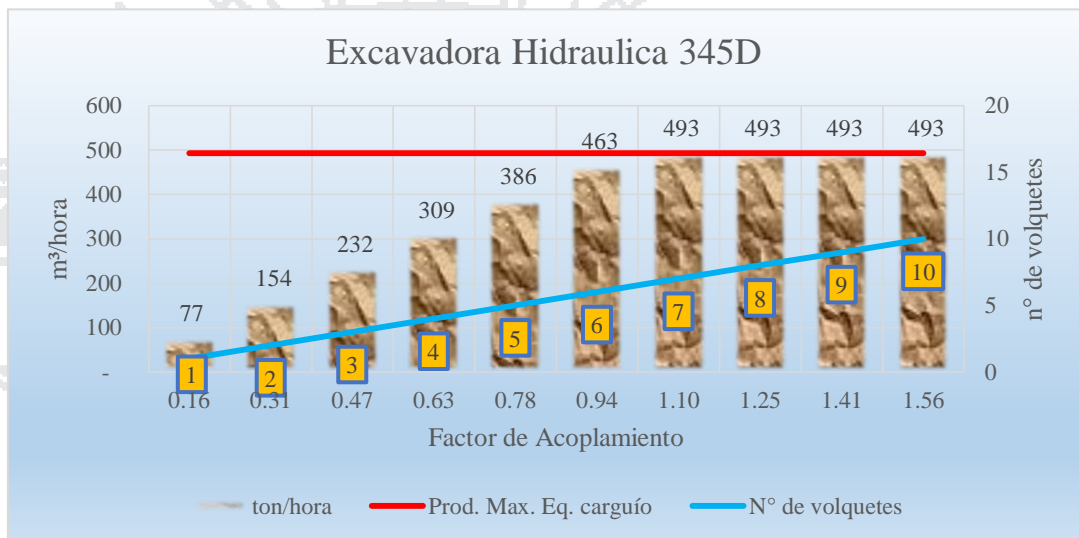


Figura 4.5 Factor de Acoplamiento con la excavadora 345D para el material clay

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Entonces para una excavadora 345D cantidad óptima de volquetes es de 6 unidades, con lo que se estaría llegando al 100% de eficiencia del equipo de carguío.

4.3. Producción estimada de los equipos de carguío

La producción de equipos de carguío se determina en toneladas por hora y para ello aplicaremos la siguiente formula: Ver Tabla 4.21.

$$\frac{\text{Ton}}{\text{hora}} = \frac{60\text{min}}{\text{ciclo de carguío}} * \text{carga util del volquete}$$

En base a esta fórmula se realizó la siguiente tabla.

Tabla 4.21 Producción de equipos carguío

Equipo de carguío	Modelo	Ciclo de Carguío (min)	carga útil tolva volquete (ton)	Producción por hora
Cargadores de ruedas	994H	1.9	32.1	1,013
	992K	1.7	32.1	1,132
	980K	3.3	32.1	592
	966K	4.0	32.1	481
Excavadoras Hidráulicas	345D	2.6	32.1	735
	365C	2.2	32.1	868
	385C	1.9	32.1	1,020

Fuente: Elaborado por el ejecutor

4.4. Estimación de costos en servicios

Para calcular los costos en servicios consideraremos equipos de carguío, transporte y tractores de cadenas.

La Tabla 4.22 muestra el alquiler de equipos a requerir para la reconfiguración del botadero Jesica.

Tabla 4.22 Tarifa equipos

Alquiler de maquinaria seca				
Equipo	Modelo	Marca	Modo Pago	US\$/hm
Cargador Frontal	966H	CAT	hm	78.10
Cargador Frontal	992C	CAT	hm	122.00
Cargador Frontal	980H	CAT	hm	98.90
Excavadora	365CL	CAT	hm	122.00
Excavadora	345CL	CAT	hm	102.50

Tractor D8T	D8T	CAT	hm	83.00
Tractor Sobre Ruedas	824H	CAT	hm	92.70

Fuente: Oficina Técnica Aruntani

Las tarifas siguientes varían de acuerdo a la distancia, para nuestra investigación tenemos una distancia promedio de 1.8km para lo que es el desmonte y 1.3km para el transporte del material oxido con presencia de *clay*. Ver Tabla 4.23.

Tabla 4.23 Tarifa para transporte

TARIFA MAQUINA SECA					
Distancia KM	TARIFA \$/km-m ³	Distancia KM	TARIFA \$/km-m ³	Distancia KM	TARIFA \$/km-m ³
1	0.374	1.8	0.285	2.6	0.250
1.1	0.356	1.9	0.279	2.7	0.247
1.2	0.341	2	0.274	2.8	0.245
1.3	0.328	2.1	0.269	2.9	0.242
1.4	0.317	2.2	0.264	3	0.240
1.5	0.307	2.3	0.260	3.1	0.238
1.6	0.299	2.4	0.257	3.2	0.236
1.7	0.291	2.5	0.253	3.3	0.234

Fuente: Oficina Técnica Aruntani

Para calcular las horas necesarias de cada equipo se realiza en base al volumen requerido que para nuestra investigación es de 822,114 ton, para el caso del tractor de cadena se considera la mitad del volumen requerido debido a que la descarga del volquete se realiza al borde y más de la mitad del volumen requerido no será explanado. Teniendo las horas requeridas para cada equipo se multiplica con el costo horario de equipos mostradas en la Tabla 4.22 (véase en la Tabla 4.24).

Tabla 4.24 Costo en servicios de equipo de carguío y empuje

MATERIAL	EQUIPO	m ³	ton	ton/h	h	\$/h	\$
DESMONTE	EXC-365C	548,076	822,114	680	1,209	122	147,536
	Tractor D8T	548,076	822,114	761	541	83	44,862
	TOTAL						192,398
OXIDO	EXC-345D	48,541	72,812	580	125.63	103	12,876.62
	Tractor D8T	48,541	72,812	761	48	83	3,973
	TOTAL						16,850

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Para calcular el costo en servicios para el transporte usaremos la Tabla 4.23, para nuestro caso las distancias para el transporte del desmonte y óxido son 1.8km y 1.3km respectivamente; con los datos nuestras tarifas son de 0.285 US\$/km-m³ y 0.328 \$/km-m³ a los cuales multiplicando por el volumen y la distancia obtendremos los costos en servicios para el transporte.

Tabla 4.25 Estimación de costos en servicios de equipos de transporte

	m ³	TM	Viajes de volquetes	\$/km-m ³	km	US\$
DESMONTE	548,076	822,114	25,871	0.285	1.8	281,163
ÓXIDO	48,541	72,812	2,291	0.328	1.3	20,698
TOTAL						301,861

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Entonces el costo total en servicios para los tres primeros *lifts* de la reconformación del botadero Jesica es de \$ 511,109.

4.5. Análisis de resultados

4.5.1. Equipos de carguío para la producción de desmorte

Primeramente se ha determinado usar volquetes Mercedes Benz 8x4 modelo 4144K para mantener la homogeneidad entre los volquetes que acarrear de mineral y desmorte.

La selección de equipos de carguío se realizó determinando la capacidad requerida del cucharón la producción requerida que es de 1,115 TM/h o 743m³/h de acuerdo al plan de minado mensual, otro de los factores importantes que se tomó en consideración es la relación de carga útil que deben tener los equipos de carguío y transporte.

En la siguiente Tabla 4.26 se puede apreciar que dentro de los cargadores de ruedas, solo en el caso del cargador de ruedas 994H está dentro del rango de la capacidad de cuchara colmada que ofrece Caterpillar y en el caso de las excavadoras hidráulicas no se tiene ninguno en el rango de capacidades de cuchara colmada, solo en el caso de que se use dos excavadoras de dimensiones uniformes, las excavadoras 345D y la 365C.

Tabla 4.26 Comparación de capacidad de cuchara y capacidad requerida

Equipo de carguío	Modelo	Capacidad requerida de cuchara (m ³)	Capacidad de cuchara colmada (m ³)
Cargadores de ruedas	994H	16.7	15.0 - 19.0
	992K	14.9	10.7 - 12.3
	980K	11.9	8.6 - 10.0
	966K	9.6	4.48 - 5.66
Excavadoras hidráulicas	345D	6.6	2.6 - 3.4
	365C	7.8	3.6 - 4.8
	385C	7.9	4.8 - 6.0

Fuente: Elaborado por el ejecutor

En lo que respecta a los cucharones de los equipos de carguío se ha considerado la de mayor capacidad y con ello se determinara la cantidad de pases que requiere el equipo de carguío para colmar la tolva de un volquete.

Tabla 4.27 Número de pases de equipos de carguío

Equipo de carguío	Modelo	carga útil tolva volquete (m ³)	carga útil cuchara (m ³)	n° de pases teórico	n° de pases reales	Diferencia
Cargadores de ruedas	994H	21.4	17.1	1.3	2.0	0.8
	992K	21.4	11.1	1.9	2.0	0.1
	980K	21.4	5.1	4.2	5.0	0.8
	966K	21.4	3.1	7.0	7.0	0.0
Excavadoras hidráulicas	345D	21.4	3.1	7.0	7.0	0.0
	365C	21.4	4.3	4.9	5.0	0.1
	385C	21.4	5.4	4.0	4.0	0.0

Fuente: Elaborado por el ejecutor

De las Tablas 4.26 y 4.27 se puede deducir que los equipos de carguío seleccionados son:

- cargador de ruedas 992K, debido a que la diferencia entre n° de pases reales y el n° de pases teórico es mínima, en cuanto a la capacidad de cuchara colmada se aproxima a la requerida.
- Las excavadoras hidráulicas 345D y 365C, debido a que la diferencia entre n° de pases reales y el n° de pases teórico es mínima y en cuanto a la capacidad de cuchara colmada usando ambos equipos se puede compenetrar, estos equipos al ser muy versátiles se pueden usar en otras actividades que son de mucha importancia pero momentáneas en la operación.

4.5.2. Comparación de costos para equipos de carguío y transporte

El objetivo de toda operación es maximizar la producción en toneladas por unidad de tiempo para minimizar el costo por unidad de toneladas extraídas y/o, pero estos dos fines no son coincidentes como se puede ver la Figura 4.6

La producción máxima por hora para el caso de la excavadora 345D es 735TM/hora, para lograr este rendimiento es necesario asignarle 8 volquetes, pero el costo unitario se eleva a un 0.77US\$/TM, el costo unitario mínimo para este es de 0.69US\$/TM con una producción de 724TM/hora.

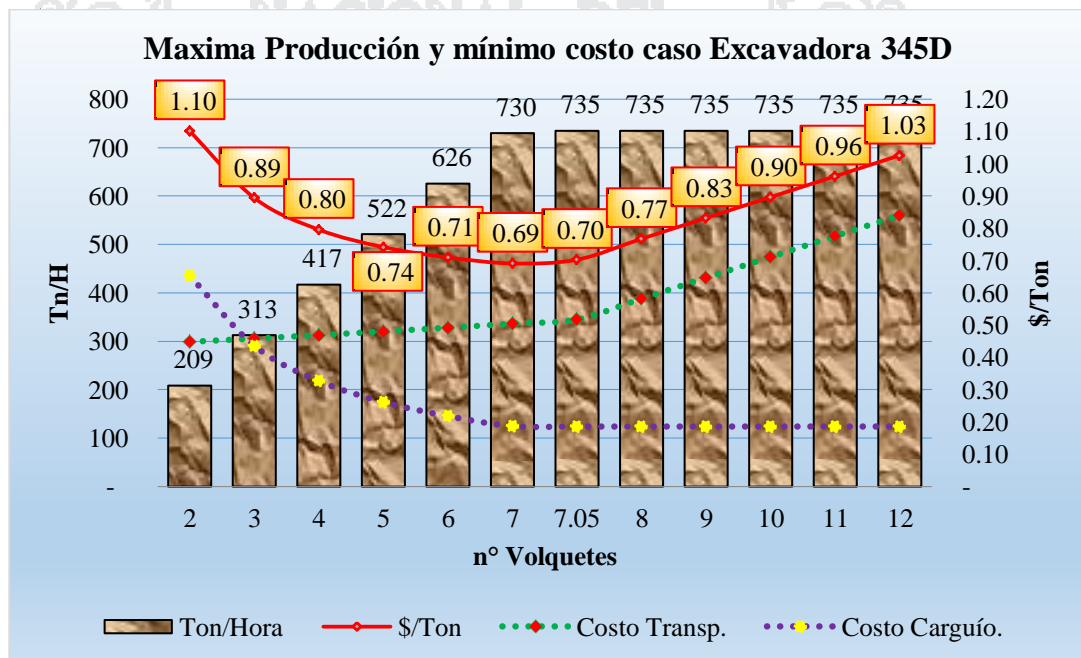


Figura 4.6 Máxima producción y mínimo costo caso excavadora 345D

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Los costos unitarios mostrados en la Figura 4.6, 4.7, 4.8 están en base al alquiler y consumo de combustible de los equipos de carguío y transporte seleccionados.

La cantidad idónea de volquetes para la excavadora 345D es 7, puesto que con ello se obtiene menor costo operativo entre carguío y transporte de desmonte.

En el caso de la excavadora hidráulica 365C, la producción máxima es de 868TM/hora a un costo unitario 0.74US\$/ton, pero se tiene un mejor escenario con 8 volquetes llegando a producir 853 TM/hora para un costo de 0.68 US\$/TM.

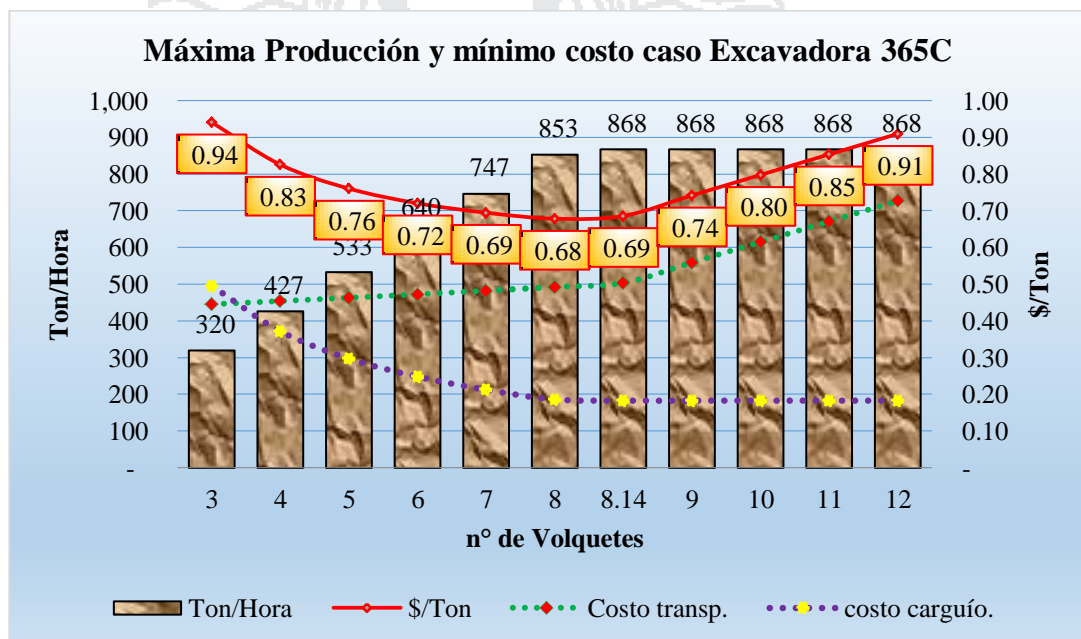


Figura 4.7 Máxima producción y mínimo costo caso excavadora 365C

Fuente: Elaborado por el ejecutor

De acuerdo al gráfico 4.8 la cantidad idónea de volquetes para el cargador de ruedas 992K es 10 unidades con lo que se produce 1,098TM/hora a un costo de 0.62US\$/TM.

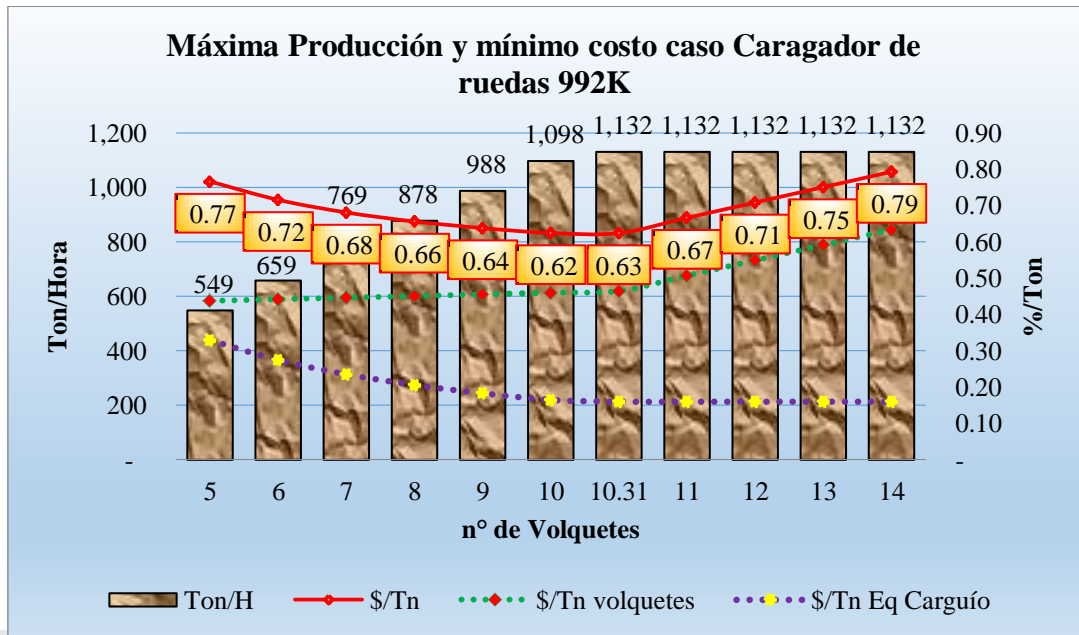


Figura 4.8 Máxima Producción y mínimo costo caso caragador de ruedas 992K

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Evaluando las figuras de la máxima producción y mínimo costo de los distintos equipos de carguío, se tiene como una mejor opción el cargador de ruedas 992K (véase la Figura 4.9).

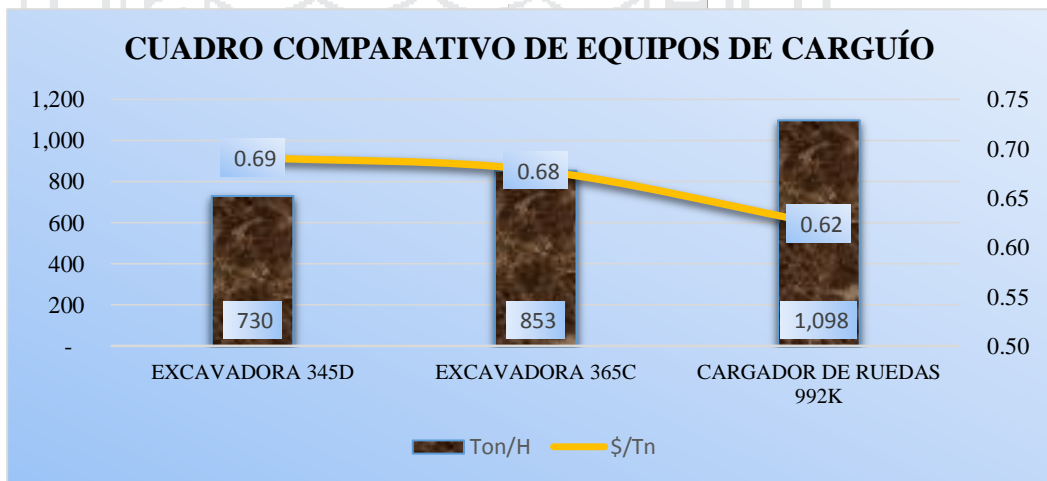


Figura 4.9 Comparación de equipos de carguío

Fuente: Elaborado por el ejecutor

Debemos tener en cuenta que por la dilución del mineral se requiere que el equipo de carguío sea más selectivo para poder recuperar de la mejor forma al mineral, el equipo indicado para estos casos es la excavadora hidráulica. Ahora si se tiene volúmenes mayores de desmonte se puede utilizar el cargador de ruedas 992K, además que este equipo no requiere mucho de un equipo de apoyo (tractores).

4.6. Contrastación de hipótesis

En la presente investigación se ha podido confirmar las dos hipótesis específicas planteadas, pues aplicando el modelo matemático del factor de acoplamiento se ha determinado la cantidad de volquetes y costos unitarios para cada equipo de carguío seleccionado. Con los equipos seleccionados se ha determinado los costos en servicios para la reconformación del botadero Jesica.

En la Figura 4.10 se muestra el acoplamiento y la cantidad de volquetes para cada equipo de carguío seleccionado.

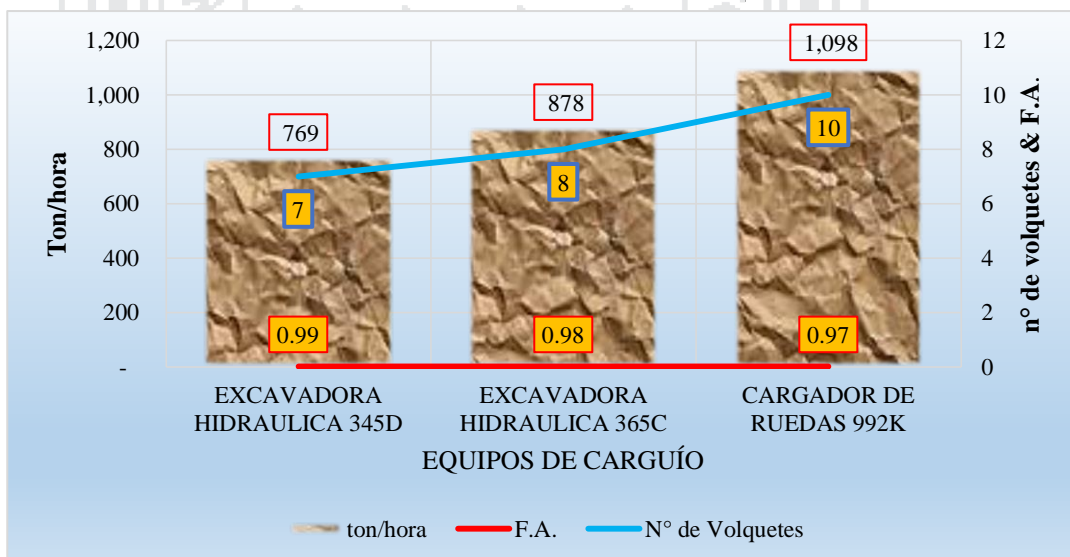


Figura 4.10 Factor de acoplamiento y cantidad de volquetes por equipo

Fuente: Elaborado por el ejecutor

La siguiente Tabla 4.28, muestra el cuadro de contrastación de hipótesis, donde se toman en consideración la hipótesis general y específica, objetivo general y específico y finalmente la conclusión general y parcial de la presente investigación

Tabla 4.28 Contrastación de hipótesis

HIPOTESIS GENERAL	OBJETIVO GENERAL	CONCLUSIÓN GENERAL
Aplicando el factor de acoplamiento se estimará la cantidad de los equipos de carguío y transporte y se obtendrá costos óptimos de operación para los tres primeros lifts de la reconfirmación del Botadero Jesica de la Mina Aruntani S.A.C.	Determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte mediante el factor de acoplamiento y los costos de servicios para los tres primeros lifts de la reconfirmación del Botadero Jesica de la Mina Aruntani S.A.C.	El acoplamiento entre las cantidades de equipos carguío y transporte ayuda a mantener en condiciones óptimas los costos unitarios de carguío y transporte; el exceso o la falta de volquetes incurren directamente en los costos unitarios. Los equipos de mayores dimensiones tienen menores costos por unidad de obra que la de los equipos pequeños, pero estos equipos requieren mejores condiciones de entorno.

HIPOTESIS ESPECIFICAS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	CONCLUSIONES PARCIALES
<p>a) Con el factor de Acoplamiento se determinará la cantidad de equipos de carguío y transporte, en los tres primeros <i>lifts</i> de la reconfiguración del Botadero Jesica.</p> <p>b) Con la cantidad idónea de equipos de carguío y transporte se obtendrán costos en servicios óptimos para los tres primeros <i>lifts</i> de la reconfiguración del Botadero Jesica.</p>	<p>a) Determinar la cantidad de equipos de carguío y transporte mediante el factor de acoplamiento para los tres primeros <i>lifts</i> de la reconfiguración del botadero Jesica de la Mina Aruntani S.A.C.</p> <p>b) Determinar los costos en servicios, en los tres primeros <i>lifts</i> de la reconfiguración del botadero Jesica de la Mina Aruntani S.A.C</p>	<p>a) Con la aplicación del modelo del factor de acoplamiento se determinó la cantidad idónea de volquetes; es así que la distribución de volquetes para una excavadora 345D, 365C y el cargador sobre ruedas 992K son de 7, 8 y 10 unidades de volquetes respectivamente, esto para una distancia de 1.8 km de transporte con un recorrido con carga de 0.6 km de subida, 0.4 km horizontal y 0.8 km de bajada; las condiciones de la ruta variarían los resultados.</p> <p>b) La estimación del costo en servicios para los tres primeros <i>lifts</i> del botadero Jesica se han considerado como equipo de carguío una excavadora hidráulica 365C, como equipos de transporte volquetes Mercedes Benz 4144K y como equipo de empuje tractor D8T, obteniéndose un valor de US\$ 511,119.7.</p>

Fuente: Elaborado por el ejecutor

CONCLUSIONES

El acoplamiento entre las cantidades de equipos carguío y transporte ayuda a mantener en condiciones óptimas los costos unitarios de carguío y transporte; el exceso o la falta de volquetes incurren directamente en los costos unitarios. Los equipos de mayores dimensiones tienen menores costos por unidad de obra que la de los equipos pequeños, pero estos equipos requieren mejores condiciones de entorno.

Con la aplicación del modelo del factor de acoplamiento se determinó la cantidad idónea de volquetes para cada equipo de carguío; es así que la distribución de volquetes para una excavadora 345D, 365C y el cargador sobre ruedas 992K son de 7, 8 y 10 unidades de volquetes, con un costo unitario de 0.69, 0.68, 0.62 US\$/TM respectivamente; para una distancia de transporte de 1.8 km, en caso del recorrido del volquete con carga de 0.6 km de subida, 0.4 km horizontal y 0.8 km de bajada; las condiciones de la ruta variarían los resultados.

El costo en servicios para reconformar los tres primeros *lifts* del botadero Jesica de la mina Aruntani es de US\$ 511,119.7, para lo cual se han considerado como equipo de carguío una excavadora hidráulica 365C, como equipos de transporte volquetes Mercedes Benz 4144K y como equipo de empuje tractor D8T.

RECOMENDACIONES

Para aplicar el modelo del factor de acoplamiento en otras operaciones de distinto destino u otras minas de similar problema se deben confirmar los tiempos de ciclos de carguío y transporte ya que estos pueden variar por la habilidad del operador, las condiciones del entorno y las condiciones climatológicas; estos indicadores conllevan a tener una mejora continua en cuanto la optimización de los costos operativos.

Se recomienda usar equipos de transporte de capacidades de carga y características uniformes, ya que con ello se obtendrá tiempos de ciclo de transporte uniformes, para evitar tiempos muertos de volquetes.

Para minimizar los costos en servicios se deben alternar en el uso del cargador de ruedas 992K, ya que dicho equipo tiene menor costo operativo que la excavadora 365C y además que no requiere mucho de un equipo de apoyo para acumular el material a cargar.

BIBLIOGRAFÍA

- Arrau, J. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgica*. Santiago, Chile: Portal Minero Ediciones.
- Baldeón, Q. Z. (2011). *Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para incremento de la productividad en la CIA Minera Condestable S.A*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Caterpillar. (2014). *Manual de Rendimiento Caterpillar*. Peorina, Illinois, U.S.A.: Caterpillar Inc.
- Crespo A., M. (1997). *Manual para Movimiento de Tierras en Minería Superficial*. Caracas.
- Esteban, R. D. (2013). *Modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto: análisis de prioridades de atención según su rendimiento*. Santiago: Pontificia Universidad Católica de Chile.
- Gómez Echeandía, s. (2011). *Dimensionamiento optimo de flotas de equipos para proyectos de movimientos de tierras*. Revista G y M.
- Herbert L. Nichols, J. G. (1985). *Movimiento de Tierras*. Mexico: Continental S.A.
- Herrera Herbert, J. (2006). *Métodos de Minería a cielo abierto*. Madrid: Universidad politécnica de Madrid.
- López Jimeno, C. (1995). *Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto*. Madrid.
- Meza, C. J. (2011). *Desarrollo de un modelo para la aplicación de simulación a un sistema de carguío y acarreo de desmoste en una operación minera a tajo abierto*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Ortiz S, O., Canchari S, G., & Gozales T, M. (2007). *Simulación determinística y estocástica para dimensionar, y seleccionar equipo y elegir alternativas de minado en la explotación minera superficial*. Lima: Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG, Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Rojo López, J. (2010). *Manuel de Movimientos de Tierras a Cielo a Abierto*. Madrid.

Vargas Sánchez, R. (1999). *La maquinaria pesada en movimintos de tierras (descripcion y rendimiento)*. Mexico: Instituto Tecnologico de la Construccion.

Vidal, L. M. (2010). *Estudio de cálculo de flota de camiones para una operacion minera a cielo abierto*. Pontificia Universidad Catolica del Peru.

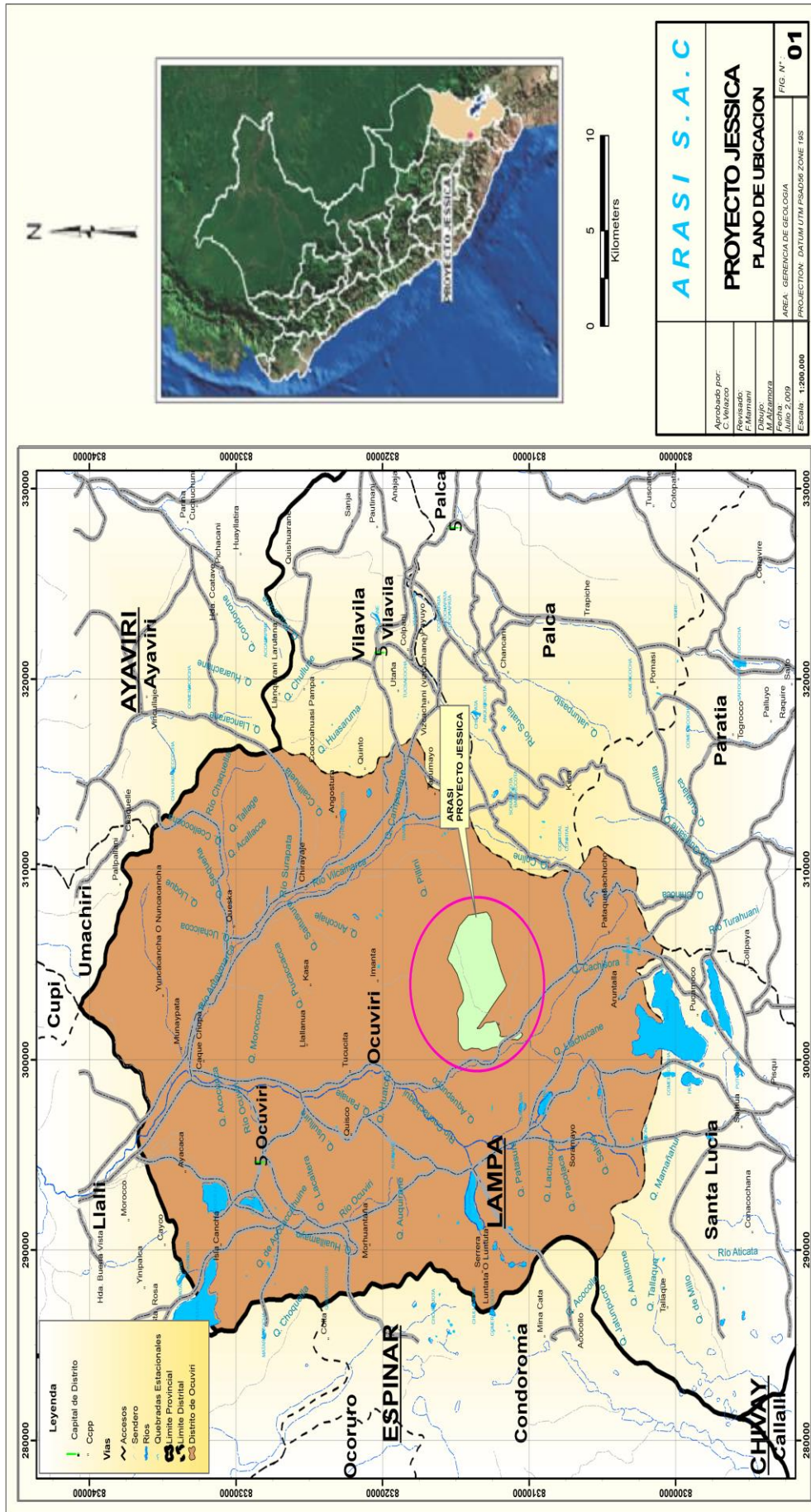




ANEXOS

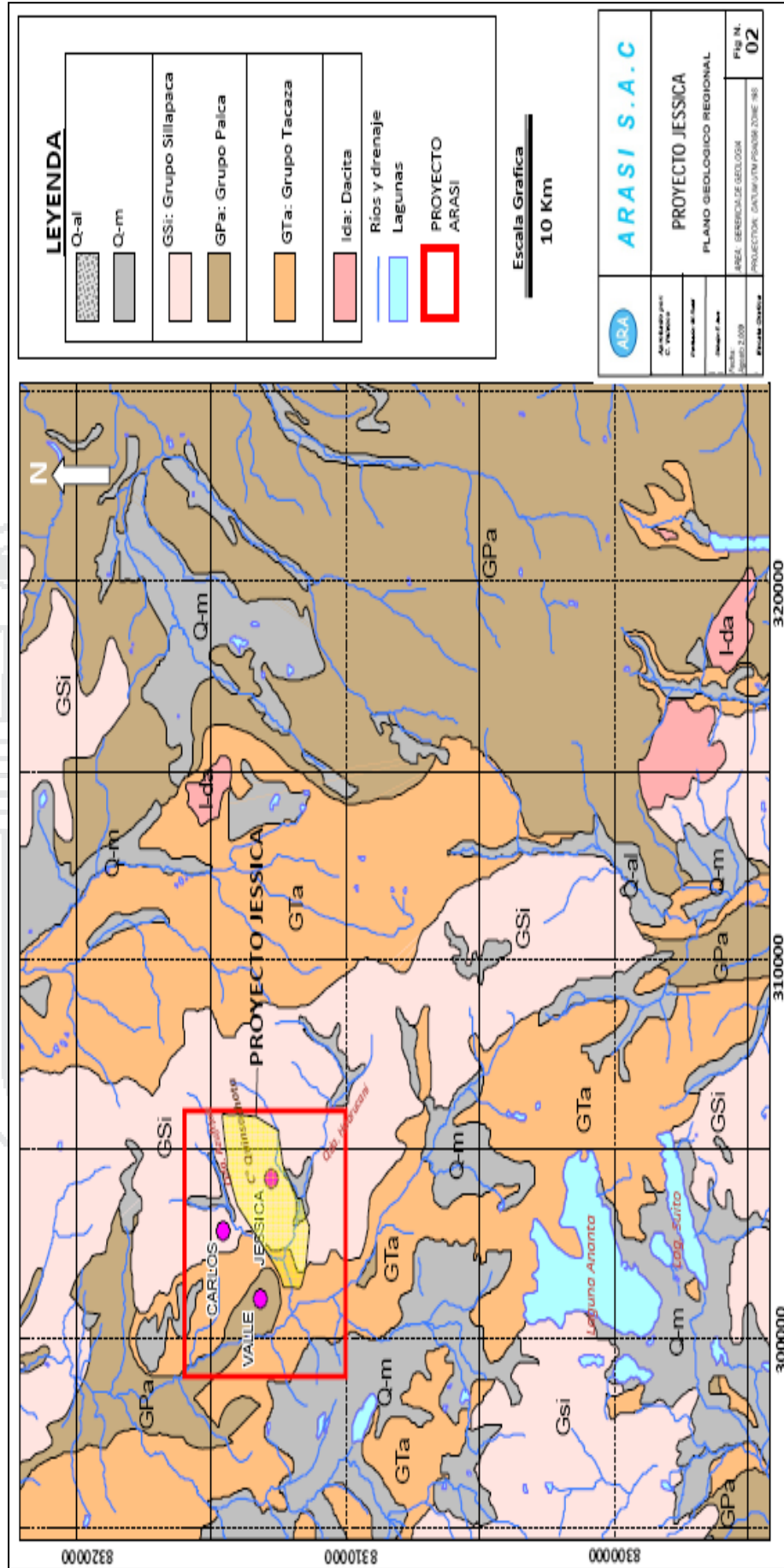
ANEXO 1:

PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA ARUNTANI

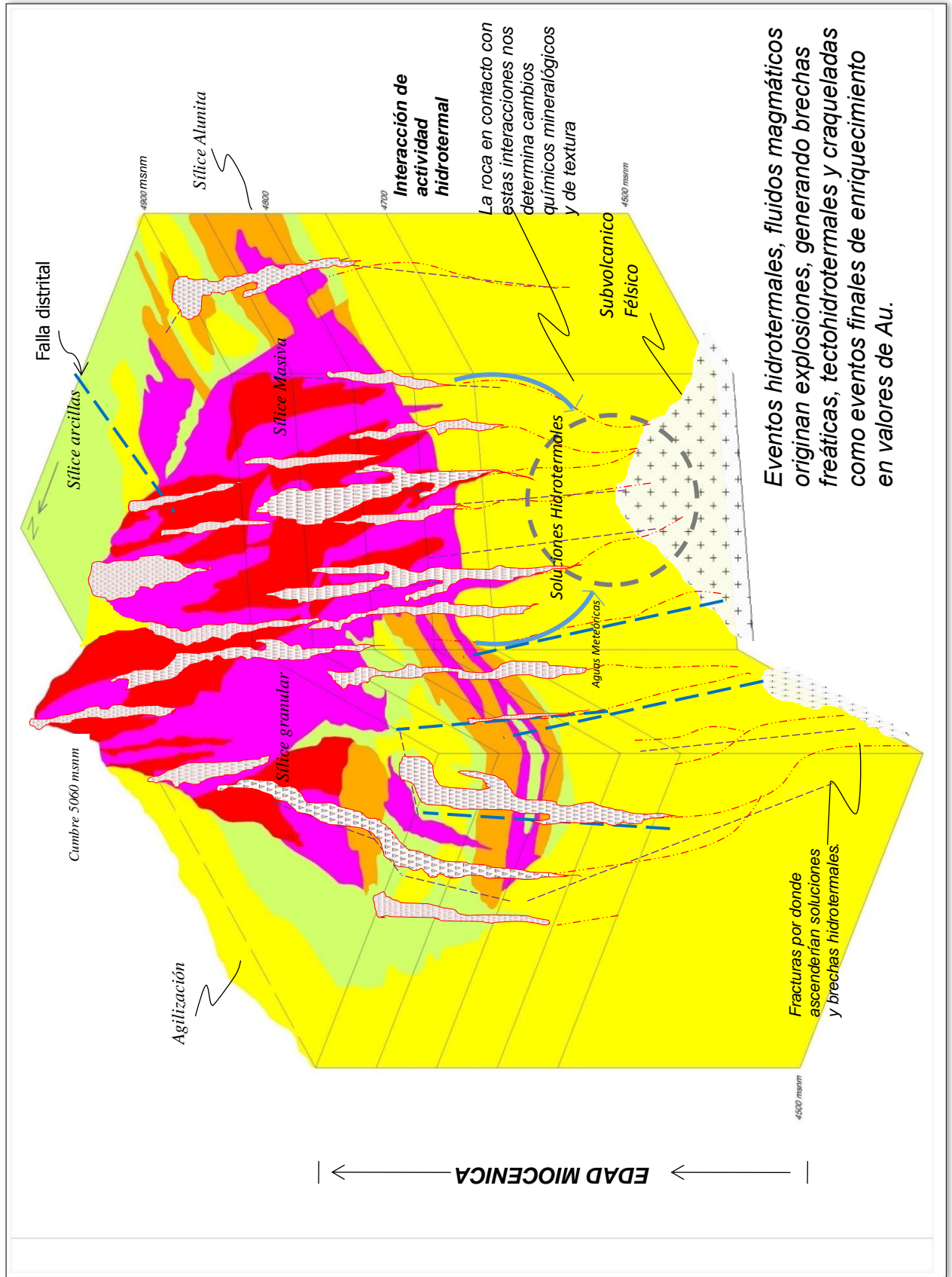


ANEXO 2:

PLANO DE MAPA GEOLÓGICO REGIONAL



ANEXO 3: MINERALIZACIÓN DEL PROYECTO



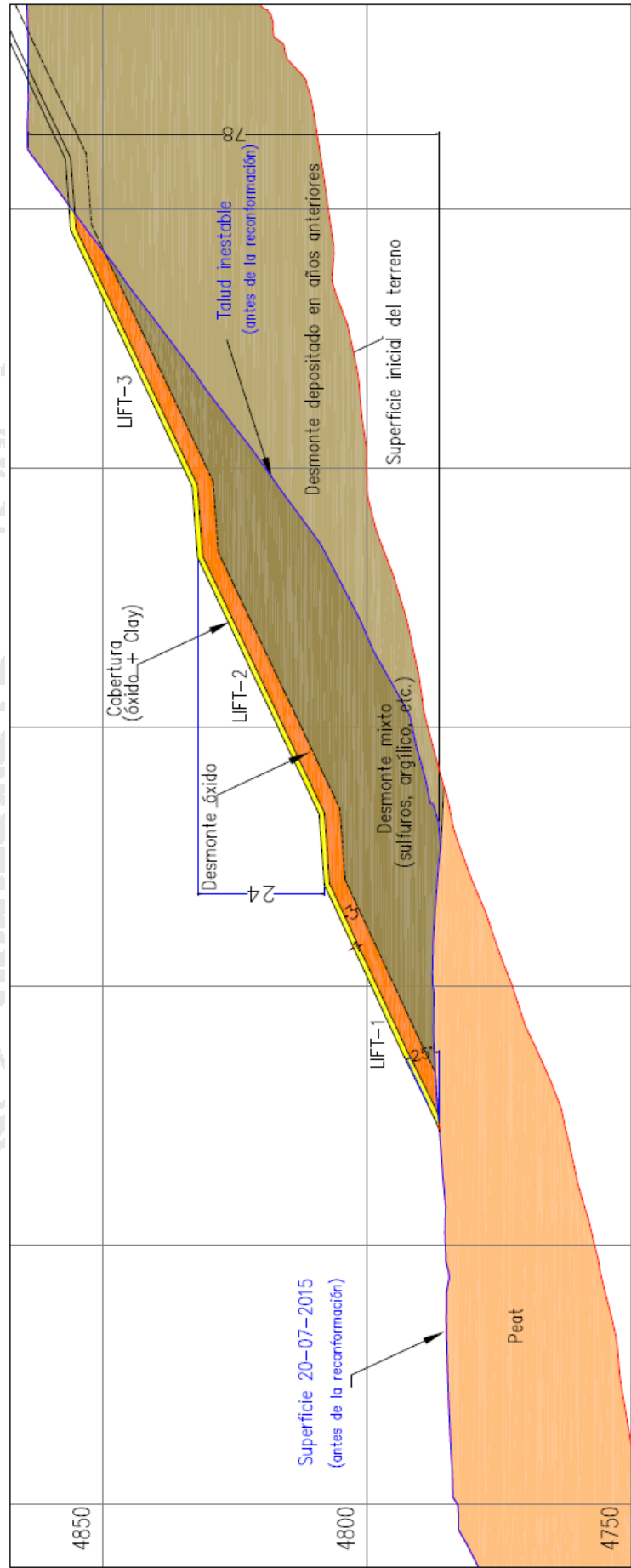


ANEXO 4:
PLANO DE VÍAS DE TRANSPORTE DE TAJO – BOTADERO JESICA



ANEXO 5:

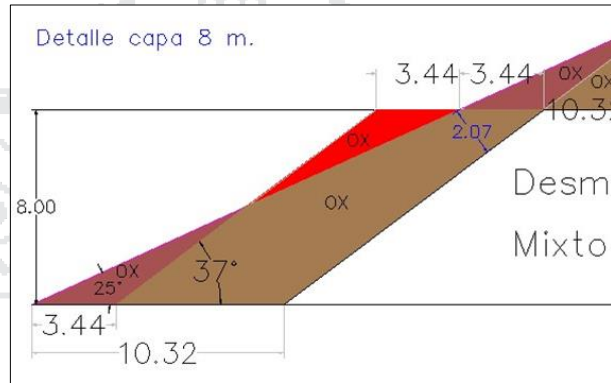
DISEÑO DE LA RECONFORMACIÓN DEL BOTADERO JESICA



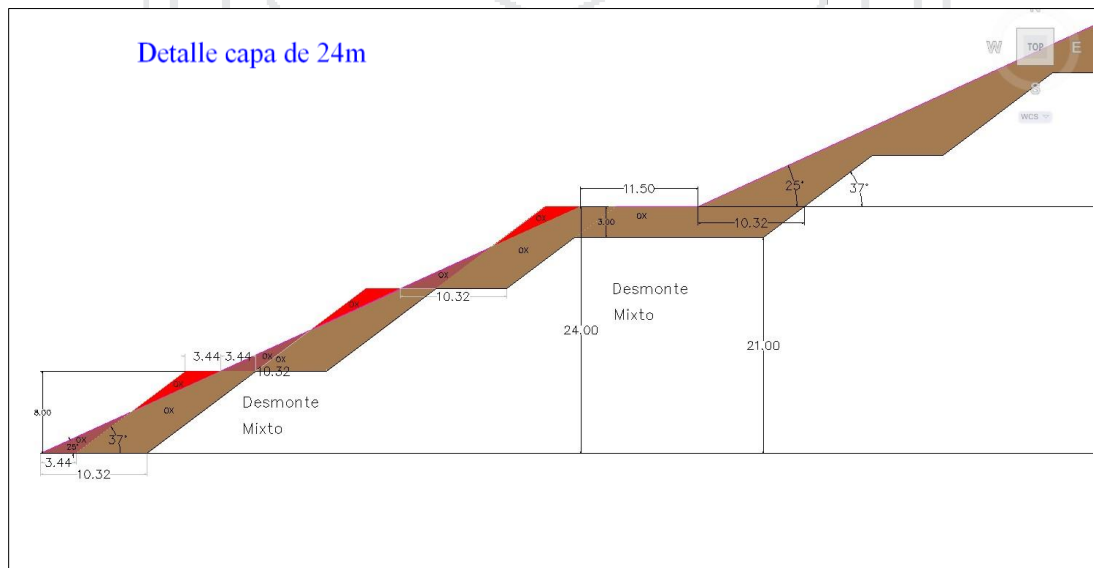
ANEXO 6:

PROCEDIMIENTO DE LA RECONFORMACIÓN DEL BOTADERO JESICA

- 1) En la base del depósito de desmorte, Topografía debe marcar desde el toe del primer lift hacia adentro 10.30 m. La cual sólo será llenada con material no generador de aguas ácidas. La parte interna puede descargarse desmorte mixto. Par esto también se debe llevar el control de los 8 m de altura.



- 2) Una vez que se haya terminado de descargar el desmorte mixto, Topografía debe marcar desde el toe del primer lift hacia adentro 3.5 m, este límite será el límite de descarga del material óxido.
- 3) Posterior a la descarga de material óxido, proceder a perfilar el talud. La zona en rojo es material óxido, que al momento de perfilar, será utilizado para rellenar la parte inferior del lift de 8 m, llegando a conformar el talud de 25°.
- 4) Luego de haber conformado el primer lift de 8 m, se procederá a marcar desde la cresta 10.30 m hacia el toe del segundo lift de 8m y se seguirá los pasos 1, 2 y 3.
- 5) Para la tercera capa de 8 m, se seguirá los mismos pasos, considerando que en esta zona existirá la banquetta de 11.50 m de ancho, los 3 m inferiores a la banquetta debe ser óxido. Es decir, en el lift de 24 m, los 21 m inferiores será desmorte mixto y los 3 m superiores será material óxido.



ANEXO 7:

HOJA DE CÁLCULO DE COSTO UNITARIO - EXCAVADORA HIDRÁULICA 345D

n° volq	Equipo de Transporte							Equipo de Carguío					TOTAL					
	Alquiler		Combustible		\$/H	Tn/volq	Tiem Disp.	Viajes/H	Tn/vol q Acum.	Tn/H	\$/Tn	Alquiler		Combustible		Ton/H	\$/Tn	
	\$/Volq	\$/volq. Acum	Gln/H	\$/H								\$/H		\$/Tn	Gln/H			\$/Gln
1.0	35.0	35.00	4.23	10.74	45.7	32.06	1.00	3.25	104	104.4	0.44	102.5	0.98	13.4	2.54	104	1.31	1.75
2.0	35.0	70.00	8.46	21.49	91.5	32.06	0.96	3.11	100	204.17	0.45	102.5	0.49	13.4	2.54	209	0.65	1.10
3.0	35.0	105.00	12.69	32.23	137.2	32.06	0.91	2.97	95	299.43	0.46	102.5	0.33	13.4	2.54	313	0.44	0.89
4.0	35.0	140.00	16.92	42.98	183.0	32.06	0.87	2.83	91	390.14	0.47	102.5	0.25	13.4	2.54	417	0.33	0.80
5.0	35.0	175.00	21.15	53.72	228.7	32.06	0.83	2.69	86	476.30	0.48	102.5	0.20	13.4	2.54	522	0.26	0.74
6.0	35.0	210.00	25.38	64.47	274.5	32.06	0.78	2.55	82	557.90	0.49	102.5	0.16	13.4	2.54	626	0.22	0.71
7.0	35.0	245.00	29.61	75.21	320.2	32.06	0.74	2.40	77	634.96	0.50	102.5	0.14	13.4	2.54	730	0.19	0.69
7.0	35.0	280.00	33.84	85.95	366.0	32.06	0.69	2.26	73	707.46	0.52	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	0.70
8.0	35.0	315.00	38.07	96.70	411.7	32.06	0.69	-	-	707	0.58	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	0.77
9.0	35.0	350.00	42.30	107.44	457.4	32.06	0.65	-	-	707	0.65	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	0.83
10.0	35.0	385.00	46.53	118.19	503.2	32.06	0.61	-	-	707	0.71	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	0.90
11.0	35.0	420.00	50.76	128.93	548.9	32.06	0.56	-	-	707	0.78	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	0.96
12.0	35.0	455.00	54.99	139.67	594.7	32.06	0.52	-	-	707	0.84	102.5	0.14	13.4	2.54	735	0.19	1.03

HOJA DE CÁLCULO DE COSTO UNITARIO - EXCAVADORA HIDRÁULICA 365CL

n° volq	Equipo de Transporte										Equipo de Carguío					TOTAL	
	Alquiler		Combustible		\$/H	Tn/volq	Tiem Disp.	Viajes/H	Tn/vol q Acum.	Tn/H	\$/Tn	Alquiler		Combustible			\$/Tn
	\$/Volq	\$/volq-Acum	Gln/H	En Comb \$/H								\$/H	\$/Tn	Gln/H	\$/Gln		
1.0	35.0	35.00	4.23	10.74	45.7	32.06	1.00	3.33	107	106.68	0.43	1.14	14.4	2.54	107	1.49	1.92
2.0	35.0	70.00	8.46	21.49	91.5	32.06	0.96	3.20	103	209.41	0.44	0.57	14.4	2.54	213	0.74	1.18
3.0	35.0	105.00	12.69	32.23	137.2	32.06	0.93	3.08	99	308.21	0.45	0.38	14.4	2.54	320	0.50	0.94
4.0	35.0	140.00	16.92	42.98	183.0	32.06	0.89	2.96	95	403.06	0.45	0.29	14.4	2.54	427	0.37	0.83
5.0	35.0	175.00	21.15	53.72	228.7	32.06	0.85	2.84	91	493.98	0.46	0.23	14.4	2.54	533	0.30	0.76
6.0	35.0	210.00	25.38	64.47	274.5	32.06	0.82	2.71	87	580.95	0.47	0.19	14.4	2.54	640	0.25	0.72
7.0	35.0	245.00	29.61	75.21	320.2	32.06	0.78	2.59	83	663.98	0.48	0.16	14.4	2.54	747	0.21	0.69
8.0	35.0	280.00	33.84	85.95	366.0	32.06	0.74	2.47	79	743.07	0.49	0.14	14.4	2.54	853	0.19	0.68
8.1	35.0	315.00	38.07	96.70	411.7	32.06	0.70	2.34	75	818	0.50	0.14	14.4	2.54	868	0.18	0.69
9.0	35.0	350.00	42.30	107.44	457.4	32.06	0.70	-	-	818	0.56	0.14	14.4	2.54	868	0.18	0.74
10.0	35.0	385.00	46.53	118.19	503.2	32.06	0.67	-	-	818	0.61	0.14	14.4	2.54	868	0.18	0.80
11.0	35.0	420.00	50.76	128.93	548.9	32.06	0.63	-	-	818	0.67	0.14	14.4	2.54	868	0.18	0.85
12.0	35.0	455.00	54.99	139.67	594.7	32.06	0.59	-	-	818	0.73	0.14	14.4	2.54	868	0.18	0.91

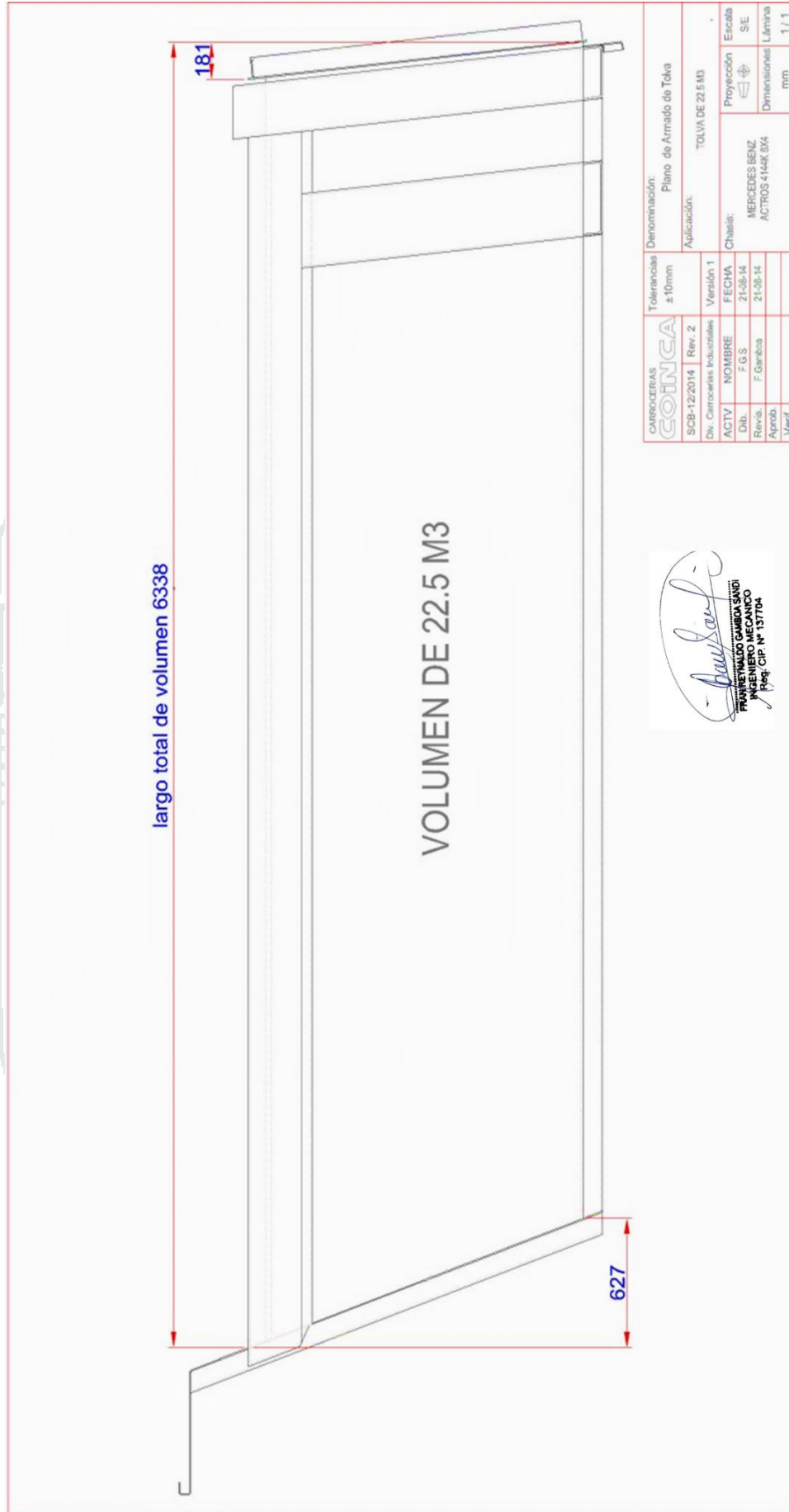
HOJA DE CÁLCULO DE COSTO UNITARIO – CARGADOR DE RUEDAS 992K

n° volq	Equipo de Transporte						Equipo de Carguío						TOTAL					
	Alquiler		Combustible		Tn/volq	Tiem Disp.	Viajes/H	Tn/vol q Acum.	Tn/H	\$/Tn	Alquiler			Combustible		Ton/H	\$/Tn	
	\$/ Volq	\$/volq. Acum	Gln/H	En Comb \$/H							\$/H	\$/H		\$/Tn	Gln/H			\$/Gln
1.0	35.0	35.00	4.23	10.74	45.7	32.06	1.00	3.39	109	108.69	0.42	122.0	1.11	23.0	2.54	110	1.64	2.06
2.0	35.0	70.00	8.46	21.49	91.5	32.06	0.98	3.33	107	215.32	0.42	122.0	0.56	23.0	2.54	220	0.82	1.25
3.0	35.0	105.00	12.69	32.23	137.2	32.06	0.96	3.26	105	319.91	0.43	122.0	0.37	23.0	2.54	329	0.55	0.98
4.0	35.0	140.00	16.92	42.98	183.0	32.06	0.94	3.20	103	422.44	0.43	122.0	0.28	23.0	2.54	439	0.41	0.84
5.0	35.0	175.00	21.15	53.72	228.7	32.06	0.92	3.13	100	522.93	0.44	122.0	0.22	23.0	2.54	549	0.33	0.77
6.0	35.0	210.00	25.38	64.47	274.5	32.06	0.91	3.07	98	621.36	0.44	122.0	0.19	23.0	2.54	659	0.27	0.72
7.0	35.0	245.00	29.61	75.21	320.2	32.06	0.89	3.01	96	717.74	0.45	122.0	0.16	23.0	2.54	769	0.23	0.68
8.0	35.0	280.00	33.84	85.95	366.0	32.06	0.87	2.94	94	812.07	0.45	122.0	0.14	23.0	2.54	878	0.21	0.66
9.0	35.0	315.00	38.07	96.70	411.7	32.06	0.85	2.88	92	904	0.46	122.0	0.12	23.0	2.54	988	0.18	0.64
10.0	35.0	350.00	42.30	107.44	457.4	32.06	0.83	2.81	90	995	0.46	122.0	0.11	23.0	2.54	1,098	0.16	0.62
10.3	35.0	385.00	46.53	118.19	503.2	32.06	0.81	2.75	88	1,083	0.46	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.62
11.0	35.0	420.00	50.76	128.93	548.9	32.06	0.81	-	-	1,083	0.51	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.67
12.0	35.0	455.00	54.99	139.67	594.7	32.06	0.79	-	-	1,083	0.55	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.71
13.0	35.0	490.00	59.22	150.42	640.4	32.06	0.77	-	-	1,082.76	0.59	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.75
14.0	35.0	525.00	63.45	161.16	686.2	32.06	0.75	-	-	1,082.76	0.63	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.79
15.0	35.0	560.00	67.68	171.91	731.9	32.06	0.74	-	-	1,082.76	0.68	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.84
16.0	35.0	595.00	71.91	182.65	777.7	32.06	0.72	-	-	1,082.76	0.72	122.0	0.11	23.0	2.54	1,132	0.16	0.88

ANEXO 8:

CARACTERISTICAS DE EQUIPOS SELECCIONADOS

CAPACIDAD DE LA TOLVA DE MERCEDES BENZ 8X4 MODELO 4144K

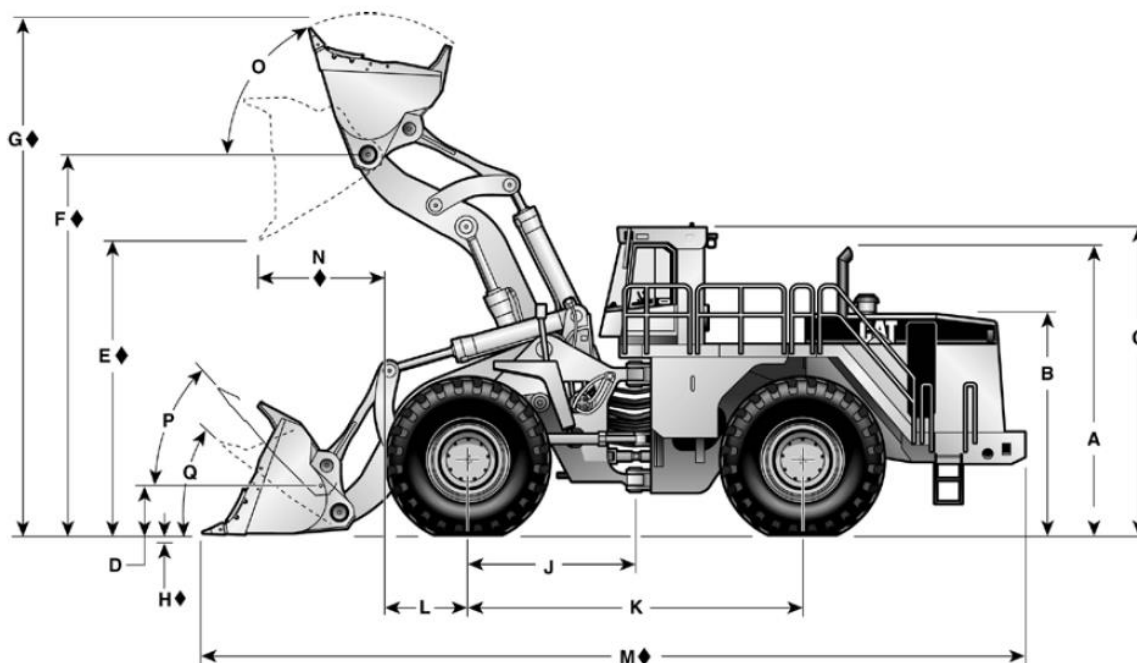


[Signature]
FRANCISCO SANCHEZ SANCHEZ
 INGENIERO MECANICO
 Reg. CIP N° 137704

ANEXO 9:

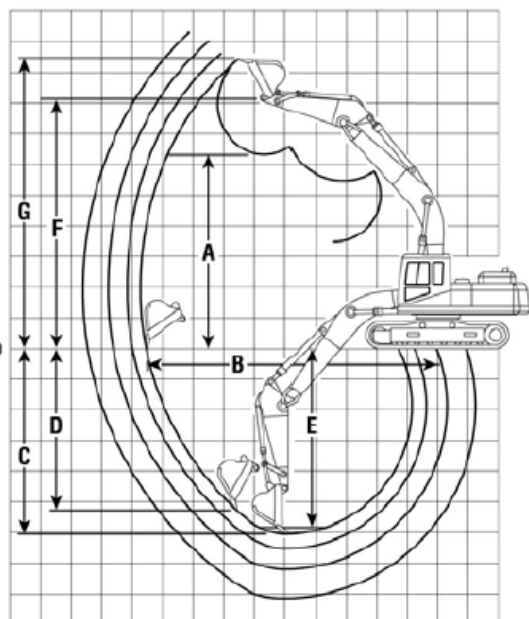
DIMENSIONES DE EQUIPOS DE CARGUÍO

CARGADOR DE RUEDAS 992K



MODELO	990H En "V"		990H Levantamiento alto En "V"		992K En "V"		992K Levantamiento alto En "V"	
	Para rocas con dientes 8,6 m³	11,2 yd³	Para rocas con dientes 8,6 m³	11,2 yd³	Para rocas con dientes 12,3 m³	16,0 yd³	Para rocas con dientes 10,7 m³	14 yd³
A Altura hasta la parte superior del tubo de escape	4,76 m	15,6'	4,76 m	15,6'	5,24 m	17' 2"	5,24 m	17' 2"
B Altura hasta la parte superior del compartimiento del motor	3,55 m	11,6'	3,55 m	11,6'	4,0 m	13' 1"	4,0 m	13' 1"
C Altura hasta la parte superior de la ROPS	5,11 m	16,7'	5,11 m	16,7'	5,67 m	18' 7"	5,67 m	18' 7"
D Altura del pasador de articulación en posición de acarreo	816 mm	2,7'	862 mm	2,8'	1.209 mm	4' 0"	1.339 mm	4' 5"
◆ E Espacio libre de descarga en descargas de levantamiento completo y de 45°	4,04 m	13,3'	4,50 m	14,8'	4,49 m	14' 9"	5,22 m	17' 2"
◆ F Altura del pasador de articulación a levantamiento completo	6,01 m	19,7'	6,47 m	21,2'	6,92 m	22' 8"	7,54 m	24' 9"
◆ G Altura total máxima	8,29 m	27,2'	8,75 m	28,7'	9,49 m	31' 2"	9,93 m	32' 7"
◆ H Profundidad máxima de excavación	130 mm	5"	172 mm	7"	201 mm	8"	176 mm	7"
J Punto central de la máquina al eje	2,3 m	7,5'	2,3 m	7,5'	2,94 m	9' 8"	2,94 m	9' 8"
K Distancia entre ejes	4,6 m	15,1'	4,6 m	15,1'	5,89 m	19' 4"	5,89 m	19' 4"
L Radio del neumático	1,19 m	3,9'	1,19 m	3,9'	1,37 m	4' 6"	1,37 m	4' 6"
◆ M Longitud total máxima	12,89 m	42,3'	13,64 m	44,8'	15,9 m	52' 2"	16,2 m	53' 2"
◆ N Alcance a levantamiento pleno	2,19 m	7,2'	2,59 m	8,5'	2,43 m	8' 0"	2,19 m	7' 2"
O Inclinación máxima hacia atrás a levantamiento máximo	63,8°		60,6°		65°		65°	
P Inclinación hacia atrás máxima en la altura de acarreo	48,8°		49,3°		52,7°		52,5°	
Q Inclinación máxima hacia atrás en el suelo	40,4°		39,9°		43,4°		42,8°	
Espacio libre sobre el suelo (neumáticos estándar)	516 mm	1,7'	516 mm	1,7'	682 mm	26,8"	682 mm	26,8"
Ancho de la banda de rodadura (neumáticos estándar)	3,05 m	10'	3,05 m	10'	3,30 m	10' 10"	3,30 m	10' 10"
Ancho sobre los neumáticos (neumáticos estándar)	4,24 m	13,9'	4,24 m	13,9'	4,50 m	14' 9"	4,50 m	14' 9"
Neumáticos utilizados para las mediciones	45/65R39 XLDD2, alcance superlargo:1.186 mm		45/65R39 XLDD2, alcance superlargo:1.186 mm		-		-	

EXCAVADORA HIDRÁULICA 345D



Pluma de una pieza

Límites de excavación

- Zapatas y tren de rodaje estándar

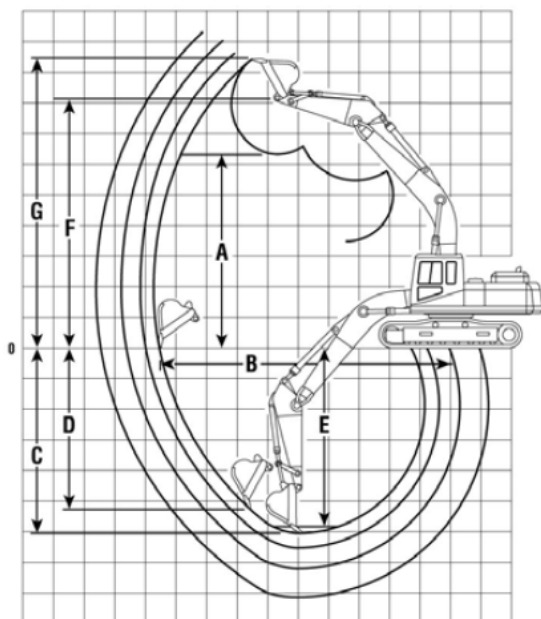
CLAVE:

- A Altura máxima de carga del cucharón con dientes
- B Alcance máximo a nivel del suelo
- C Profundidad máxima de excavación
- D Excavación vertical máxima
- E Profundidad máxima de excavación con fondo plano de 2,44 m (8 pies 0 pulg).
- F Altura máxima del pasador de articulación del cucharón.
- G Altura máxima a los dientes del cucharón en la cima del arco.

	345D L – FIX con pluma de largo alcance				345D L – FIX con pluma de alcance				345D L – FIX con pluma para excavación de gran volumen			
Brazo	3,9 m	12' 10"	4,3 m	14' 1"	3,35 m	11' 0"	3,9 m	12' 10"	2,5 m	8' 2"	3 m	9' 10"
	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies
A	7,75	25' 5"	7,87	25' 10"	7,42	24' 4"	7,41	24' 4"	6,64	21' 9"	6,83	22' 5"
B	12,58	41' 3"	12,94	42' 5"	11,71	38' 5"	12,12	29' 9"	10,70	35' 1"	11,16	36' 7"
C	8,52	27' 11"	8,92	29' 3"	7,65	25' 1"	8,20	26' 11"	6,70	22' 0"	7,20	23' 7"
D	5,33	17' 6"	5,86	19' 3"	5,21	17' 1"	5,30	17' 4"	4,22	13' 10"	4,66	16' 3"
E	8,38	27' 6"	8,79	28' 10"	7,50	24' 7"	8,07	26' 6"	6,53	21' 5"	7,05	23' 1"
F	9,61	31' 6"	9,74	31' 11"	9,29	30' 6"	9,28	30' 5"	8,64	28' 4"	8,83	29' 0"
G	10,94	35' 11"	11,09	36' 5"	10,73	35' 2"	10,64	34' 11"	10,15	33' 4"	10,35	33' 11"

	345D L – VG con pluma de alcance				345D L – VG con pluma para excavación de gran volumen			
Brazo	3,35 m	11' 0"	3,9 m	12' 10"	2,5 m	8' 2"	3 m	9' 10"
	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies
A	7,57	24' 10"	7,89	25' 11"	6,64	21' 9"	6,83	22' 5"
B	11,68	38' 4"	12,55	41' 2"	10,70	35' 2"	11,16	36' 7"
C	7,50	24' 7"	8,37	27' 6"	6,70	22' 0"	7,20	23' 8"
D	5,07	16' 7"	5,19	17' 0"	4,22	13' 10"	4,66	15' 3"
E	7,36	24' 2"	8,23	27' 0"	6,53	21' 5"	7,05	23' 1"
F	9,44	30' 11"	9,42	30' 11"	8,79	28' 10"	8,98	29' 5"
G	10,88	35' 8"	10,78	35' 5"	10,30	33' 9"	10,49	34' 5"

EXCAVADORA HIDRÁULICA 365CL



Pluma de una pieza Límites de excavación

- Zapatas y tren de rodaje estándar
- No se incluye la altura de la garra de la zapata

CLAVE:

- A Altura máxima de carga del cucharón con dientes
- B Alcance máximo a nivel del suelo
- C Profundidad máxima de excavación
- D Excavación vertical máxima
- E Profundidad máxima de excavación con fondo plano de 2,44 m (8 pies 0 pulg).
- F Altura máxima del pasador de articulación del cucharón.
- G Altura máxima a los dientes del cucharón en la cima del arco.

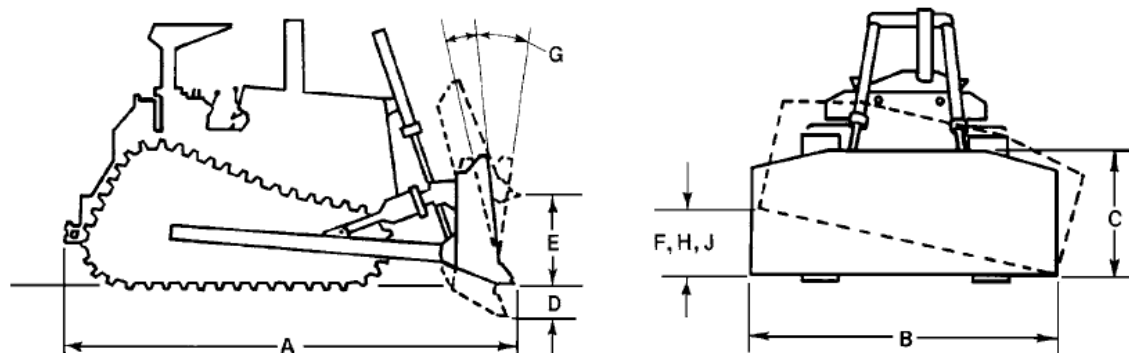
365C L con pluma de alcance									
Brazo	2,84 m	9'4"	3,6 m	11'10"	4,15 m	* 13'7"	4,67 m	15'4"	
	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies	
A	8,39	27'6"	8,62	28'3"	8,85	29'0"	9,21	30'3"	
B	12,44	40'10"	13,01	42'8"	13,53	44'5"	14,07	46'2"	
C	7,68	25'2"	8,38	27'6"	8,93	29'3"	9,45	31'0"	
D	6,21	20'4"	6,38	20'11"	6,88	22'7"	7,58	24'10"	
E	7,52	24'8"	8,24	27'0"	8,80	28'10"	9,93	32'7"	
F	10,50	34'5"	10,66	35'0"	10,96	35'11"	11,25	36'11"	
G	12,42	40'9"	12,50	41'0"	12,73	41'9"	13,12	43'0"	

No está disponible en todas las áreas geográficas.

Fabricadas en Bélgica

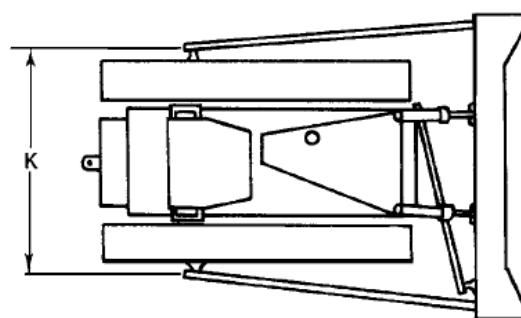
Brazo	365C L con pluma de exc. en gran volumen de 6,6 m (21 pies 8 pulg)				365C L con pluma de exc. en gran volumen de 7 m (23 pies 0 pulg)			
	2,57 m	8'5"	3 m	9'10"	2,57 m	8'5"	3 m	9'10"
	m	pies	m	pies	m	pies	m	pies
A	6,77	22'2"	6,69	21'11"	7,12	23'4"	7,28	23'11"
B	11,04	36'3"	11,44	37'6"	11,46	37'7"	11,86	38'11"
C	6,90	22'8"	7,32	24'0"	7,18	23'7"	7,60	24'11"
D	4,06	13'4"	4,43	14'6"	4,25	13'11"	4,61	15'1"
E	6,74	22'1"	7,17	23'6"	7,02	23'0"	7,46	24'6"
F	9,02	29'7"	9,19	30'2"	9,42	30'11"	9,58	31'5"
G	10,73	35'2"	10,90	35'9"	11,08	36'3"	11,24	36'10"

TRACTOR DE CADENA D8T



LEYENDA

- A Longitud (hoja recta)
- Hoja:
- B Ancho (incluye cantoneras estándares)
- C Altura
- D Profundidad máxima de excavación
- E Espacio libre sobre el suelo a levantamiento completo
- F Inclinación máxima (manual)
- G Ajuste de ángulo de ataque máximo
- H Inclinación hidráulica máxima
- J Inclinación hidráulica (tirante manual centrado)
- K Ancho del muñón de los brazos de empuje (a los centros de las bolas)



MODELO	D8R/D8T							
	8A		8SU		8U		8SU LGP	
Tipo	Orientación		Hoja Semi-U		Universal		Hoja Semi-U	
Capacidades de la hoja*	4,7 m ³	6,1 yd ³	8,7 m ³	11,4 yd ³	11,7 m ³	15,3 yd ³	8,5 m ³	11,1 yd ³
Peso de embarque** (hoja topadora)	5.503 kg	12.132 lb	4.706 kg	10.375 lb	5.336 kg	11.764 lb	5.146 kg	11.345 lb
Dimensiones del tractor y la hoja topadora:								
A Longitud (hoja recta)	6,57 m	21' 7"	6,39 m	21' 0"	6,79 m	22' 3"	6.281 mm	20' 7"
Longitud (hoja en ángulo)	7,62 m	25' 0"	-	-	-	-	-	-
Ancho (hoja en ángulo)	4,52 m	14' 10"	-	-	-	-	-	-
Ancho (solo con bastidor en C)	3,38 m	11' 1"	-	-	-	-	-	-
Dimensiones de la hoja:								
B Ancho (incluye cantoneras estándar)	5,00 m	16' 5"	3,93 m	12' 11"	4,25 m	13' 11"	4,53 m	14' 10"
C Altura	1.174 mm	3' 10"	1.690 mm	5' 7"	1.740 mm	5' 9"	1.622 mm	5' 4"
D Profundidad máxima de excavación	628 mm	2' 1"	574 mm	22,6"	575 mm	22,6"	577 mm	22,7"
E Espacio libre sobre el suelo a levantamiento completo	1.308 mm	4' 3"	1.225 mm	4' 0"	1.225 mm	4' 0"	1.222 mm	4' 0"
G Ajuste máximo de ángulo de ataque	-	-	+3° a 2,9°	-	+3° a 2,9°	-	-	-
Ángulo de la hoja (cualquier lado)	25°	-	-	-	-	-	-	-
H Inclinación hidráulica máxima	729 mm	2' 5"	883 mm	2' 11"	954 mm	3' 2"	914 mm	3' 0"
J Inclinación hidráulica (tirante manual centrado)	-	-	585 mm	1' 11"	635 mm	2' 1"	-	-
K Ancho del muñón de los brazos de empuje (a los centros de las bolas)	2.983 mm	9' 9"	2.983 mm	9' 9"	2.983 mm	9' 9"	3.329 mm	10' 11"
Ancho máximo permitido de las cadenas	710 mm	2' 4"	710 mm	2' 4"	710 mm	2' 4"	965 mm	3' 2"
Opción de inclinación doble								
G Ajuste de ángulo de ataque doble	-	-	± 4,6°	-	± 4,6°	-	-	-
H Inclinación hidráulica máxima doble	-	-	879 mm	2' 11"	950 mm	3' 1"	-	-

ANEXO 10:

PANEL FOTOGRAFICO DE OPERACIONES EN TAJO Y BOTADERO JESICA

Foto 1. Congestión de volquetes en el punto de carguío



Foto 2. Carguío de desmorte en tajo jesica – Mina Aruntani



Foto 3. Carguío de oxido con contenido de clay en cantera palitos – Mina Aruntani



Foto 4. Descarga de desmote y oxido en Botadero Jesica Lift 1



Foto 5. Lift 1 concluido – Botadero Jesica Aruntani

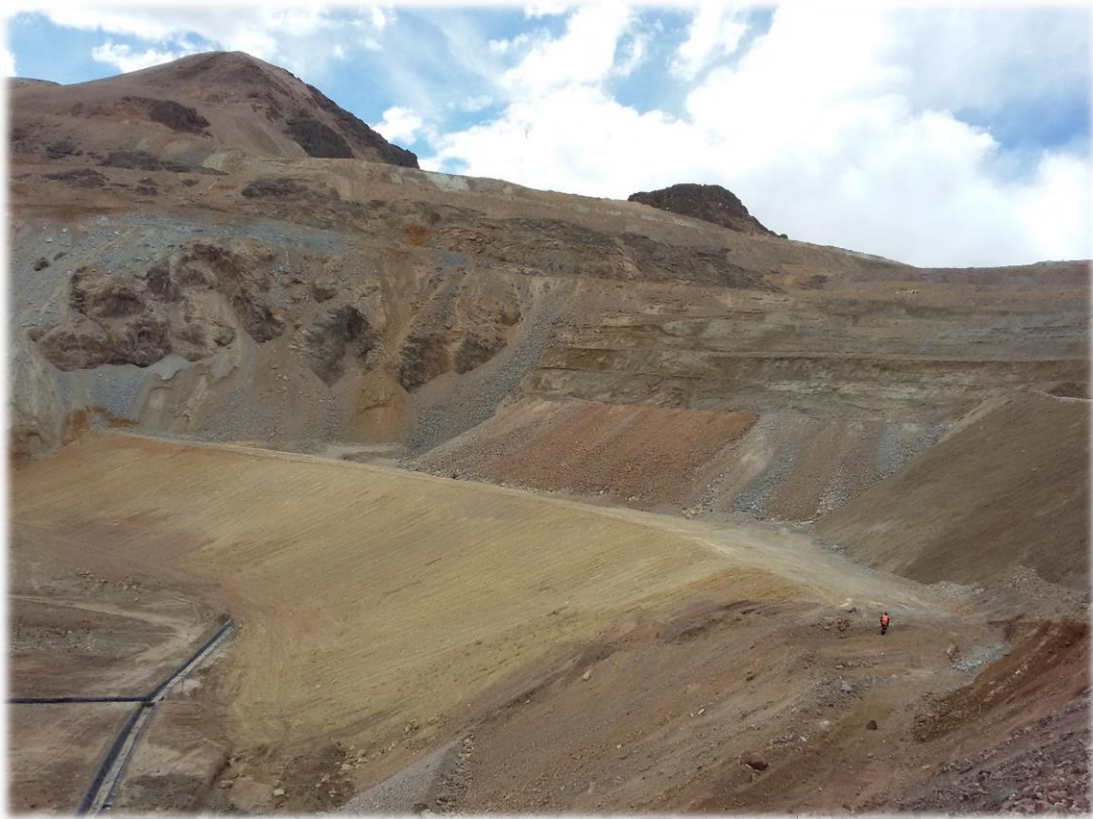


Foto 6. Descarga en el Lift 3 Botadero Jesica – Mina Aruntani

