

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA

DE MINAS



TESIS

**“METODOLOGIA DE SELECCIÓN DE EQUIPOS LHD
APLICANDO EL SOFTWARE MATHCAD EN LA CIA MINERA
CONDESTABLE S.A”**

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas

PRESENTADO POR : Bach. Luis Herber Huamaní Huayanay

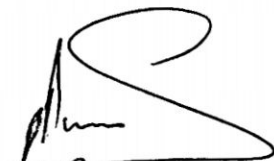
AYACUCHO – PERÚ

2014


“METODOLOGIA DE SELECCIÓN DE EQUIPOS LHD APLICANDO EL SOFTWARE MATHCAD EN LA CIA MINERA CONDESTABLE S.A”

RECOMENDADO : 07 DE OCTUBRE DEL 2014

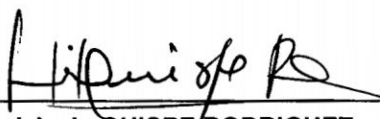
APROBADO : 17 DE OCTUBRE DEL 2014



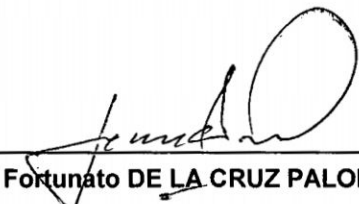
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)



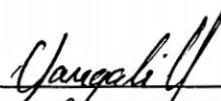
Dr. Ing. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
(Miembro)



Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
(Miembro)




Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
(Miembro)

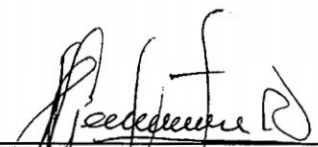


Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

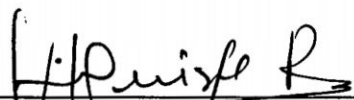
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 17 de Octubre del 2014, en la Sustentación de Tesis Profesional, presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Luis H. HUAMANÍ HUAYANAY, con el Trabajo Titulado "METODOLOGIA DE SELECCIÓN DE EQUIPOS LHD APLICANDO EL SOFTWARE MATHCAD EN LA CIA MINERA CONDESTABLE S.A", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.




MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)



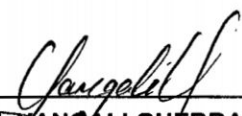
Dr. Ing. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
(Miembro)



Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
(Miembro)



Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
(Miembro)



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA:

A mis padres: Luis Huamaní Cabana y Alicia Huayanay Pillhuamán, quienes con gran esfuerzo, constancia, dedicación y sus sabios consejos lograron hacer de mi un profesional y un hombre de bien.

AGRADECIMIENTO

Primeramente agradezco a **DIOS** por darme sus bendiciones, salud y vida para culminar con mi carrera profesional.

A la **COMPAÑÍA MINERA CONDESTABLE S.A.**, al Ing. Carlos Ayala, por su constante apoyo y guía para poder hacer de mí un mejor profesional; y en general agradezco a todas las personas que laboran en la CMC por ser excelentes personas y profesionales que me impartieron sus valiosos conocimientos y experiencias.

A los docentes de la **ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS DE LA UNSCH**, quienes con mucha voluntad me impartieron sus sabios conocimientos y experiencias los cuales me servirán para desenvolverme en mi vida profesional.

INTRODUCCIÓN

La limpieza es una operación importante en el ciclo de minado de tajeos, labores de desarrollo y preparación, que permite mover el material producto de la voladura hasta la cámara de carguío o al echadero del mineral en caso de tajeos, es por esta razón que la selección de los equipos o maquinaria, requiere de adecuados criterios técnico- económicos cuya finalidad se resume en la correcta utilización de un equipo, el mismo que reflejará en la reducción de costos y prolongación de la vida útil.

La unidad minera Condestable, se ubica en la franja de la Costa Peruana, donde las alturas máximas llegan a 400 m.s.n.m (C° Vinchos) y pertenecen a las primeras estribaciones del Batolito de la Costa Peruana, las alturas más bajas llegan a 80 m.s.n.m. Políticamente se encuentra en el distrito de Mala, provincia de Cañete, Región de Lima, con una producción mensual aproximada de 5000 tms. Actualmente en la CIA. Minera Condestable S.A se aplica tres métodos de explotación: El minado convencional shirinkage, taladros largos y por cámaras y pilares; este último es el que tiene mayor aplicabilidad.

La limpieza es a través de Scooptram JHG de 6.3 Yd³; este último es escenario de la recopilación de datos.

El presente trabajo está orientado a la complementación académico - práctico que el futuro Ingeniero de Minas debe consolidar para el mejor ejercicio y desempeño profesional en el campo de la minería, la misma que necesita de herramientas para la adopción de decisiones de gestión cuya aplicación y nivel de respaldo

académico tengan sustento y validación en las operaciones de minado; dentro de ellas los Métodos Numéricos, permiten adoptar decisiones más razonadas por arribar a resultados confiables, producto de la formulación de algoritmos matemáticos representativos de las operaciones reales de minado, en este caso el de acarreo. Los algoritmos obtenidos reflejan situaciones reales del equipo para condiciones de terreno conocidos, por lo que, este estudio es importante como referencia metodológica en la selección de equipos a través del conocimiento de su distancia óptima de acarreo.

RESUMEN

En el capítulo I, se considera la ubicación y las vías de acceso a la mina Condestable S.A., los recursos con los que cuenta la zona para que pueda operar la empresa como son los recursos humanos, energéticos e hídricos; así mismo, se menciona el clima, el problema, los objetivos, las hipótesis, las variables e indicadores del tema a desarrollarse.

En el capítulo II, trata del sistema de minado en la mina Condestable S.A, las labores mineras, el ciclo de minado, método de explotación de cámaras y pilares y su respectiva aplicación.

En el capítulo III, abarca la metodología de selección de los equipos LHD aplicando el software mathcad, la disponibilidad, mantenimiento de los scoop, cálculo del costo horario del scoop, simulación con el software a través de la formulación de los algoritmos teniendo como herramienta los parámetros considerados para finalmente evaluar los resultados.

En el capítulo IV, abarca la seguridad y medio ambiente, la política de la empresa, el Sistema Integrado de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Responsabilidad social, los índices de frecuencia (IF), índices de severidad (IS), índice de accidentabilidad (IA); así como la evaluación del control de riesgos físicos - químicos o biológicos en los ambientes de trabajo.

En el capítulo V, nos muestra los resultados y las discusiones de la metodología de selección de los equipos LHD aplicando el software mathcad en la Cía. minera Condestable S.A.

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	
CAPITULO I. GENERALIDADES.....	1
1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	1
1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.....	3
1.3. ANTECEDENTES.....	3
1.4. RECURSOS.....	6
1.4.1. HÍDRICOS.....	6
1.4.2. HUMANOS.....	7
1.4.3. ENERGÉTICOS.....	7
1.5. MÉTODO DE TRABAJO.....	7
1.5.1. PLANTEAMIENTO.....	7
1.5.2. JUSTIFICACIÓN.....	7
1.5.3. IMPORTANCIA.....	8
1.6. GEOMORFOLOGIA.....	8
1.7. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.....	8
1.8. FUERZA ELECTROMOTRIZ.....	10
1.9. FORMULACION DEL PROBLEMA.....	10
1.9.1. PROBLEMA PRINCIPAL.....	10
1.9.2. PROBLEMA SECUNDARIO.....	10
1.10. OBJETIVOS.....	10
1.10.1. OBJETIVO GENERAL.....	10
1.10.2. OBJETIVO ESPECÍFICO.....	11
1.11. HIPÓTESIS.....	11
1.11.1. HIPÓTESIS GENERAL.....	11
1.11.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICO.....	11

1.11.3. VARIABLES E INDICADORES.....	11
1.11.3.1. VARIABLE INDEPENDIENTE.....	11
1.11.3.2. VARIABLE DEPENDIENTE.....	11
CAPITULO II. SISTEMA DE MINADO EN LA CIA MINERA CONDESTABLE	
S.A.....	12
2.1. SISTEMA DE MINADO.....	12
2.1.1. DESARROLLO.....	12
2.1.2. PREPARACIÓN.....	12
2.1.3. EXPLOTACIÓN.....	12
2.1.4. PLANEAMIENTO DE MINADO.....	13
2.2. LABORES MINERAS.....	14
2.2.1. LABORES DE DESARROLLO.....	14
2.2.2. LABORES DE PREPARACIÓN.....	14
2.2.3. LABORES DE EXPLOTACIÓN.....	15
2.2.3.1. PERFORACION.....	15
2.2.3.2. VOLADURA.....	16
A. PARAMETROS DE VOLADURA.....	17
B. USO DEL EXPLOSIVO.....	17
B.1. Explosivos primarios.....	17
B.1.1. Emulsión.....	17
B.1.2. Composición química de las emulsiones.....	18
B.1.3. Características técnicas del emulnor.....	18
B.1.4. Ventajas de las emulsiones.....	19
B.1.5. Desventaja de la emulsión.....	19
B.2. Explosivos secundarios o agente de voladura.....	19
B.2.1. Anfo (Superfam).....	19
C. ACCESORIOS DE VOLADURA.....	20
C.1. Fulminante común.....	20
C.2. Mecha rápida.....	20
C.3. Cordón Detonante.....	20
C.4. Pentacord 3P.....	21

2.3. ORDEN Y TIPO DE SALIDA DE LOS TALADROS EN EL PROCESO DE DETONACIÓN.....	21
2.3.1. ORDEN DE SALIDA DE LOS TALADROS.....	21
a. Calculo del burden para el arranque.....	24
b. Calculo del burden para la ayuda (2 ^{do} cuadrante).....	26
c. Calculo del burden para la sobreayuda 1 (3 ^{do} cuadrante).....	27
d. Calculo del burden para la sobreayuda 2 (4 ^{do} cuadrante).....	27
e. Diseño para los taladros del arrastre.....	28
f. Calculo para los taladros de contorno.....	29
2.3.2. LIMPIEZA.....	31
2.3.3. SOSTENIMIENTO.....	31
2.3.3.1. CLASIFICACIÓN DE SOSTENIMIENTO.....	31
a. Perno helicoidal.....	32
b. Malla electrosoldada.....	35
c. Shotcrete.....	36
2.4. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.....	39
2.4.1. CÁMARAS Y PILARES.....	39
a. Preparación.....	41
b. Explotación.....	41
2.4.2. CÁLCULO DEL DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES EN LA CÍA. MINERA CONDESTABLE S.A.....	41
2.4.2.1. EVALUACIÓN GEOMECÁNICO.....	41
2.4.2.2. DISEÑO DE CAMARAS Y PILARES.....	42
2.5. PERSONAL.....	46
2.6. EQUIPOS.....	47
2.7. RENDIMIENTOS.....	47
CAPITULO III. METODOLOGIA DE SELECCIÓN DE EQUIPOS LHD APLICANDO EL SOFTWARE MATHCAD.....	50
3.1. TRANSPORTE SIN RIELES EN MINERÍA (TRACKLESS MINING).....	50
3.1.1. TIPOS, MARCAS Y MODELOS DE CARGADORES DE BAJO PERFIL (LHD) UTILIZADOS EN LA MINA CONDESTABLE.....	52

3.2. PERFORMANCE DE EQUIPOS LHD.....	52
a. Condiciones de trabajo.....	53
b. Carga transportada por ciclo.....	53
c. Ciclo de trabajo.....	54
d. Limitaciones de Velocidad.....	54
e. Ventilación.....	55
3.3. MANTENIMIENTO DE SCOOPS.....	56
a. Seguridad general antes realizar un mantenimiento.....	56
b. Programa de mantenimiento de equipos.....	56
3.4. DISPONIBILIDAD DE SCOOPS.....	57
a. Disponibilidad mecánica (DM).....	57
b. Disponibilidad física (DF).....	58
3.5. DISTANCIAS ECONÓMICA DE ACARREO DEL SCOOP.....	59
3.6. COSTO HORARIO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DEL EQUIPO LHD.....	59
3.7. APLICACIÓN DEL SOFTWARE MATHCAD.....	64
3.7.1. PARÁMETROS CONSIDERADOS.....	64
3.7.1.1. REGRESIÓN LINEAL.....	64
a. Criterio para un mejor ajuste.....	65
b. Ajuste de una línea recta por mínimos cuadrados.....	66
3.7.1.2. REGRESION POLINOMIAL.....	67
3.7.1.3. LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE.....	69
3.7.2. FORMULACIÓN DEL ALGORITMO.....	71
a. Producción y disponibilidad mecánica.....	73
b. Producción y Eficiencia.....	74
c. Producción y la distancia.....	76
d. Producción y capacidad nominal de cuchara.....	78
e. Producción y factor de llenado.....	79
f. Producción y pendiente.....	81
3.7.3. SIMULACIÓN CON EL SOFTWARE MATHCAD.....	120

3.7.3.1. Cálculos de los algoritmos de producción aplicando el Software Mathcad.....	120
3.7.3.2. Gráficos de los algoritmos de producción para un scoop de 6.3yd ³ aplicando el Software Mathcad.....	127
3.7.4. EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS DE SELECCIÓN.....	133
3.7.4.1. TIEMPOS Y MOVIMIENTOS.....	138
3.7.4.2. TIEMPO PRODUCTIVO.....	138
3.7.4.3. TIEMPO IMPRODUCTIVO.....	139
3.7.4.4. DISEÑO DEL RADIO DE CURVATURA DE UN SCOOPTRAM	139
a. Parámetros de diseño.....	139
b. Cálculo del volumen de curvatura.....	141
CAPITULO IV. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.....	142
4.1. POLÍTICA DE SEGURIDAD MINERA, SALUD Y MEDIO AMBIENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA CONDESTABLE S.A.....	142
4.1.1. PROGRAMA DE SEGURIDAD MINERA Y MEDIO AMBIENTE....	143
4.1.1.1 PERSONAL.....	143
4.1.1.2 OBJETIVOS.....	144
4.1.1.3 SISSMAR.....	145
4.1.1.4 ANALISIS DE IMPLEMENTACION DEL SISSMAR.....	146
a. Planeamiento, desarrollo y preparación.....	146
b. Implementación.....	147
b.1. Estándares y Procedimientos.....	147
b.2. Inspecciones.....	148
b.3. Instrucción.....	148
c. Mantenimiento, mejoramiento continuo y evaluación.....	149
c.1. Índice de frecuencia de accidentes (IFA).....	149
c.2. Índice de severidad de accidentes (ISA).....	150
c.3. Índice de accidentabilidad (IA).....	151
d. Conocimiento, evaluación, control de riesgos físicos - químicos o biológicos en los ambientes de trabajo.....	154
d.1. Peligros físicos.....	155

d.2. Peligros químicos.....	155
d.3. Clasificación de los residuos.....	155
CAPITULO V. RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	157
RESULTADOS.....	157
DISCUSIONES.....	158
CONCLUSIONES.....	159
RECOMENDACIONES.....	160
BIBLIOGRAFIA.....	161
ANEXOS.....	162
	A
	174

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Mina Condestable, se ubica en el distrito de Mala, provincia de Cañete, Región de Lima. Corresponde a sus principales instalaciones las siguientes coordenadas geográficas:

76° 35'30" de longitud W y

12° 42'02" de latitud Sur.

Su acceso desde la ciudad de Lima, se efectúa utilizando la siguiente ruta:

- Autopista Lima – Mala = 90 Km.

- Trocha afirmada = 05 Km.



Fuente: Cia. minera Condestable S.A.

1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima del área es típico de la Costa Peruana, cálido y húmedo en verano con temperaturas que oscilan durante el día entre 20° y 30° C con medias de 75 % de humedad relativa máxima de 100 % que sumada a la precipitación pluvial estacional, favorecen el desarrollo de las llamadas "lomas".

En cuanto a vegetación, es muy escasa ya que el área se encuentra en terrenos faltos completamente de vegetación por falta de agua, solo se ve la presencia de algunos cactus y en las zonas bajas predominan los arenales.

Debido a la proximidad del mar (5 Km, aproximadamente) la brisa ocasiona rápida corrosión de los equipos metálicos.

1.3. ANTECEDENTES

A inicios del mes de Julio de 1961, Nippon Mining Company inicia los primeros trabajos de reconocimiento geológico de Condestable y en Agosto del mismo año firma un contrato de exploración.

El 14 de Noviembre de 1962, se constituye Compañía Minera Condestable S.A. y durante el mes de Julio de 1964, se inició la explotación del yacimiento con un tratamiento de 300 t/día y 2.50 % Cu. En Agosto de 1964, se incrementó la capacidad de la Planta Concentradora a 600 t/día.

El 29 de Enero de 1976, Nippon Mining Company dona la Mina Condestable al Gobierno Peruano, a cambio de la deuda correspondiente al tiempo de servicios del personal. La donación se hace por intermedio del Ministerio de Energía y Minas.

En Noviembre de 1977, se iniciaron los trabajos de desbroce para el minado del Tajo Abierto "Resurrección", de las cajas-puentes y pilares de la antigua explotación por Cámaras y Pilares y en Noviembre de 1978, se inició la extracción de mineral del tajo abierto, extracción que se mantuvo hasta Diciembre de 1997.

En Septiembre de 1986 la capacidad de la Planta Concentradora alcanza las 1350 t/día.

El 26 de Mayo de 1992, Compañía Minera Condestable se convierte en la primera empresa privatizada del país. El año 1995 se incrementa la capacidad de la planta Concentradora, teóricamente se proyectó a 1650 t/día, alcanzando un nivel real de producción menor a 1,500 t/día.

En enero de 1997, ingresan los actuales accionistas mayoritarios. Trafigura Beheer B.V. mediante una OPA adquiere el 30.6 % de las acciones y también incrementa su participación el señor Javier Chávez Linares. Ese mismo año, en julio, mediante aumento de capital ingresa como accionista LG Metales de Corea, hoy representado por LGIS, asumiendo el 20 % del capital incrementado y realizando un préstamo subordinado de US\$3,000,000, financiando con esto un intenso programa de exploración, que se inicia de inmediato y culmina sin resultados significativos a mediados de 1998.

El 31 de Enero de 1998, se paralizaron las operaciones de producción por falta de reservas de mineral con leyes económicas y la significativa caída del precio del cobre en los mercados mundiales.

En julio de 1998, se reinician las operaciones a 50 % de la capacidad instalada, con mineral de Condestable y con leyes de cabeza de 1.31 % Cu, mientras se negocia un contrato de cesión minera con Cia. Minera Pativilca por los derechos de la colindante mina Raúl, que se firma en el mes de octubre de dicho año, comenzando de inmediato la rehabilitación de la mina, que había sido cerrada un año antes por sus propietarios. Finalmente, en marzo de 1999 se inician las operaciones de minado en dichas concesiones. Posteriormente se extiende el contrato de cesión a 15 años y en Enero de 2005, Condestable toma la opción que le permite explotar la mina Raúl y denuncios adyacentes en actual explotación, hasta Febrero de 2014.

A partir de marzo del año 2000 se aumenta la capacidad de tratamiento a 1950 t/día, En setiembre de 2002 se aprueba el proyecto para incrementar nuevamente la capacidad de 1950 t/día a 2500 t/día. La ejecución del proyecto se inició el 17 de Diciembre del 2002 y culminó el 12 de Julio del 2003, luego de una etapa de ajustes, la capacidad de tratamiento se estabilizó en 2700 t/día y posteriormente en 2800 t/día.

El Directorio del 29 de abril 2004 aprobó el proyecto de ampliación de la producción de 2800 tpd a 3600 tpd, hacia fines del año 2004, proyecto que ha entrado en una primera etapa en producción, con un tratamiento de 3150 tpd, que estará listo para alcanzar una producción de 3700 tpd a fines de marzo 2005.

La empresa pertenece al sector de Minería, que se constituye en el principal sector generador de divisas y fuente de trabajo para miles de peruanos.

Las ventas netas de bienes y servicios para el periodo 2004 alcanzaron la cifra de US\$24,105,000 frente a los US\$ 16,711,000 registrados en el año 2003 y US\$11,439,000 del año 2002. El 100% de las ventas efectuadas se han realizado en el mercado nacional. Para el incremento de las ventas ha influido fundamentalmente el incremento de los precios internacionales de los metales así como el mayor contenido de oro en los concentrados producidos.

Compañía Minera Condestable S.A.A., tiene firmado con el Estado un Contrato de Garantías y Medidas de Promoción a la Inversión que le permite gozar de Estabilidad Tributaria, este contrato entró en vigencia el 12 de Junio de 1996 y se extenderá por 10 años.

En cuanto a los principales activos con los que cuenta Compañía Minera Condestable S.A.A. encontramos los de su Planta Concentradora en donde podemos citar cuatro chancadoras de última generación, un sofisticado sistema de fajas transportadoras, así como 5 molinos de diferente capacidad y un sistema de flotación de celdas Wenco y Denver. Asimismo para el desarrollo de sus operaciones en mina cuenta con una flota de ocho

cargadores de bajo perfil de marca Atlas Copco y Caterpillar, por otro lado posee 3 perforadoras Diamec con capacidad de perforación superior a los 250 metros.

En la actualidad parte de estos equipos se encuentran en garantía de operaciones financieras por créditos asumidos por administraciones anteriores y por nuevas operaciones que están permitiendo incrementar la capacidad de operación de la mina.

La Compañía al 31 de Diciembre de 2003 contaba con 20 empleados. Al cierre del año 2004 el número de empleados se ha incrementado, contando ahora con 41 empleados permanentes de los cuales 13 son funcionarios y 28 son empleados. La empresa no cuenta con personal obrero.

Para el desarrollo de las operaciones mineras, Condestable ha suscrito contratos de tercerización con empresas que le prestan servicios especializados y de mano de obra.

Al 31 de Diciembre de 2004, se tiene un procedimiento contencioso administrativo pendiente de resolución ante la SUNAT según expediente No.0150340001851 de fecha 06 de Febrero de 2004, por concepto de reclamación parcial de Impuesto a la Renta, IGV, e Impuesto Mínimo a la Renta correspondiente al año 2001. La Gerencia respaldada por sus asesores legales tributaristas, consideran que existen suficientes elementos de hecho y de derecho para prever que la impugnación interpuesta será declarada fundada en la oportunidad en que SUNAT se pronuncie.

1.4. RECURSOS

1.4.1. HÍDRICOS:

Las aguas que se usan con fines domésticos e industriales son captadas por filtración de la napa freática a través de los pozos ubicados en Bujama Baja desde donde se bombea a unos tanques ubicados en la mina.

1.4.2. HUMANOS:

El personal que labora en la Mina Condestable es principalmente del distrito de Mala y en menor proporción de la Provincia de Cañete y diferentes regiones del país debido a la experiencia que poseen en trabajos propios de la minería.

1.4.3. ENERGÉTICOS:

La energía eléctrica utilizada para fines industriales y operaciones de mina es captada de la red energética que abastece a la ciudad de Lima proveniente de la central hidroeléctrica del Mantaro.

1.5. MÉTODO DE TRABAJO

1.5.1. PLANTEAMIENTO:

La Mina Condestable viene utilizando equipos LHD para la limpieza de los frentes de labores como galerías, rampas y subniveles, cuyo material tiene que ser trasladado hasta los echaderos cuya distancia en algunos casos es corto y en otros largo, el cual afecta el rendimiento del scoop, además es necesario analizar otros factores que intervienen en el rendimiento.

Como aporte a la solución del problema se formulará un algoritmo de decisión que de como resultado el rendimiento horario del equipo, y a partir de ella se simularan condiciones distintas en la cual intervengan parámetros como son: la distancia de acarreo, pendiente, eficiencia, disponibilidad mecánica, factor de carguío y capacidad nominal de cuchara, para finalmente obtener las condiciones óptimas de trabajo.

1.5.2. JUSTIFICACIÓN:

Con la aplicación del software Mathcad se podrá seleccionar el equipo adecuado que dé el rendimiento óptimo y proporcione el costo más bajo de acarreo.

1.5.3. IMPORTANCIA:

La selección de cargadores de bajo perfil (LHD) en el acarreo de frentes es de importancia porque incide en el tiempo de limpieza y de él depende los otros trabajos como son la perforación – voladura, sostenimiento y por lo tanto el avance a obtenerse.

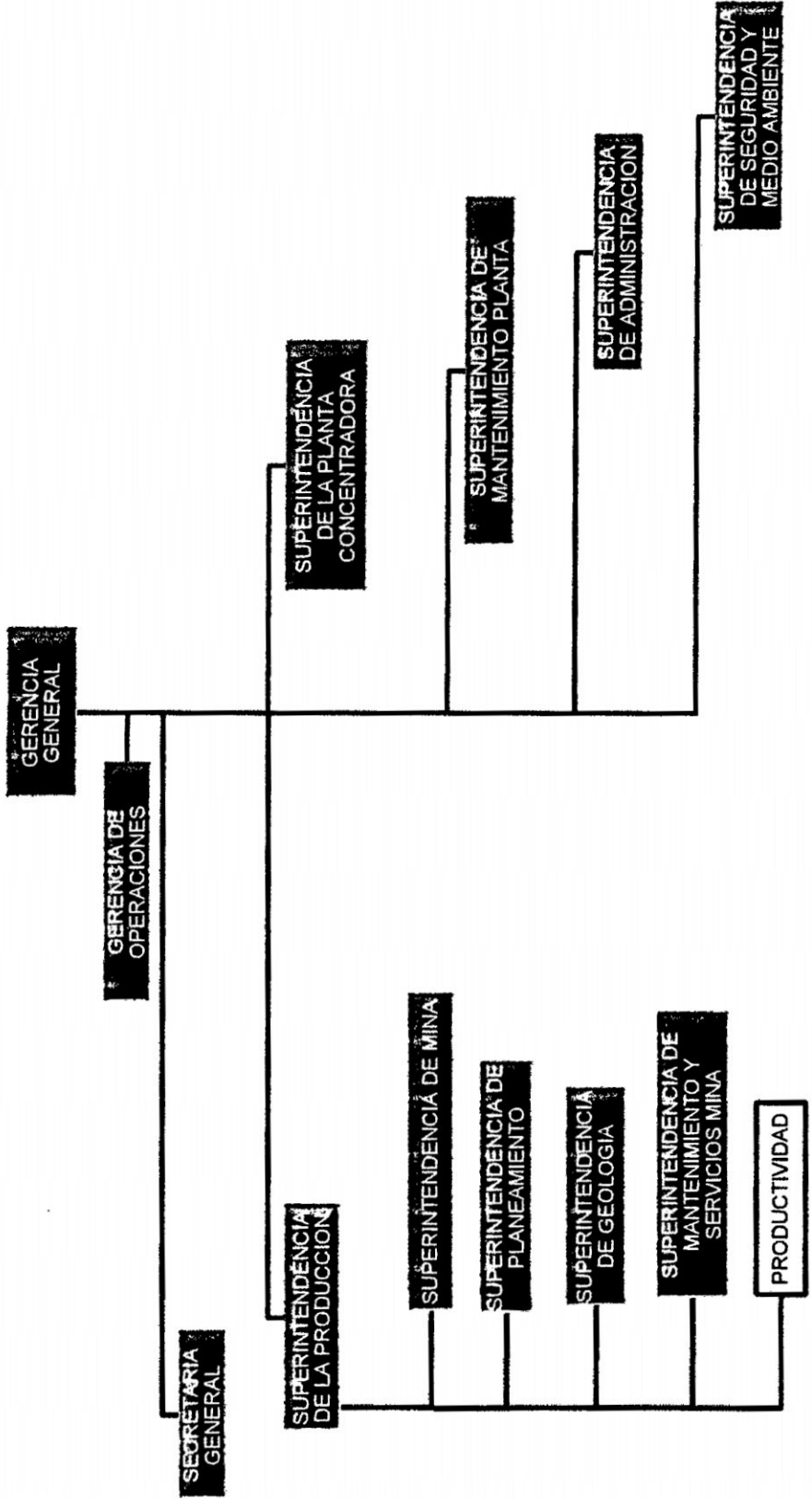
1.6. GEOMORFOLOGIA

Geomorfológicamente se reconocen dos unidades de extensión local: una unidad representada por la acumulación de material detrítico que ha rellenado los cauces de vaguadas y quebradas actualmente secas y las estribaciones bajas del flanco occidental del Batolito Costanero caracterizado por un relieve compuesto por cerros de flancos empinados, labrados en rocas graníticas y volcánico - sedimentarias. La elevación de estos cerros se incrementa rápidamente hacia el Este.

1.7. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

La organización es el conjunto de conexiones de coordinación, jerarquía y comunicación que se necesita la empresa para relacionar sus factores de producción. En el caso de la Empresa Condestable el tipo de organización que se viene practicando es el lineal.

ORGANIGRAMA FUNCIONAL DE GERENCIA DE OPERACIONES



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE ADMINISTRACION C.M.C

1.8. FUERZA ELECTROMOTRIZ

La compañía Minera Condestable S.A., compra a Electro Lima S.A. la energía eléctrica requerida en sus diferentes operaciones técnicas, así como para el consumo doméstico.

La capacidad receptiva del sistema, es la siguiente:

a) Plancha Concentradora	750,000 Kw-H (66%)
b) Mina	82,000 Kw-H (7%)
c) Campamentos	130,000 Kw-H (12%)
d) Talleres	13,000 Kw-H (1%)
e) Pozos	<u>155,000 Kw-H (14%)</u>
Total =	1'130,000 Kw-H (100%)

1.9. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.9.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo se debe seleccionar los equipos LHD para optimizar las operaciones mineras en la CIA minera Condestable S.A.?

1.9.2. PROBLEMA SECUNDARIO

¿Cómo se debe optimizar la selección de los equipos LHD aplicando el software Mathcad en la Cía. minera Condestable S.A.?

¿Cómo se debe incrementar la eficiencia de los equipos Scoops en las operaciones mineras de la Cía. minera Condestable S.A.?

1.10. OBJETIVOS

1.10.1. OBJETIVO GENERAL

Seleccionar adecuadamente los equipos LHD.

1.10.2. OBJETIVO ESPECÍFICO

- a). Determinar la optimización de los equipos LHD en la Cía. minera Condestable S.A.

- b). Evaluar el incremento de la eficiencia de los equipos LHD en las operaciones mineras de la Cía. minera Condestable S.A.

1.11. HIPÓTESIS

1.11.1. HIPÓTESIS GENERAL

Es posible conocer los métodos de selección de los equipos LHD

1.11.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICO

- a) Se puede determinar la optimización de los equipos LHD en la Cía. Minera Condestable S.A.

- b) Es posible evaluar el incremento de la eficiencia de los equipos LHD en las operaciones mineras de la Cía. Minera Condestable S.A.

1.11.3. VARIABLES E INDICADORES

1.11.3.1. VARIABLE INDEPENDIENTE:

Software mathcad

INDICADORES:

- (tiempo, hr, disponibilidad, %)

1.11.3.2. VARIABLE DEPENDIENTE:

Selección de equipos LHD

INDICADORES:

- Rendimiento de scoop (TM/h, \$/hora, \$ /Ton)

CAPITULO II

SISTEMA DE MINADO EN LA CIA MINERA CONDESTABLE S.A.

2.1. SISTEMA DE MINADO

2.1.1. DESARROLLO

Operaciones que se realizan para ser posible la explotación del mineral contenido en un yacimiento. Solucionado que procede explotar el yacimiento debe prepararse para tal efecto, corriendo socavones y galerías, levantando chimeneas, removiendo estéril. Es decir, construir los accesos al mineral principalmente con fines de cubicación de reservas de mineral.

2.1.2. PREPARACIÓN

Son las labores que permiten explotar el mineral tales como: subniveles, tolvas, chimeneas para relleno y para ventilación, etc.

2.1.3. EXPLOTACIÓN

Actividad minera tendente a demostrar las dimensiones, posición, características mineralógicas, reservas y leyes de los yacimientos minerales. Tiene como principal finalidad la extracción del mineral roto.

2.1.4. PLANEAMIENTO DE MINADO

El área de planeamiento en coordinación con las demás áreas es el encargado de elaborar el programa de producción y avances semanal y mensual, incluyendo dentro de ello el cálculo y control de los parámetros de minado de cada una de las operaciones con la finalidad de optimizar los recursos. Las principales funciones que cumple el departamento de planeamiento son:

- Diseñar y/o complementar en coordinación con la jefatura de costos los reportes de control de operaciones.
- Capacitar personal de supervisión para el llenado correcto de los reportes para cada una de las áreas.
- Establecer el cronograma de inspecciones mina mensualmente en coordinación con la jefatura de zona y hacer el seguimiento de acuerdo al desarrollo de las actividades en el transcurso del mes.
- Elaborar el requerimiento de personal, equipo, materiales y/o insumos de acuerdo al programa de operaciones mina mensualmente.
- Controlar parámetros de operación realizados mes a mes con el fin de obtener datos históricos representativos que servirán para comparar con los parámetros utilizados, en coordinación con la jefatura de costos y proveer de esta información a operaciones.
- Proponer alternativas de optimización de la productividad y minimización de los costos de operación en coordinación con jefatura de mina y costos.
- Elaborar un informe mensual abarcando básicamente ratios de productividad, factores de consumo y/o rendimientos que servirán para evaluar las operaciones en general y tomar decisiones.

2.2. LABORES MINERAS

2.2.1. LABORES DE DESARROLLO

En la mina Condestable las labores de desarrollo constituyen las rampas y galerías de sección 3.0 m x 3.0 m. y 4.0 m x 4.0 m, las rampas tienen una pendiente de 12% a más (positiva o negativa según los requerimientos), y las galerías tienen una pendiente de 6/1000. Estas labores cuentan con una cuneta de 0.5 m x 0.5 m de sección excavada en roca; las tuberías, manga de ventilación y cable de energía eléctrica se instalan sobre alcayatas distanciadas a 3.0 m entre sí y ubicadas según el estándar para instalación de servicios auxiliares.

La perforación de labores de desarrollo como rampas y cruceros de sección 3.0 m x 3.0 m y 4.0 m x 4.0 m se ejecutan generalmente con Jumbo Electro Hidráulico Boomer H-281 de un brazo, con una longitud de barra de 14 pies y diámetro de broca de 45mm.

Para la voladura se utiliza como agente de voladura SUPERFAMDOS, que es iniciado por un cebo preparado con EMULNOR 5000 y Fanel de período corto y período largo que es distribuido en el frente; para el carguío se utiliza cargadores neumáticos de ANFO. En los taladros de la corona se realiza la voladura controlada para no dañar el techo, utilizando como carga EMULNOR 1000 con espaciadores y cordón detonante. Para la limpieza se utiliza Scoop Diesel de 4.1 Yd³ y 6.3 Yd³ que lleva el material a la cámara de carguío para ser transportado con volquetes a la cancha de desmonte en superficie.

2.2.2. LABORES DE PREPARACIÓN

Se prepara el sector mediante un sistema de galerías paralelas es decir, galerías en dirección transversal, de tal modo que uno de ellos sirve para ventilación y el otro para transporte; estas labores tienen secciones de 3.0 m x 3.0 m ó 4.0 m x 4.0 m; además se tienen chimeneas de sección 3.0 m x 1.5 m. y ventanas de acceso (draw point) de 3.0 x 3.0m.

Las galerías de sección 3.0 m x 3.0 m tienen una pendiente positiva de 6/1000. Estas labores cuentan con una cuneta de 0.3 m x 0.3 m de sección excavada en roca; Las tuberías se instalan sobre alcayatas distanciadas convenientemente entre sí y ubicados según el estándar para instalación de servicios auxiliares

La perforación en galerías de sección 3.0 m x 3.0 m y menores se realiza con equipo de perforación convencional Jack Leg y las barras que se utilizan normalmente son de 4' y 6' con brocas de 36 mm y 34 mm respectivamente. La malla de perforación típica utilizada en condiciones de terreno competente es el corte quemado.

Para la voladura y limpieza se procede de la misma manera como para las labores de desarrollo.

2.2.3. LABORES DE EXPLOTACIÓN

Completada la preparación del block de mineral se llevan a cabo las labores de explotación propiamente dichas, iniciándose el arranque del mineral en forma ascendente a partir de los subniveles, ubicándose pilares de sostenimiento con la finalidad de proteger las zonas falladas y aprovechando los puntos con mineralización pobre para su emplazamiento, buscando siempre la coincidencia en la alineación vertical de los pilares correspondientes a los niveles inferiores con el objeto de evitar el colapso de las labores en profundidad por un inadecuado sostenimiento.

2.2.3.1. PERFORACION

La perforación es la operación más importante en todo ciclo de minado, que básicamente consiste en hacer huecos cilíndricos en el macizo rocoso en donde se carga el explosivo y se confina para luego realizar la voladura.

En la Mina Condestable, para la perforación se utiliza generalmente equipo de perforación Jack Leg de la marca Atlas Copco, stoper y Jumbo Boomer H281

Tabla 2.1: Distribución de carga por taladro

DISTRIBUCION DE TALADROS	N° DE TAL.	N° DE CART.	N° T. CART.	Kg. T. CART.	ANFO (Kg/TAL)	Kg DE ANFO	Kg TOTALES
ALIVIO	3	0	0	0	0	0	
ARRANQUE	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
AYUDA DE ARRANQUE	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
SOBREAYUDA 1	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
SOBREAYUDA 2	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
CUADRADORES	4	1	4	0.9259	1.5	6	6.925926
CORONA	5	1	5	1.1574	1.5	7.5	8.657407
ARRASTRE	5	23	115	11.69			11.68699
SUMATORIA	33	29	140	17.474	23.0	93.5	110.974

2.2.3.2. VOLADURA

En cuanto a la voladura, se utiliza Emulsiones de 5000 de 1" de diámetro y 7" de longitud, en cuanto a los accesorios se utiliza: El fanel ensamblado con el fulminante N° 8 para iniciación de los explosivos primarios, además se utiliza el pentacord para poder realizar el amarre de los faneles, finalmente se utiliza guía de seguridad y mecha rápida para el chispeo final.

La voladura es una de las operaciones unitarias muy importantes, es un proceso tridimensional, en la cual las presiones generadas, por los explosivos confinados dentro del taladro, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

A. PARAMETROS DE VOLADURA

- Longitud efectiva de perforación = 12ft
- Longitud de barra = 14ft
- Roca dura en su mayoría tipo I, II y III
- Diámetro de broca de producción = 48mm
- Diámetro del taladro de alivio = 89mm
- Explosivo empleado como iniciador Emulnor 1 1/4" x 7"
- Explosivo empleado en la columna (ANFO)

B. USO DEL EXPLOSIVO

B.1. Explosivos primarios: Los explosivos primarios usados son los siguientes:

- ✓ Fulminante N° 08
- ✓ Emulnor 5000 1 1/4" X 7"

Propiedades:

- ✓ Densidad relativa (g / cc) : 1.16
- ✓ Velocidad de detonación (m / seg.) : 5700
- ✓ Presión de detonación (Kbar.) : 88
- ✓ Energía (Kcal / Kg) : 870
- ✓ Volumen normal de gases (L / Kg) : 870
- ✓ Potencia relativa en peso (%) : 105
- ✓ Potencia relativa en volumen (%) : 155
- ✓ Resistencia al agua : Excelente
- ✓ Categoría de humo : primera

B.1.1. Emulsión: Es una solución acuosa saturada de sales oxidantes dentro de una fase aceitosa conformada por los combustibles, emulsificantes y es sensibilizada mediante la adición de elementos que regulan su densidad, es muy buena en términos de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de la voladura, de lo que se deduce como efectos una mejora en

los avances y en los volúmenes de rotura, así como una reducción en los costos.

B.1.2. Composición química de las emulsiones:

➤ **Agente oxidante (70 - 90%)**

- Nitrate de Amonio · Nitrate de Sodio
- Nitrate de Potasio · Nitrate de Calcio

➤ **Combustible (3 - 10%)**

- Aceite y/o Cera.

➤ **Emulsificantes (0.5 - 5%)**

- Emulsificantes No Iónicos
- Emulsificantes Iónicos

➤ **Sensibilizantes (1 - 7%)**

- Agentes Espumantes Químicos
- Microesferas.

B.1.3. Características técnicas del emulnor

Tabla 2.2: Características técnicas del emulnor

CARACTERISTICAS	EMULNOR TIPO 1000	EMULNOR TIPO 3000	EMULNOR TIPO 5000
Dimensión de los Cartuchos (Pulg)	1 1/8" x 16"	1 1/8" x 16"	1 1/8" x 16"
Peso por caja (Kg)	25	25	25
Cantidad de cartuchos por caja	84	86	88
Peso de cada cartucho (Kg.)	0.284	0.291	0.298
Densidad relativa (g/cm ³)	1,13	1,14	1,16
Velocidad de detonación* (m/s)	5800	5700	5500
Presión de detonación en medio confinado (kbar)	95	93	88
Volumen normal de gases (l/kg)	920	880	870
Potencia relativa en peso** (%)	85	100	105
Potencia relativa en volumen** (%)	120	145	155
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Equivalencias referenciales de uso con la Dinamita.	Semigelatina 45 % y pulverulenta 65%	Semi gelatina 65%	Gelatina 75%

*: Velocidad de detonación en medio confinada de 1 1/2" de diámetro.

** : Potencia relativa al Anfo con potencia convencional de 100.

B.1.4. Ventajas de las emulsiones

- a. Son 100 % resistentes al agua.
- b. Por su balance de oxígeno, genera menos gases tóxicos residuales, permitiendo el reingreso de personal en un menor tiempo y no provoca dolores de cabeza.
- c. Son más seguros frente a los estímulos de golpe, choque, fricción, fuego e impacto de bala.

B.1.5. Desventaja de la emulsión

No tiene simpatía o transmisión de la detonación (sin simpatía) por lo que no se pueden espaciar.

B.2. Explosivos secundarios o agente de voladura

B.2.1. Anfo (Superfam): EL SUPERFAM es un agente de voladura que se encuentra adecuadamente balanceado en oxígeno. Está formulado con Nitrato de Amonio en prills grado ANFO y un combustible líquido, a los que se ha agregado un colorante.

El Nitrato de Amonio usado en SUPERFAM es un producto de reconocida calidad internacional, cuyas características principales son las de poseer una estructura microporosa, que permite la distribución homogénea de los elementos energizantes y el combustible.

Tabla 2.3: Características técnicas del Superfam

CARACTERÍSTICAS	SUPERFAM
DENSIDAD APARENTE (g/cm³)	0,73
VELOCIDAD DE DET.(m/s)	3000
PRESIÓN DETONACIÓN (Kbar)	32
RESISTENCIA AL AGUA	Pobre

C. ACCESORIOS DE VOLADURA

Se emplea los siguientes accesorios de voladura:

- ✓ Fulminante N° 08.
- ✓ Mecha rápida
- ✓ Cordón detonante
- ✓ Faneles

C.1. Fulminante común

Está conformado por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo. Está diseñado para ser iniciado por la chispa de una mecha de seguridad y es usado para iniciar a la Dinamita, Cordón detonante, Emulsiones y otros explosivos sensibles a este accesorio.

C.2. Mecha rápida: Es un alambre delgado y flexible recubierto con un compuesto pirotécnico.

C.3. Cordón detonante: Son accesorios no eléctricos para voladura con propiedades importantes como alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y gran seguridad.

Están constituidos por un núcleo de pentrita (PENT) recubierto con fibras sintéticas y forrados con un material plástico.

C.4. Pentacord 3P: Es un Cordón detonante de bajo gramaje desarrollado para iniciar mangueras, fanel. Además utilizamos este accesorio para voladuras secundarias (plasteo)

2.3 ORDEN Y TIPO DE SALIDA DE LOS TALADROS EN EL PROCESO DE DETONACIÓN

2.3.1 ORDEN DE SALIDA DE LOS TALADROS

Si menciono el termino de salida de los taladros, me refiero a la secuencia de salida de los taladros es decir a la distribución de los faneles según la salida de los taladros, para ello hay faneles de período corto que varían en milésimas de segundo como vuelvo a repetir según el orden de salida es decir al tiempo de salida, en los planos de perforación planteados, allí figuran los números de faneles según la salida de los taladros, según el número de taladros empleados en la unidad condestable S.A.

Tabla 2.4: Cantidad de explosivos usados en la Cía. Condestable

EXPLOSIVOS	UND	SOLICITADO	TOTAL(Kg)	
Emulnor 1 1/4 x 7	und	26.0	6.019	
Emulnor 1 x 7	und	115.0	11.687	
Carmex 8 ft	und	2.0		
Pentacord	m	45.0		TOTAL(Kg)
Superfam	Kg	112.0	100	117.706

Tabla 2.5: Cantidad de faneles y tiempo de retardo

ACCESORIOS(1)	UND	CANT.	RETAR.(ms)
Fanel rojo # 1	und	2	0.25
Fanel rojo # 3	und	2	0.75
ACCESORIOS (2)	UND	CANT.	RETAR.(s)
Fanel amarillo # 1	und	2	0.5
Fanel amarillo # 3	und	2	1.5
Fanel amarillo # 5	und	4	2.5
Fanel amarillo # 7	und	4	3.5
Fanel amarillo # 9	und	6	4.5
Fanel amarillo # 11	und	5	5.6
Fanel amarillo # 13	und	5	6.8

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

EMULNOR 1 1/4" X 7" UNA
CAJA PESA 25 Kg - Y TIENE 108
EMULNORES (0.231Kg/CART.)

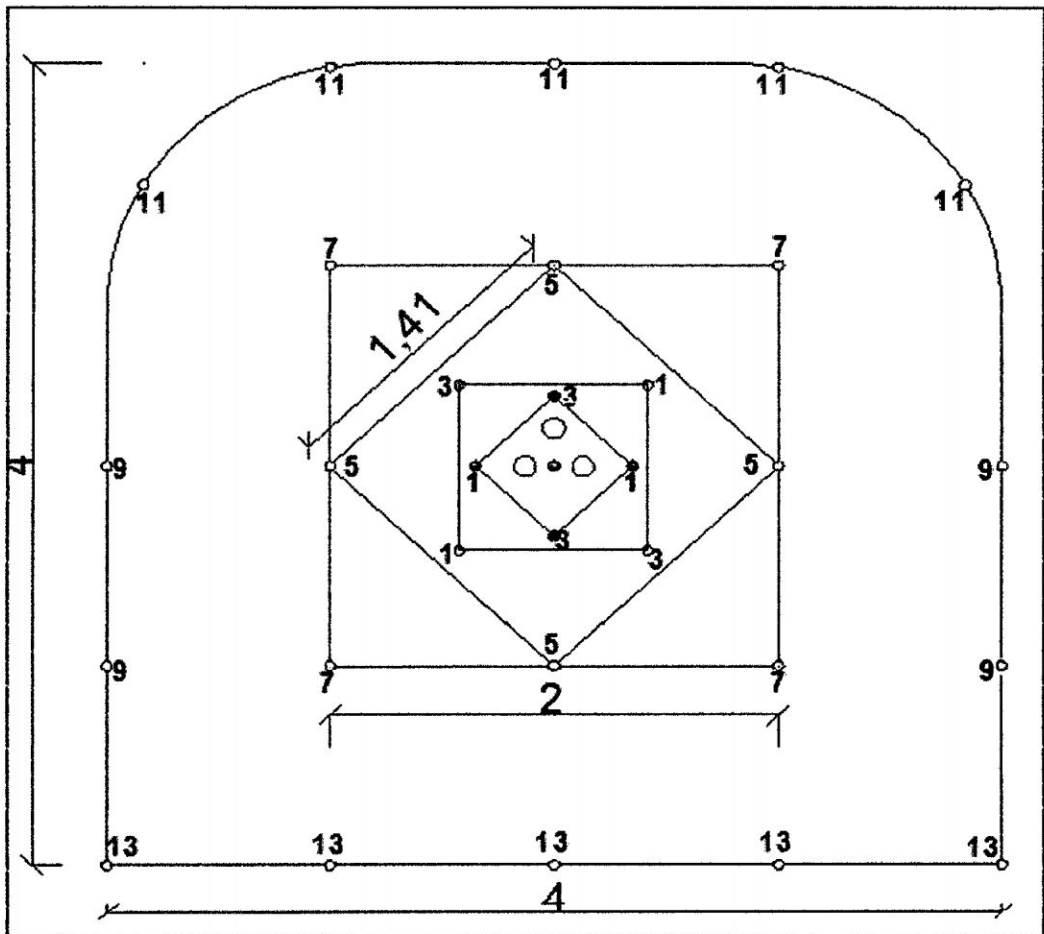
EMULNOR 1 " X 7" UNA CAJA
PESA 25 Kg - Y TIENE 246
EMULNORES (0.102 Kg/CART.)

Tabla 2.6: Distribución de carga por taladro.

DISTRIBUCION DE TALADROS	N° DE TAL.	N° DE CART.	N° T. CART.	Kg. T. CART.	ANFO (Kg/TAL)	Kg DE ANFO	Kg TOTALES
ALIVIO	3	0	0	0	0	0	
ARRANQUE	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
AYUDA DE ARRANQUE	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
SOBREAYUDA 1	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
SOBREAYUDA 2	4	1	4	0.9259	5.0	20	20.92593
CUADRADORES	4	1	4	0.9259	1.5	6	6.925926
CORONA	5	1	5	1.1574	1.5	7.5	8.657407
ARRASTRE	5	23	115	11.69			11.68699
SUMATORIA	33	29	140	17.474	23.0	93.5	110.974

- 30 taladros cargados
- 03 taladros de alivio.
- 01 rompe boca opcional.

Fig. 2.1: Malla de perforación de la Cía. Condestable



Secuencia de salida entre taladros.

- El espaciado entre los taladros de corona son de 1.0 m y el Burden en la corona también es de 1.0 m

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS

$$q = 55 \times D_1 \times \left(\frac{B}{D_2}\right)^{1.5} \times \left(B - \frac{D_2}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0.4}\right) \times \frac{1}{PRP_{anfo}}$$

Donde:

- q_1 : Concentración de carga lineal (Kg/m)
 D_1 : Diámetro de tal. de producción (m)
 D_2 : Diámetro de tal. Alivio (m)
 B : Burden (m)
 C : Constante de roca
 PRP_{anfo} : Potencia relativo. En peso ref. Anfo.

Tabla 2.7: Datos de la mina Condestable

Diámetro del taladro de alivio	89mm
Diámetro del taladro de producción	48mm
Longitud de la barra empleada	14ft

a. CALCULO DEL BURDEN PARA EL ARRANQUE

$$B = 1.7 \times Dh$$

Donde:

- B : Burden (m)
 Dh : Diámetro del taladro equivalente (m)

❖ **Calculo del diámetro equivalente (Dh):**

$$Dh = D \sqrt{n}$$

Donde:

- D_h : Diámetro del taladro equivalente (m)
 D : Diámetro del taladro de alivio (m)

n : Número de taladros vacíos.

$$Dh = 0.089 * \sqrt{3}$$

$$Dh = 0.15m$$

Burden máximo (B₁):

$$B_{1m} = 1.7xDh$$

$$B_{1m} = 1.7x0.15$$

$$B_{1m} = 0.26m$$

Burden práctico (B_{1prac}.)

$$B_{1prac} = B_1 - Ep$$

Donde:

B₁ : Burden máximo (m)

Ep : Error de perforación

❖ **Calculo del error de perforación (Ep):**

$$E_p = 0.0031xLong_{perf.}^2 + 0.0063xLong_{perf.} + 0.007$$

$$E_p = 0.0031x3.5^2 + 0.0063x3.5 + 0.007$$

$$E_p = 0.06m$$

$$B_{1prac} = B_1 - Ep$$

$$B_{1prac} = 0.26 - 0.06 = 0.20m$$

❖ **Calculo de carga para el arranque:**

$$q_1 = 55xD_1x\left(\frac{B_{1m}}{D_2}\right)^{1.5} x\left(B_{1m} - \frac{D_2}{2}\right) x\left(\frac{C}{0.4}\right) x\frac{1}{PRP_{anfo}}$$

$$q_1 = 55 \times 0.048 \times \left(\frac{0.20}{0.089}\right)^{1.5} \times \left(0.20 - \frac{0.089}{2}\right) \times \left(\frac{0.4}{0.4}\right) \times \frac{1}{1}$$

$$q_1 = 1.38 \text{ Kg/m}$$

b. CALCULO DEL BURDEN PARA LA AYUDA (2^{do} CUADRANTE)

$$B_2 = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_2 \times PRP_{anfo}}{D_1 \times C}}$$

CALCULANDO A_h (Ancho de abertura creada):

$$\text{Del plano } (A_{h1}) = 0.21 \text{ m}$$

$$A_h = Ah_1$$

$$A_h = 0.21 \text{ m}$$

Carga asumida (q_2) = 1.38 Kg/m

Constante de roca (C) = 0.4

Burden máximo:

$$B_2 = 10.5 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q \times PRP_{anfo}}{D_1 \times C}}$$

$$B_2 = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.21 \times 1 \times 1.38}{0.048 \times 0.4}}$$

$$B_{2m} = 0.41 \text{ m (burden máximo)}$$

$$B_{2p} = B_{2m} - Ep$$

$$B_{2p} = 0.41 - 0.06 = 0.35m \text{ (burden práctico)}$$

c. CALCULO DEL BURDEN PARA LA SOBREAYUDA 1 (3^{do} CUADRANTE)

$$B_3 = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_3 \times PRP_{anf0}}{D_1 \times C}}$$

CALCULANDO A_h (Ancho de abertura creada):

Del plano (A_{h1}) = 0.62m

$$A_h = A_{h1}$$

$$A_h = 0.62m$$

Carga asumida (q_3) = 1.38Kg/m

Constante de roca (C) = 0.4

Burden máximo:

$$B_{3m} = 10.5 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.62 \times 1.38 \times 1}{0.048 \times 0.4}}$$

$$B_{3m} = 0.70m \text{ (burden máximo)}$$

$$B_{3p} = B_{3m} - Ep$$

$$B_{3p} = 0.70 - 0.06 = 0.64m \text{ (burden práctico)}$$

d. CALCULO DEL BURDEN PARA LA SOBREAYUDA 2 (4^{do} CUADRANTE)

$$B_4 = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_4 \times RPR_{anf0}}{D_1 \times C}}$$

CALCULANDO A_h (Ancho de abertura creada):

Del plano (A_{h1}) = 1.31m

$$A_h = A_{h1} - Ep$$

$$A_h = 1.31m$$

Carga asumida (q_4) = 1.38Kg/m

Constante de roca (C)= 0.4

Burden máximo:

$$B_{4m} = 10.5 * 10^{-2} \sqrt{\frac{1.31 \times 1.38 \times 1}{0.048 \times 0.4}}$$

$$B_{4m} = 1.02m \text{ (burden máximo)}$$

$$B_{4p} = B_{4m} - Ep$$

$$B_{4p} = 1.02 - 0.06 = 0.96m \text{ (burden práctico)}$$

e. DISEÑO PARA LOS TALADROS DEL ARRASTRE

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{dq \times PRP}{f \times C \times E/B}}$$

Donde:

- B** : Burden (m)
- dq** : Densidad de carguío (Kg/m) (0.95Kg/m)
- PRP** : Potencia relativa del explosivo referido al anfo (1)
- f** : Factor de fijación (1)
- C** : Constante de roca (0.4)
- E/B** : Relación espaciamiento burden (1)

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.95 \times 1}{1 \times 0.4 \times 1}} = 1.39m \text{ (Burden M\u00e1ximo)}$$

Burden Pr\u00e1ctico:

$$B = 1.39 - 3.3x \text{sen}(3) - 0.01 = 1.2m \text{ (Burden Pr\u00e1ctico)}$$

- ✓ Angulo de desviaci\u00f3n (3 grados)
- ✓ Desviaci\u00f3n de perforaci\u00f3n (0.01m)

CALCULANDO EL N\u00daMERO DE TALADROS DE ARRASTRE

$$N_{tal.} = \left(\frac{\text{ancho de tunel} + H * \text{sen}(\alpha)}{B} \right) + 2$$

Donde:

H: Profundidad del taladro (3.5m)

A: Angulo de desviaci\u00f3n en el fondo del taladro (3\u00b0)

B: Burden (m)

$$N_{tal.} = \left(\frac{4 + 3.5x \text{sen}(3)}{1.2} \right) + 2$$

$$N_{tal.} = 5 \text{ tal.}$$

f. CALCULO PARA LOS TALADROS DE CONTORNO:

Se emplea la voladura controlada

Principio:

Reducci\u00f3n del factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre-rotura y costos de sostenimiento posterior al disparo

Empleo de cargas explosivas lineales de baja energ\u00eda.

Taladros muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener.

Disparo simultáneo de todos los taladros para crear una grieta o plano de rotura continuo

Teoría:

En voladura controlada se debe eliminar la rotura radial, a favor de una rotura plana.

Para ello, dos cargas cercanas se disparan simultáneamente, produciendo una grieta de tensión que determina el plano de corte

En esta grieta se infiltran los gases de explosión con efecto de cuña, expandiéndola hasta provocar la ruptura.

Esta ruptura se extiende de taladro a taladro hasta provocar el corte plano periférico.

Especificaciones:

Menor Burden: $E = 0,5$ a $0,8 B$.

Explosivo de diámetro menor que el del taladro.

Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro.

Taco inerte para mantener al explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.

Empleo de explosivo de baja velocidad y brisance.

Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí.

$$E = 16xD_1$$

Donde:

E : Espaciamiento (m).

D_1 : Diámetro del taladro (m).

$$E = 16 \times 0.048 = 0.77m$$

$$B = 1.3 \times E$$

Donde:

B : Burden (m)

E : Espaciamiento (m)

$$B = 1.3 \times 0.77 = 1.00m \text{ (Burden máximo)}$$

2.3.2. LIMPIEZA.- La limpieza de cruceros, cortadas, galerías y rampas se realiza con Scoop diesel de 4.1, 6.3 Yd³ de capacidad de cuchara, el cual carga el material a volquetes de 30Tn descargando en botaderos de desmonte ya sea en superficie o en canchas de mineral, según el material que salga. En el caso de las chimeneas el mineral estéril cae por gravedad sin la necesidad de limpiarlos.

2.3.3. SOSTENIMIENTO

Es un conjunto de procedimientos que permiten contener artificialmente los vacíos creados por las excavaciones mineras, para el efecto se utilizan diferentes tipos de estructuras que trabajan como soporte o como refuerzo del auto- sostenimiento.

2.3.3.1. CLASIFICACIÓN DE SOSTENIMIENTO

➤ **Sostenimiento Activo:** Es aquella que actúa inmediatamente después de ser instalado asimilando las presiones de la roca.

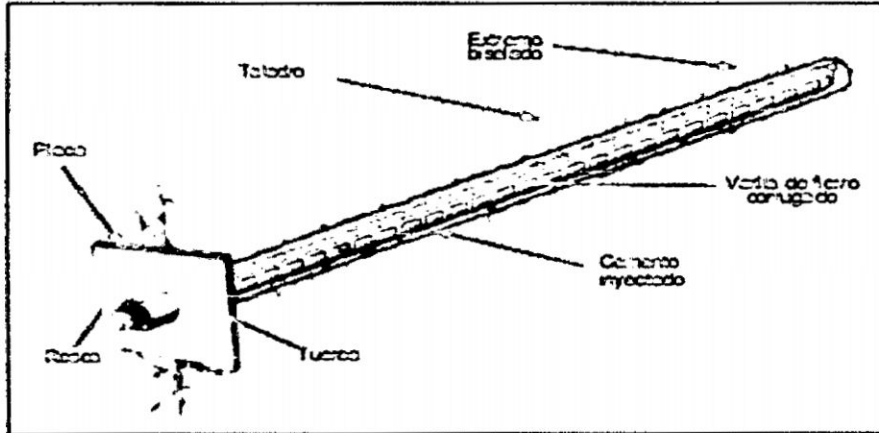
Tabla 2.8: Elementos de sostenimiento en la mina Condestable

SOSTENIMIENTO ACTIVO (REFUERZO)
Split set
Perno helicoidal y malla electrosoldada

a. **Perno helicoidal:** Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos) y resina (en cartuchos). El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno.

La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

Fig. 2.9: Partes de un perno helicoidal.



➤ **Procedimientos de instalación**

Se usa cartuchos de cemento y resina para ello primeramente se limpia el taladro, luego se introducen los cartuchos de cemento (6 und.) y un cartucho de resina previamente remojados los cartuchos de cemento con agua hasta llenar el taladro. Después se introduce la varilla hasta unos 50 cm, doblándola ligeramente, a fin que ésta pueda romper mejor los cartuchos y producir mejor mezcla al momento de introducir girando la varilla por acción de la perforadora jackleg.

La capacidad de soporte, sea con cemento o resina se determina con la siguiente ecuación:

$$P = R_c \times S = \tau \times U \times L$$

$$S = \tau \times d^2/4$$

$$U = \tau \times d$$

$$\tau = 0.25 \times R_c \times (d/L)$$

Donde: P = Capacidad de apoyo del perno (Kg)

Rc = Resistencia a la tracción mínima del perno

$$Rc = 6330 \text{ Kg/cm}^2$$

S = Área del perno

d = Diámetro del perno (cm)

τ = Adherencia entre el perno y el cemento (Kg/cm²)

U = Circunferencia del perno (cm)

L = Longitud del perno (cm)

Cálculo de soporte con perno helicoidal cementado de $\Phi = 32\text{mm}$

(d = 3.2 cm, r = 1.6 cm, L = 213 cm)

$$\tau = 0.25 \times Rc \times (d/L) = 0.25 (6330 \text{ Kg/cm}^2)[(3.2\text{cm})/(213\text{cm})]$$

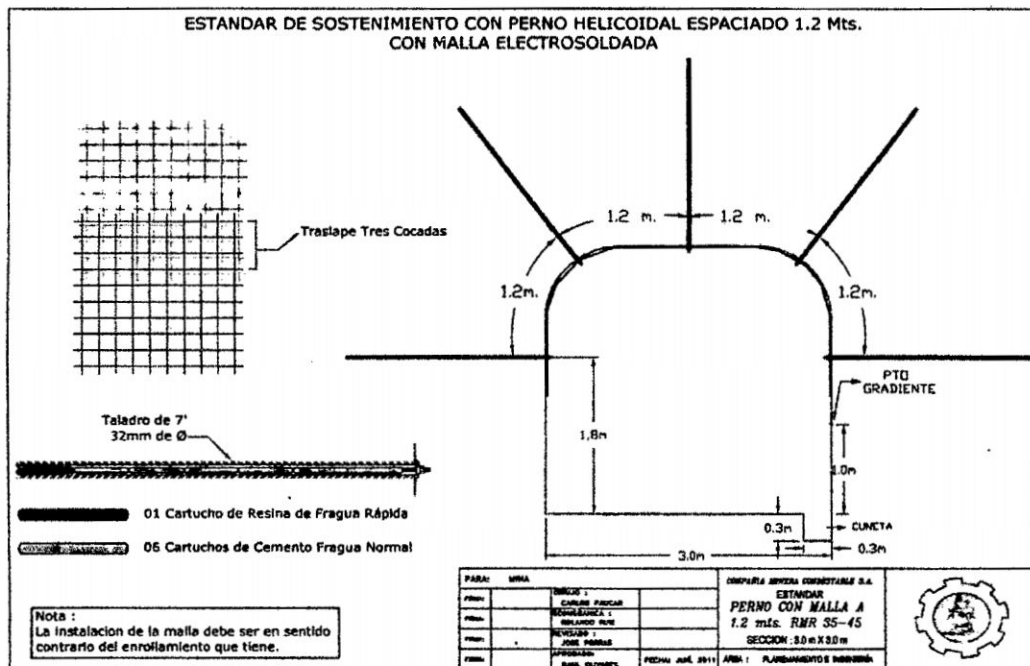
$$\tau = 23.77 \text{ Kg/cm}^2 = 2.33 \text{ MPa.}$$

$$S = \pi \times r^2 = 3.1415 (1.6 \text{ cm})^2 = 8.04 \text{ cm}^2$$

$$U = \pi \times d = 3.1415 (3.2 \text{ cm}) = 10.05 \text{ cm}$$

$$P = \tau \times U \times L = (23.77 \text{ Kg/cm}^2)(10.05 \text{ cm})(213 \text{ cm}) = 50883 \text{ Kg}$$

$$P = 50.88 \text{ TN}$$



b. Malla electrosoldada

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10 / 08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete).

La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos tienen 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.

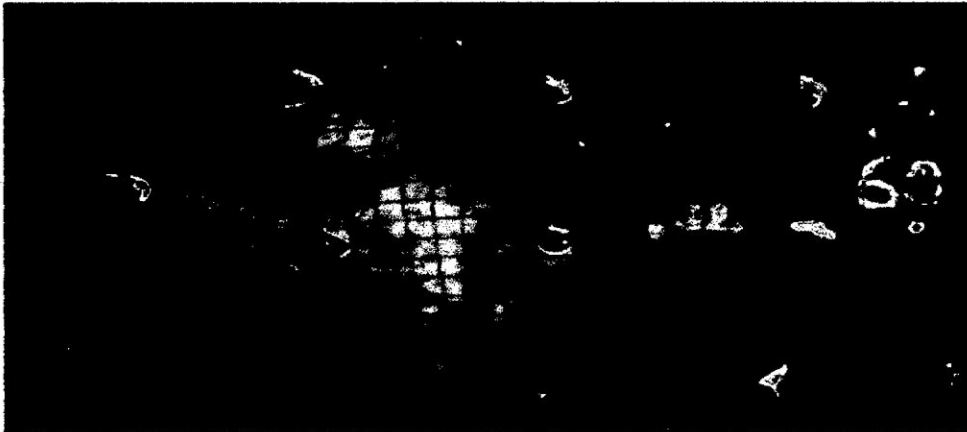
➤ Procedimientos de instalación

Para su instalación se debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:

- Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
- Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- Presentar la malla utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- Anclar definitivamente con pernos de roca.

- Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión o segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.
- Acomodar o moldear la malla a la forma de la superficie de la roca utilizando ganchos de fierro corrugado.
- Evitar en lo posible superficies con la malla suelta, especialmente cuando se contempla la aplicación del shotcrete sobre la misma.

Fig. 2.10: Instalación de una malla electrosoldada



➤ **Sostenimiento Pasivo:** Es aquella que no actúa inmediatamente después de su instalación y se caracteriza porque no ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, desarrollando su capacidad de resistencia a medida que la roca se deforma.

Los elementos de sostenimiento que se utiliza en Condestable son:

Shotcrete

Vía seca: Es una mezcla de cemento, agregados, fibra metálica Dry mix (fibra de acero) mezclados manualmente para luego ser proyectado neumáticamente a una presión de 70 Psi, en la boquilla del equipo lanzador es combinada la mezcla de cemento con el agua

preparada y proyectada hacia la superficie, la aplicación es de manera circular, perpendicular a la superficie, con una tobera de 10 cm. de diámetro.

ESTÁNDAR EN LA APLICACION:

- La zona debe ser inspeccionada por el jefe de Sección, el Ing. Geomecánico, el Jefe de Servicios Auxiliares.
- El personal (03 mínimo) debe contar con el equipo de protección personal completo (EPP).
- Uso obligatorio de ropa de jebe, respirador, tapones auditivos y lentes.
- El operador, así como los ayudantes deben situarse bajo techo seguro.
- El shotcrete se puede combinar con el uso de split set + malla electrosoldada para ello se debe tener en cuenta el tamaño de los bloques o cuñas potenciales.
- Utilizar el concreto lanzado en general para labores permanentes en terrenos MF/R, IF/B, IF/R, F/P, MF/P (RMR entre 30 y 45), en casos que lo requieran se deberá utilizar también en labores temporales.
- Antes de iniciar el lanzamiento de shotcrete se debe asegurar una buena ventilación, iluminación y limpieza de las paredes con agua a presión y desate de rocas sueltas.
- La mezcla de shotcrete debe alcanzar una resistencia a la compresión uniaxial del concreto lanzado:
 - A los 7 días, de 15.3 Mpa.
 - A los 28 días, de 21.0 Mpa.

Para obtener dicha resistencia se debe utilizar la siguiente dosificación:

- 01 m³ de agregado.
- 09 bolsas de cemento.
- 2.5 Galones de aditivo acelerante al fraguado (Gunitoc).
- 190 litros de agua.
- 20 kg de fibra metálica (Dry mix), como mínimo.

Esta mezcla puede ser modificada de acuerdo a la necesidad de resistencia mínima requerida y a las pruebas de compresión uniaxial de concreto.

Los agregados gruesos y finos deben cumplir la siguiente gradación:

MALLA	% QUE PASA
½ "	100
3/8 "	90 – 100
4"	70 – 85
8"	50 – 70
16"	35 – 55
30"	20 – 35
50"	8 – 20
100"	2 – 10

➤ Presión de agua no menor de 3kg/cm² y un caudal mínimo de 0.5 lt/seg.

- El espesor de la aplicación del shotcrete debe ser de un espesor mínimo de 2", mayores o menores espesores serán definidos de acuerdo a la calidad del terreno y a la sección de la labor, por el Ing. Geomecánico.
- Ante la presencia de agua se debe perforar taladros de drenaje e instalar tubos y/o mangueras de desfogue (lloradores).
- Si no se puede controlar el agua, este tipo de sostenimiento no es útil.

2.4. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.-

Actualmente, en la CIA. Minera Condestable se aplica tres métodos de explotación:

El minado convencional sublevel stoping (minado por subniveles), taladros largos y por cámaras y pilares; este último es el que tiene mayor aplicabilidad.

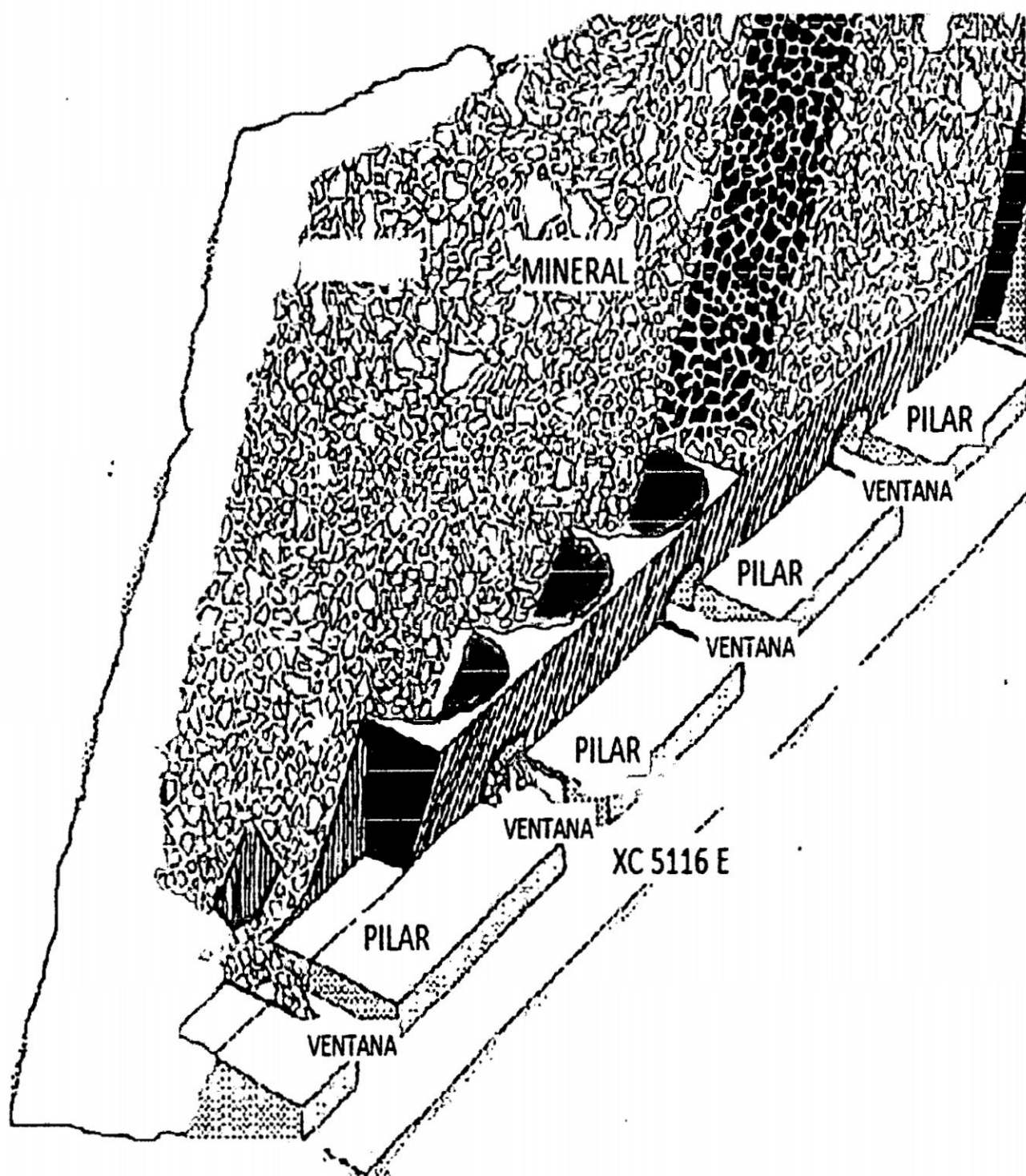
2.4.1. CÁMARAS Y PILARES.

Se aplica en mantos y brechas con buzamiento promedio de 40° y potencias aproximadas de 2 a 15 m. Por lo general se recuperan pilares dejando solo los puentes de los subniveles o pilares en cruce de fallas, la perforación se realiza con maquina jackleg. Por lo general se recuperan los pilares dejando solo los puentes de los niveles o pilares en las zonas de cruce de fallas. La limpieza del mineral es solo por gravedad hasta los Draw. Points y de allí se evacua con scoop. No se sostiene ni se rellena.

La perforación y voladura convencional se realiza con taladros de 34 a 38 mm, longitudes mínimas de 4' y longitudes máximas de 8'. El explosivo es Emulsión (Emulnor) con guía blanca y fulminante.

La extracción del mineral desde la mina hasta la planta es a través de volquetes de 20 TM, que son cargados por los scoops.

Fig. 2.11: Método de explotación de Cámaras y Pilares



a. Preparación: La preparación consiste en la ejecución de una galería de 3.5m x 3.0m en la dirección de la caja techo y cada 10m se desarrolla una ventana de carguío con dirección de la caja piso hasta llegar al contacto, donde se inicia la rotura del mineral en forma perpendicular al buzamiento del manto, hasta llegar a la caja techo uniéndose luego y formando un cono entre las dos ventanas.

b. Explotación: La explotación se inicia a partir de las ventanas, primero por la caja techo con un corte de 3m x 3m y luego por la caja piso, resultando una caja de 6m x 3m y pilares de 4m x 4m espaciadas cada 6m.

La perforación se realiza mediante perforadoras neumáticas Jack leg ligeras utilizando barrenos integrales de 5' y haciéndose en promedio 30 taladros por guardia y por máquina.

2.4.2. CÁLCULO DEL DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES EN LA CÍA. MINERA CONDESTABLE S.A.

2.4.2.1. EVALUACIÓN GEOMECÁNICO

En general el comportamiento geomecánico de la mina, considerando la litología y la presencia de discontinuidades sobre ella y aplicando los sistemas de clasificación de Bieniawski, Bartón, se tiene.

Tabla 2.10: Clasificación de la masa rocosa - Resumen de resultados

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio RMR	Promedio Q	Calidad de la masa rocosa según RMR
Lava andesítica	51-68	63	8.26	Buena
Pórfido dacítico andesítico	49-67	58	4.74	Regular a Buena
Tufos	39-63	55	3.39	Regular a Buena
Brechas	34-64	49	1.74	Regular

Tabla 2.11: Zonificación geomecánica de la masa rocosa - Resumen de resultados

Zona o dominio Geomecánico	Tipo de roca	Promedio RMR	Clase de Roca	Calidad de la masa rocosa según RMR
A	Lava andesítica	63	II	Buena
B	Pórfido dacítico andesítico	58	III-II	Regular a Buena
C	Tufos	55	III-II	Regular a Buena
D	Brechas	49	III	Regular

Tabla 2.12: Clasificación de la masa rocosa

TRAMO	ROCA	RQD	RMR	Q	CLASE	CALIDAD ROCA
0 a 30 m.	Pórfido dacítico	80	70	20	II	Buena
0 a 30 m.	Mineral	60	67	8	III	Regular
30 a 50 m.	Lava andesítica	85	75	25	II	Buena
30 a 50 m	Mineral	77	65	15	II	Buena

2.4.2.2. DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES

Datos:

Resistencia del mineral a la compresión uniaxial (σ_c) = 12.48 MPa

Resistencia a la tracción mineral ($\sigma_t=10.81 \text{ kg/cm}^2$) = 1,059 KPa

Densidad del mineral (γ) = 3,000 Kg/m³ = 29.42 KN/m³

Densidad de las cajas (γ) = 2,600 Kg/m³

✓ **Estimación de la luz máxima:**

$$\sigma_t = \frac{\gamma \cdot L^2}{\gamma}$$

$$L = \sqrt{\frac{2t\sigma_t}{\gamma}}$$

Donde: σ_T = resistencia a la tracción del mineral en KPa

γ = densidad del mineral, KN/m³

t = tracción de techo que colapsará como producto de la falta de sustentación.

$$L = \sqrt{\frac{2t\sigma_t}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \times 1 \times 1059}{29.42}} = 8.48\text{m}$$

✓ **Espaciamiento entre pilares:**

$$W_o = \frac{8.48}{\sqrt{2}} = 6\text{m}$$

✓ **Resistencia del pilar:**

La resistencia del pilar se calcula usando la fórmula de Salomón y Munro:

$$\sigma_p = kw^\alpha H^\beta$$

Donde: σ_p = resistencia del pilar en MPa

K = representa la resistencia de un bloque de roca, medida bajo el criterio de Hoek y Brown en MPa.

W = ancho del pilar, en metros.

H = altura del pilar en metros.

α , β = parámetros obtenidos de manera empírica. Salomón y Munro les asignaron los siguientes valores:

$$\alpha = 0.46 \quad \beta = 0.66$$

Ahora se calculará el $K = \sigma_1$

El criterio de falla generalizado de Hoek – Brown para macizos rocosos fracturados está definido por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \times \left(\sigma_3 \frac{m_b}{\sigma_{ci}} + S \right)^a$$

Donde: σ_1 y σ_3 , son los esfuerzos efectivos principales, mayor y menor en la condición de falla.

m_b , es el valor de la constante m de Hoek y Brown para el macizo rocoso.

s y a, son constantes que dependen de las características del macizo rocoso.

σ_{ci} , es la Resistencia a la compresión uniaxial de los trozos o bloques de roca intacta, que conforman el macizo rocoso (MPa).

A continuación debe calcularse el índice Geológico de resistencia (GSI):

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 65 - 5 = 60$$

$$m_b = m_i \times e^{\frac{(GSI-100)}{28}}$$

m_i = constante de roca: 20 (Mineral)

$$m_b = 20 \times e^{\frac{(60-100)}{28}} = 20 \times e^{-1.429} = 4.791$$

$$s = e^{\frac{(GSI-100)}{9}} = e^{\frac{(60-100)}{9}} = 0.0117$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \times \left(\sigma_3 \frac{m_b}{\sigma_{ci}} + S \right)^a$$

$$a = \frac{\alpha + \beta}{3} = \frac{0.66 + 0.46}{3} = 0.373$$

$$\sigma_{ci} = 12.48 \text{ MPa} \quad \sigma_3 = 0$$

$$\sigma_1 = 0 + 12.48 \times \left(0 \times \frac{20}{12.48} + 0.0117 \right)^{0.373} = 2.375 \text{ MPa}$$

La resistencia del pilar, en función del ancho del pilar, resulta:

$$\sigma_p = kw^\alpha H^\beta$$

Donde: $K = \sigma_1$

$$\sigma_p = 2.375 \times 4^{0.66} 4^{0.46} = 11.22 \text{ Mpa}$$

✓ Fuerzas solicitantes del pilar

Corresponden a las fuerzas que actúan sobre el pilar y se calcula con la siguiente fórmula:

$$\sigma_v = (\text{MPa}) = 10^{-3} \cdot \rho \cdot h$$

Donde: ρ densidad del mineral = KN/m^3

h = altura de la roca entre la cresta pilar y superficie = metros
sin embargo los niveles están divididos cada 50 m.

$$\sigma_v = 10^{-3} \times 29.42 \times 50 = 1.47 \text{ MPa}$$

Finalmente se calcula los esfuerzos solicitantes del pilar:

$$\sigma_c = \sigma_v \left(\frac{W_o}{W_p} + 1 \right)^2$$

Donde: W_p = ancho pilar = 4m

$W_o = \text{espacio entre pilares} = 6.0 \text{ m}$

$$\sigma_c = 1.47 \left(\frac{6}{4} + 1 \right)^2 = 9.19 \text{ Mpa}$$

✓ **Factor de seguridad**

$$F_S = \frac{\text{Resistencia del pilar } (\sigma_p)}{\text{Tensión axial promedio } (\sigma_c)}$$

$$F_S = \frac{11.22}{9.19} = 1.22$$

✓ **Resultados del diseño de pilar:**

W_p (m)	W_o (m)	σ_c (MPa)	σ_p (MPa)	FS	Rec (%)
4	6	9.19	11.22	1.22	70

2.5. PERSONAL

El personal laboral obrero, en un 20% aproximadamente es captado en Mala y sus alrededores. Se cuenta así mismo con obreros de otros lugares del país, como Puno, Arequipa, Huaraz por ejemplo; cuando se requiere realizar trabajos específicos de perforación y otros (80% aproximadamente).

La población cuenta con infraestructura habitacional suficiente, mediante vivienda con servicios de agua, luz, etc. Igualmente los trabajadores y sus familiares, son beneficiarios de asistencia médica, a cargo de profesionales de salud.

Así mismo, la empresa cuenta con recurso humano docente que permite la cobertura de enseñanza inicial, primaria y secundaria.

2.6. EQUIPOS

✓ Los volquetes para minería están diseñados para cargar minerales y desmonte de pesos específicos elevados, los volquetes empleados son:

Modelo: FM 8x4R VOLVO

Estos datos se obtuvieron del catálogo de equipo. VOLVO

Capacidad nominal de cuchara : 30Tn

Radio giro : 9.9m

Ancho de equipo : 2.53m

Largo de equipo : 8.0m

Sección de labor : 4.0m x 4.0 m.

✓ Los scooptram con que cuenta la mina Condestable S.A son de 3.5 yd³ y 6.3 yd³

✓ 01 Jumbo electrohidráulico H – 282 (para desarrollo)

✓ 02 Jumbos electrohidráulicos H – 281 (para producción)

✓ 01 rompe banco, marca teledyne

✓ 03 Compresoras eléctricas Sullair de 750CFM

✓ 01 Compresora Diesel Sullair de 950 CFM

✓ 02 ventiladores eléctricos. Uno de 100000 CFM y otro de 30000 CFM

2.7. RENDIMIENTOS

Se realiza el cálculo del rendimiento horario, para el cual se utilizan datos tomados de los reportes diarios de operación del equipo.

- Capacidad nominal de cuchara = 6.3 yd³ = 9.04 TM
- Peso específico del mineral insitu = 3.0 TM/m³
- Sección = 4m x 4m
- Distancia de acarreo = 200m

- Disponibilidad mecánica = 88.89%
- Eficiencia tiempo = 86.78%
- Pendiente = 12%
- Esponjamiento = 40%V
- Peso específico del material roto = 2.5 TM/m³
- Factor de carguío = 90%
- Tiempo total por ciclo = 5.39min

$$PROD = \frac{60 \times DM \times EFF \times CN \times FLL}{TTC}$$

$$PROD = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 9.04 \times 0.9}{5.39} = 69.863 \text{ TM/h}$$

- Capacidad nominal de cuchara = 4.1yd³ = 5.88 TM
- Peso específico del mineral insitu = 3.0 TM/m³
- Sección = 4m x 4m
- Distancia de acarreo = 200m
- Disponibilidad mecánica = 88.89%
- Eficiencia tiempo = 86.78%
- Pendiente = 12%
- Esponjamiento = 40%V
- Peso específico del material roto = 2.5 TM/m³
- Factor de carguío = 90%
- Tiempo total por ciclo = 5.71min

$$\text{PROD} = \frac{60 \times DM \times EFF \times CN \times FLL}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.88 \times 0.9}{5.71} = 42.895 \text{ TM/h}$$

- Capacidad nominal de cuchara = 3.5yd³ = 5.02 TM
- Peso específico del mineral insitu = 3.0 TM/m³
- Sección = 4m x 4m
- Distancia de acarreo = 200m
- Disponibilidad mecánica = 88.89%
- Eficiencia tiempo = 86.78%
- Pendiente = 12%
- Esponjamiento = 40%V
- Peso específico del material roto = 2.5 TM/m³
- Factor de carguío = 90%
- Tiempo total por ciclo = 4.87min

$$\text{PROD} = \frac{60 \times DM \times EFF \times CN \times FLL}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.02 \times 0.9}{4.87} = 42.94 \text{ TM/h}$$

CAPITULO III

METODOLOGIA DE SELECCIÓN DE EQUIPOS LHD APLICANDO EL SOFTWARE MATHCAD.

3.1. TRANSPORTE SIN RIELES EN MINERÍA (TRACKLESS MINING)

Trackless: sin camino, sin rieles

Soop: cuchara, pala

Tram: Carril, riel plano.

LHD: Load – haul – dump (carga – transporte - descarga)

Estos equipos (scooptram o LHD y teletram o volquetes de bajo perfil), nacieron a principios de los años 30 cuando Finley diseño una pala cargadora neumática para carros mineros sobre rieles; posteriormente, a inicios de los años 50 se fabricó la GIZMO montada sobre oruga y luego la TRANSLOADER sobre neumáticos.

Fueron utilizados industrialmente en Europa desde el año 1939, en 1945 fueron introducidos en Gran Bretaña (minas de carbón). En el Perú fueron utilizados a partir de 1970.

Prácticamente todos los métodos de explotación convencionales así como las galerías de tránsito y sus secciones fueron adaptándose a las

características de estos vehículos sobre neumáticos, ingresando / saliendo y aún trabajando cautivos.

La aplicación de estos vehículos no significa la eliminación del transporte sobre rieles (por ser el transporte de largas distancias más apropiado con este tipo u otros como fajas transportadoras, cable carril, etc.) o el carguío por tolvas, aunque se logra grandes distancias haciéndolos trabajar en forma combinada (LHD / volquetes).

La distancia de transporte económica de un LHD se obtiene generalmente multiplicando 40 metros por la carga útil de su cuchara.

Estos equipos son accionados por motores diesel de combustión interna, muchas veces con turbo – compresores (alimentación de aire previamente comprimido a una presión superior a la atmósfera ambiente) para uso en minas situada a gran altitud sobre el nivel del mar, o con motores eléctricos. Tienen tracción en las cuatro ruedas.

En el caso de los volquetes, pueden ser accionados además por la línea de Trolley.

Estos equipos trabajan en:

Tajeos: cautivos (LHD – echaderos) con acceso a la rampa o ventanas (LHD-volquetes).

En galerías: Draw Point (Extracción del material roto).

Tabla 3.1: Empresas fabricantes de LHD

EMPRESA	PAIS
Wagner Mining Equipment	U.S.A.
Eimco	U.S.A.
Caterpillar	U.S.A.
Joy Manufacturing Company	U.S.A.
Atlas Copco	SUECIA
L´equipment Minier	FRANCIA
Shopf Maschinenbaugmbh	ALEMANIA
BM Volvo	SUIZA
Tamrock	FINLANDIA
Fiat Allis	ITALIA
Jarvis Clark	CANADA

Tabla 3.2: Ventajas y desventajas de los LHD

VENTAJAS	DESVENTAJAS
Alta flexibilidad y gran movilidad	Costo de inversión elevado.
Alta productividad	Requiere personal especializado operadores / mecánicos/electricistas / supervisores.
Alto grado de utilización de los equipos	Problemas de contaminación del ambiente de trabajo en caso de usar motores diesel
Disminuyen costos operacionales	Mantenimiento constante del piso de las galerías / rampas.
Trabajos concentrados, mejor supervisión.	Secciones de las labores en función a dimensiones de equipos.

3.1.1. TIPOS, MARCAS Y MODELOS DE CARGADORES DE BAJO PERFIL (LHD) UTILIZADOS EN LA MINA CONDESTABLE

La Mina Condestable S.A cuenta con los siguientes scooptram

Tabla 3.3: Capacidad, modelo y tipo de scooptram

SCOOP	3.5 Yd³	6.3 Yd³	4.1 Yd³
MODELO	ST10	R1600G CAT	R1300G
TIPO	EIMCO, WAGNER	CATERPILAR	CATERPILAR

3.2. PERFORMANCE DE EQUIPOS LHD.

La performance se conoce como el desempeño del equipo durante el trabajo, para lo cual debe analizarse los siguientes factores que inciden en el rendimiento del equipo:

a. Condiciones de trabajo:

Debe tomarse en cuenta las condiciones de trabajo que pueden ser excelentes, promedio o severos, los cuales a su vez para poder cuantificar están relacionados a un tiempo de operación, que para el caso de los equipos LHD, son como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.4: Condiciones de trabajo

Condiciones de trabajo	Tiempo de operación Minutos/hora
Excelente	55
Promedio	50
Severo	45

Las condiciones de trabajo afectan directamente en la velocidad de acarreo del equipo donde las condiciones de la vía son pésimas que dificultan el tránsito del equipo.

El estado de la vía determina el coeficiente de tracción y es la facilidad de las ruedas del equipo a vencer la superficie de la vía.

b. Carga transportada por ciclo:

Es la cantidad de carga que el LHD transporta entre el punto de carguío y el punto de descarga dentro de un período de tiempo fijado, es decir, en un ciclo establecido. La máxima distancia horizontal sobre la cual un equipo puede cargar o botar el material, se define como su alcance. Los recorridos de transporte se refieren a las distancias y pendientes que deben recorrer el LHD.

c. Ciclo de trabajo:

El ciclo de trabajo del equipo LHD, está referido al tiempo desde el lugar de carga, recorrido. Descarga y retorno al punto inicial de carga.

El tiempo de ciclo para una operación unitaria puede dividirse en dos componentes principales. El primer componente lo construyen aquellas que tienen una duración relativamente constante como virar, cambiar de posición, descargar y cargar. El segundo componente es una variable del ciclo, está asociada con el tiempo de viaje tanto de ida y vuelta.

La cuantificación del tiempo del ciclo se realiza en la práctica mediante mediciones con cronómetro, considerándose los siguientes tiempos:

T1: tiempo de posicionamiento para carga.

T2: tiempo de carga.

T3: tiempo de viaje cargado.

T4: tiempo de descarga

T5: tiempo de viaje de retorno vacío.

d. Limitaciones de Velocidad

La velocidad de recorrido del LHD está limitada de acuerdo al reglamento de seguridad e higiene minera, que no debe ser mayor a 10 Km/hr. Esta velocidad es menor cuando el equipo recorre cargado; sin embargo en el recorrido sin carga puede alcanzar esta velocidad. En consecuencia la velocidad de recorrido afecta el rendimiento horario de un LHD.

Por otro lado, se debe tener en cuenta la gradiente, que es el grado de resistencia al movimiento del equipo sobre una inclinación, donde la fuerza actuante es la gravitatoria. La resistencia a la gradiente por convención es de 10 Kg/Ton por cada 1% de pendiente de la vía.

Para una gradiente de 12% por donde transita el scoop de 2.5 Yd³, la resistencia será de 120 Kg/Ton y para un peso total de 6 ton (peso scoop + carga), la resistencia a vencer resulta 720 Kg/Ton. Por lo que no es recomendable el acarreo en subida a través de la rampa.

e. Ventilación

Es un parámetro muy importante a tomarse en cuenta, porque un ambiente mal ventilado afecta a la salud del operador como también el funcionamiento del equipo, por lo que es necesario ventilar las labores mediante ventiladores.

Hay cuatro razones principales por las que se debe proveer ventilación a las minas subterráneas:

- ✓ Proveer oxígeno para propósitos de respiración del personal y funcionamiento de los equipos.
- ✓ Para diluir y remover polvo de los frentes de trabajo y labores de circulación continúa de personal y equipos.
- ✓ Para diluir y remover gases nocivos y pestilentes.
- ✓ Para reducir la temperatura en socavones y crear ambientes de trabajo adecuados.

Requerimiento de aire

Según el reglamento de seguridad, salud ocupacional:

0 msnm - 1500 msnm	→	106 ft ³ /min
1500 msnm - 3000 msnm	→	150 ft ³ /min (40%)
3000 msnm - 4000 msnm	→	180 ft ³ /min (70%)
4000 msnm - +	→	212 ft ³ /min (100%)

Cantidad de necesaria por número de persona (Q_a):

$$Q_a = Nxqx(1 + \%)$$

Donde:

- N : Número de personas que trabajan.
- q : Caudal de aire necesario por persona según reglamento.
- % : Porcentaje de altitud

3.3. MANTENIMIENTO DE SCOOPS.

a. Seguridad general antes realizar un mantenimiento

Antes de realizar cualquier mantenimiento en el scooptram, repase las medidas de seguridad siguientes:

- ✓ Vacíe el cucharón completamente y bájelo a tierra.
- ✓ Apague el motor.
- ✓ Aplique el freno de parqueo.
- ✓ Bloquee las ruedas.
- ✓ Coloque el interruptor de puesta en marcha y el interruptor general en la posición de apagado.
- ✓ Antes de que usted repare el scooptram, siempre ponga una etiqueta que diga no operar en el volante de la cabina.

b. Programa de mantenimiento de equipos

Es la descripción detallada de las acciones de mantenimiento preventivo previstas para un equipo o máquina, programadas en hojas de trabajo en las que se señalan las tareas a realizar y sus plazos, que generalmente, comprenden tareas de limpieza, lubricación, reemplazo de aceites, comprobación, calibración y ajuste de partes o piezas.

En el programa de mantenimiento se tiene:

- ✓ Información de fabricante: manual de instalación, operación y mantenimiento.
- ✓ El manual para los operadores y el historial de averías e incidencias.
- ✓ La lista de control de puntos de comprobación señalando los valores recomendados por el fabricante y la periodicidad de comprobación, en horas, días, semanas de: niveles de lubricante, presión, temperatura, voltaje, etc.

- ✓ Un programa de verificación de los sistemas de lubricación y filtros de: aire, agua, lubricantes y combustibles, con una periodicidad menor a la recomendada por el fabricante.
- ✓ Programa de mantenimiento de componentes de sistemas de transmisión, como: cadenas, correas de transmisión, rodamientos y otros, según el número de horas de operación o número de unidades fabricadas y las condiciones de trabajo: temperatura, carga, velocidad, vibraciones, etc., recomendadas por el fabricante. En estos casos el programa de mantenimiento se elabora y reajusta según la experiencia que se obtenga en la operación de los equipos.
- ✓ Una lista de repuestos, accesorios, recambios para el equipo, valorando y disponer siempre de un stock mínimo para un plazo temporal 2 veces el plazo de entrega del fabricante.

3.4. DISPONIBILIDAD DE SCOOPS.

La disponibilidad es el porcentaje del tiempo total que está lista para el servicio - Existe 03 tipos de disponibilidad: disponibilidad inherente, lograda y operacional.

Los primeros dos tipos dan una medida de la "confiabilidad" y de la "mantenibilidad" del equipo, que son factores principalmente influidos por el fabricante.

El tercer tipo incluye también los factores que el usuario controla a través de su organización de mantenimiento.

Para efectos de poder cuantificar la disponibilidad del equipo durante el trabajo se tiene dos tipos de disponibilidad:

a. Disponibilidad mecánica (DM)

Es el índice que evalúa la eficiencia de mantenimiento, muestra el porcentaje del tiempo programado que el equipo está disponible para ser usado, es decir descuenta el tiempo por reparación y mantenimiento.

$$DM = H.p - Mtto\ prev. - Rep. M - D$$

Donde:

DM = Disponibilidad mecánica, es decir el porcentaje de tiempo real que el equipo puede operar durante el tiempo programado, desde el punto de vista mecánico. Los datos de sus componentes se obtienen en el reporte del operador adjunto. (%)

h.p = Horas programadas para el trabajo del equipo. (h)

M = Mantenimiento preventivo del equipo (h), comprendido entre 30 a 50h, proveniente del catálogo de los scoop.

R = Reparación mecánica. (h)

D = Demoras en operación (h) referidos a los tiempos muertos como por ejemplo demoras por el refrigerio.9

b. Disponibilidad física (DF)

Mide la disponibilidad del equipo exceptuando todas las pérdidas de tiempo, incluyendo las mecánicas.

$$DF = \frac{h.n.o \times 100}{h.p}$$

Donde:

DF = Porcentaje de tiempo de real operación durante las horas programadas por el estado físico del equipo. Los datos de sus componentes se obtienen en el reporte del operador. (%)

h.n.o = horas netas de operación (horas en producción, en el reporte del operador).

3.5. DISTANCIAS ECONÓMICA DE ACARREO DEL SCOOP.

La distancia de transporte económica es determinada generalmente multiplicando 40m por metro cúbico de carga útil de la máquina.

Para un scoop de 6.3yd³

Distancia económica = $40 \times 6.3 \times 0.765 = 192.78\text{m}$

Para un scoop de 4.1yd³

Distancia económica = $40 \times 4.1 \times 0.765 = 125.46\text{m}$

Para un scoop de 3.5yd³

Distancia económica = $40 \times 3.5 \times 0.765 = 107.10\text{m}$

3.6. COSTO HORARIO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DEL EQUIPO LHD.

3.6.1. Determinación del costo horario de scoop 6.3 yd³

MAQUINA O EQUIPO : SCOOP

MARCA : CATERPILAR

MODELO : R1600G

VALOR DE ADQUISICION (US\$)

EQUIPO COMPLETO : 605 000

COSTO DE LLANTAS (\$/Jgo) = 21364; Cada llanta cuesta \$/5341

EQUIPO SIN LLANTAS = 605 000 – 21364 = \$/. 583 636

VALOR DE RESCATE = 25 % x COSTO EQUIPO COMPLETO

= 0.25 x 605 000 = \$/. 151 250

VALOR DEPRECIABLE = Valor Eq. Sin llantas – Valor de rescate

= 583 636 – 151 250 = \$/. 432 386

PERIODO DE DEPRECIACION = 2400xN

Donde: N = 3 años.

$$\begin{aligned}\text{PERIODO DE DEPRECIACION} &= 2400 \times 3 \\ &= 7\ 200 \text{ HR}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{COSTO DE POSESION (\$/HR)} &= \frac{\text{VALOR DEPRECIABLE}}{\text{PERIODO DE DEPRECIACION(HR)}} \\ &= \frac{432\ 386}{7200} = 60.05 \text{ \$/HR}\end{aligned}$$

COSTO DE INTERESES (\\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Interés

$$K = \frac{\left(\frac{\text{año depreciado} + 1}{2}\right)}{\text{deprec. en HR}} = \frac{\left(\frac{3+1}{2}\right)}{7200} = 0.00027778$$

Tasa de interés = 12 %

$$\text{COSTO DE INTERESES} = 605\ 000 \times 0.00027778 \times 0.12 = 20.17 \text{ \$/HR}$$

COSTO DE SEGURO (\\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Seguros

Tasa de Seguros = 2.50 %

$$\text{COSTO DE SEGURO} = 605\ 000 \times 0.00027778 \times 0.025 = 4.20 \text{ \$/HR}$$

$$\text{COSTO MANT - REP (\$/HR)} = \frac{\text{VALOR ADQ.EQUIPO COMP.} \times \text{MTTO Y REPARACION(\%)}}{\text{DEPRECIACION (HR)}}$$

Mtto + Reparación = 75 %

$$\text{COSTO MANT- REP} = \frac{605000 \times 0.75}{7200} = 63.02 \text{ \$/HR}$$

COSTO COMBUSTIBLE (\\$/HR) = Consumo de combustible (gl/hr) x Costo combustible (\\$/gl)

$$\text{COSTO COMBUSTIBLE} = 4.5 \text{ (gl/hr)} \times 3.95 \text{ (\$/gl)} = 17.78 \text{ \$/HR}$$

COSTO LUBRIC. (\\$/HR) = Consumo de lubricantes (gl/hr) x Costo lubricante (\\$/gl)

$$\text{COSTO LUBRIC.} = 0.25 \text{ gl/hr} \times 7.0 \text{ \$/gl} = 1.75 \text{ \$/HR}$$

COSTO FILTROS (\\$/HR) = 0.2 x (Costo combustible + Costo lubric)

$$\text{COSTO FILTROS} = 0.2 \times (17.78 \text{ \$/HR} + 1.75 \text{ \$/HR}) = 3.91 \text{ \$/HR}$$

COSTO GRASAS (\$/HR) = Consumo de grasas (lb/hr) x Costo grasas (\$/lb)

$$\text{COSTO GRASAS} = 0.46 \text{ lb/hr} \times 1.75 \text{ \$/lb} = \mathbf{0.81 \text{ \$/HR}}$$

COSTO LLANTAS (\$/HR) = $\frac{\text{COSTO LLANTAS (\$/jgo)}}{\text{VIDA UTIL LLANTAS (HR)}}$

$$\text{COSTO LLANTAS} = \frac{21364}{1800} = \mathbf{11.87 \text{ \$/HR}}$$

COSTO TOTAL SIN M.O: = 183.56 \\$/HR

3.6.2. Determinación del costo horario de scoop 4.1 yd³

MAQUINA O EQUIPO : SCOOP

MARCA : CATERPILAR

VALOR DE ADQUISICION (US\$)

EQUIPO COMPLETO : 470 000

COSTO DE LLANTAS (\\$/Jgo) = 18000; Cada llanta cuesta \\$/4500

EQUIPO SIN LLANTAS = 470 000 – 18 000 = \\$. 452 000

VALOR DE RESCATE = 25 % x COSTO EQUIPO COMPLETO

$$= 0.25 \times 470\,000 = \mathbf{\$. 117\,500}$$

VALOR DEPRECIABLE = Valor Eq. Sin llantas – Valor de rescate

$$= 452\,000 - 117\,500 = \mathbf{\$. 334\,500}$$

PERIODO DE DEPRECIACION = 2400xN

Donde: N = 3 años.

PERIODO DE DEPRECIACION = 2400 x 3

$$= \mathbf{7\,200 \text{ HR}}$$

COSTO DE POSESION (\$/HR) = $\frac{\text{VALOR DEPRECIABLE}}{\text{PERIODO DE DEPRECIACION(HR)}}$

$$= \frac{334\,500}{7200} = \mathbf{46.46 \text{ \$/HR}}$$

COSTO DE INTERESES (\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Interés

$$K = \frac{\left(\frac{\text{año depreciado} + 1}{2}\right)}{\text{deprec. en HR}} = \frac{\left(\frac{3+1}{2}\right)}{7200} = 0.00027778$$

Tasa de interés = 12 %

$$\text{COSTO DE INTERESES} = 470\,000 \times 0.00027778 \times 0.12 = 15.67 \text{ \$/HR}$$

COSTO DE SEGURO (\\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Seguros

Tasa de Seguros = 2.0 %

$$\text{COSTO DE SEGURO} = 470\,000 \times 0.00027778 \times 0.02 = 2.61 \text{ \$/HR}$$

COSTO MANT - REP (\\$/HR) = $\frac{\text{VALOR ADQ.EQUIPO COMP.} \times \text{MTTO Y REPARACION}(\%)}{\text{DEPRECIACION (HR)}}$

Mtto + Reparación = 75 %

$$\text{COSTO MANT- REP} = \frac{470\,000 \times 0.75}{7200} = 48.96 \text{ \$/HR}$$

COSTO COMBUSTIBLE (\\$/HR) = Consumo de combustible (gl/hr) x Costo combustible (\\$/gl)

$$\text{COSTO COMBUSTIBLE} = 4.0 \text{ (gl/hr)} \times 3.95 \text{ (\$/gl)} = 15.80 \text{ \$/HR}$$

COSTO LUBRIC. (\\$/HR) = Consumo de lubricantes (gl/hr) x Costo lubricante (\\$/gl)

$$\text{COSTO LUBRIC.} = 0.25 \text{ gl/hr} \times 7.0 \text{ \$/gl} = 1.75 \text{ \$/HR}$$

COSTO FILTROS (\\$/HR) = 0.2 x (Costo combustible + Costo lubric)

$$\text{COSTO FILTROS} = 0.2 \times (15.80 \text{ \$/HR} + 1.75 \text{ \$/HR}) = 3.51 \text{ \$/HR}$$

COSTO GRASAS (\\$/HR) = Consumo de grasas (lb/hr) x Costo grasas (\\$/lb)

$$\text{COSTO GRASAS} = 0.46 \text{ lb/hr} \times 1.75 \text{ \$/lb} = 0.81 \text{ \$/HR}$$

COSTO LLANTAS (\\$/HR) = $\frac{\text{COSTO LLANTAS (\$/jgo)}}{\text{VIDA UTIL LLANTAS (HR)}}$

$$\text{COSTO LLANTAS} = \frac{18000}{1800} = 10.0 \text{ \$/HR}$$

COSTO TOTAL SIN M.O: = 145.57 \\$/HR

3.6.3. Determinación del costo horario de scoop 3.5 yd³

MAQUINA O EQUIPO : SCOOP

MARCA : CATERPILAR

VALOR DE ADQUISICION (US\$)

EQUIPO COMPLETO : 320 000

COSTO DE LLANTAS (\$/Jgo) = 13 500; Cada llanta cuesta \$/3375

EQUIPO SIN LLANTAS = 320 000 – 13 500 = \$/. 306 500

VALOR DE RESCATE = 25 % x COSTO EQUIPO COMPLETO

$$= 0.25 \times 320\,000 = \$/. 80\,000$$

VALOR DEPRECIABLE = Valor Eq. Sin llantas – Valor de rescate

$$= 306\,500 - 80\,000 = \$/. 226\,500$$

PERIODO DE DEPRECIACION = 2400xN

Donde: N = 3 años.

PERIODO DE DEPRECIACION = 2400 x 3

$$= 7\,200 \text{ HR}$$

COSTO DE POSESION (\$/HR) = $\frac{\text{VALOR DEPRECIABLE}}{\text{PERIODO DE DEPRECIACION(HR)}}$

$$= \frac{226500}{7200} = 31.46 \text{ \$/HR}$$

COSTO DE INTERESES (\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Interés

$$K = \frac{\left(\frac{\text{año depreciado} + 1}{2}\right)}{\text{deprec. en HR}} = \frac{\left(\frac{3+1}{2}\right)}{7200} = 0.00027778$$

Tasa de interés = 12 %

COSTO DE INTERESES = 320 000 x 0.00027778 x 0.12 = 10.67 \$/HR

COSTO DE SEGURO (\$/HR) = Val. Adq. Completo x K x Tasa de Seguros

Tasa de Seguros = 2.0 %

COSTO DE SEGURO = 320 000 x 0.00027778 x 0.02 = 1.78 \$/HR

$$\text{COSTO MANT - REP (\$/HR)} = \frac{\text{VALOR ADQ.EQUIPO COMP. x MTTO Y REPARACION(\%)}}{\text{DEPRECIACION (HR)}}$$

Mtto + Reparación = 75 %

$$\text{COSTO MANT- REP} = \frac{320\,000 \times 0.75}{7200} = 33.33 \text{ \$/HR}$$

COSTO COMBUSTIBLE (\\$/HR) = Consumo de combustible (gl/hr) x Costo combustible (\\$/gl)

$$\text{COSTO COMBUSTIBLE} = 3.5 \text{ (gl/hr)} \times 3.95 \text{ (\$/gl)} = 13.83 \text{ \$/HR}$$

COSTO LUBRIC. (\\$/HR) = Consumo de lubricantes (gl/hr) x Costo lubricante (\\$/gl)

$$\text{COSTO LUBRIC.} = 0.25 \text{ gl/hr} \times 7.0 \text{ \$/gl} = 1.75 \text{ \$/HR}$$

COSTO FILTROS (\\$/HR) = 0.2 x (Costo combustible + Costo lubric)

$$\text{COSTO FILTROS} = 0.2 \times (13.83 \text{ \$/HR} + 1.75 \text{ \$/HR}) = 3.12 \text{ \$/HR}$$

COSTO GRASAS (\\$/HR) = Consumo de grasas (lb/hr) x Costo grasas (\\$/lb)

$$\text{COSTO GRASAS} = 0.36 \text{ lb/hr} \times 1.75 \text{ \$/lb} = 0.63 \text{ \$/HR}$$

$$\text{COSTO LLANTAS (\$/HR)} = \frac{\text{COSTO LLANTAS (\$/jgo)}}{\text{VIDA UTIL LLANTAS (HR)}}$$

$$\text{COSTO LLANTAS} = \frac{13\,500}{1800} = 7.5 \text{ \$/HR}$$

$$\text{COSTO TOTAL SIN M.O:} = 104.07 \text{ \$/HR}$$

3.7. APLICACIÓN DEL SOFTWARE MATHCAD

3.7.1. PARÁMETROS CONSIDERADOS.

3.7.1.1. REGRESIÓN LINEAL

La aproximación por mínimos cuadrados es ajustar una línea recta a un conjunto de observaciones definidas por puntos: $(X_1, Y_1), (X_2, Y_2), \dots, (X_n, Y_n)$. La expresión matemática para la línea recta es:

$$Y = a + a_1X + e \dots (1)$$

Donde a_0 y a_1 son coeficientes que representan la intersección con el eje y y la pendiente, respectivamente, e es el error, o diferencia, entre el modelo y las observaciones, el cual se representa al ordenar la ecuación (1) como:

$$e = Y - a_0 - a_1X$$

Así el error o residuo es la discrepancia entre el valor verdadero de Y y el valor aproximado, $a_0 + a_1X$, que predijo la ecuación lineal.

a. Criterio para un mejor ajuste

Una estrategia para ajustar una mejor línea a través de los datos será minimizar la suma de los errores residuales de todos los datos disponibles, como sigue:

$$\sum_{i=1}^n e_i = \sum_{i=1}^n (Y_i - a_0 - a_1X_i) \dots (2)$$

Donde: n = número total de puntos. Sin embargo, éste es un criterio inadecuado, debido a que cualquier línea recta que pase a través del punto medio que une la línea (excepto una línea perfectamente vertical) da como resultado un valor mínimo de la ecuación (2) igual a cero, debido a que los errores se cancelan.

Por lo tanto otro criterio lógico es minimizar la suma de los valores absolutos de las diferencias.

$$\sum_{i=1}^n |e_i| = \sum_{i=1}^n |Y_i - a_0 - a_1X_i|$$

La estrategia que supera las deficiencias de los procedimientos mencionados consiste en minimizar la suma de los cuadrados de los residuos entre la Y medida y la Y calculada con el modelo lineal.

$$S_r = \sum_{i=1}^n e_i^2 = \sum_{i=1}^n (Y_{i,medida} - Y_{i,modelo})^2$$

$$S_r = \sum_{i=1}^n (Y_i - a_0 - a_1X_i)^2 \dots\dots (3)$$

Este criterio tiene varias ventajas, entre ellas el hecho de que se obtiene una línea única para cierto conjunto de datos. Antes de analizar tales propiedades, presentaremos una técnica para determinar los valores de a_0 y a_1 que minimizan la ecuación (3)

b. Ajuste de una línea recta por mínimos cuadrados

Para determinar los valores de a_0 y a_1 , la ecuación (3) se deriva con respecto a cada uno de los coeficientes:

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_0} = -2 \sum (Y_i - a_0 - a_1 X_i)$$

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_1} = -2 \sum [(Y_i - a_0 - a_1 X_i) X_i]$$

Al igualar estas derivadas a cero, se dará como resultado un S_r mínimo. Si se hace esto las ecuaciones se expresan como:

$$0 = \sum Y_i - \sum a_0 - \sum a_1 X_i$$

$$0 = \sum Y_i X_i - \sum a_0 X_i - \sum a_1 X_i^2$$

Ahora, si observamos que $\sum a_0 = n a_0$, expresamos las ecuaciones como un conjunto de dos ecuaciones lineales simultaneas, con dos incógnitas (a_0 y a_1):

$$n a_0 + a_1 (\sum X_i) = \sum Y_i \quad \dots\dots\dots (4)$$

$$a_0 (\sum X_i) + a_1 (\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i \quad \dots\dots\dots (5)$$

Éstas se llaman ecuaciones normales, y se resuelven en forma simultánea.

$$a_1 = \frac{n \sum X_i Y_i - \sum X_i \sum Y_i}{n \sum X_i^2 - (\sum X_i)^2} \quad \dots\dots\dots (6)$$

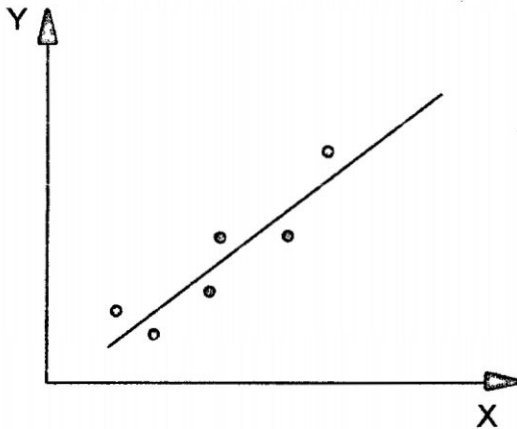
$$a_0 = \bar{Y} - a_1 \bar{X} \quad \dots\dots\dots (7)$$

Donde: \bar{Y} y \bar{X} son las medias de Y e X, respectivamente.

Por lo tanto el ajuste por mínimos cuadrados es:

$$Y = a_0 + a_1X$$

Fig. 3.1: Ajuste de una línea recta por mínimos cuadrados.



3.7.1.2. REGRESION POLINOMIAL

En la ingeniería aunque algunos datos exhiben un patrón marcado, son pobremente representados por una línea recta, entonces, una curva podrá ser más adecuada para ajustarse a los datos. Una alternativa es ajustar polinomios a los datos mediante regresión polinomial.

El procedimiento de mínimos cuadrados se puede extender fácilmente al ajuste de datos con un polinomio de grado superior. Por ejemplo, suponga que ajustamos un polinomio de segundo grado o cuadrático:

$$Y = a_0 + a_1X + a_2X^2 + e$$

En este caso, la suma de los cuadrados de los residuos es:

$$S_r = \sum (Y_i - a_0 - a_1X_i - a_2X_i^2)^2$$

Derivando la ecuación con respecto a cada uno de los coeficientes desconocidos del polinomio obtenemos:

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_0} = -2 \sum (Y_i - a_0 - a_1 X_i - a_2 X_i^2)$$

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_1} = -2 \sum X_i (Y_i - a_0 - a_1 X_i - a_2 X_i^2)$$

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_2} = -2 \sum X_i^2 (Y_i - a_0 - a_1 X_i - a_2 X_i^2)$$

Estas ecuaciones se igualan a cero y se reordenan para desarrollar el siguiente conjunto de ecuaciones normales:

$$n a_0 + (\sum X_i) a_1 + (\sum X_i^2) a_2 = \sum Y_i$$

$$(\sum X_i) a_0 + (\sum X_i^2) a_1 + (\sum X_i^3) a_2 = \sum X_i Y_i$$

$$(\sum X_i^2) a_0 + (\sum X_i^3) a_1 + (\sum X_i^4) a_2 = \sum X_i^2 Y_i$$

Donde todas las sumatorias van desde $i=1$ hasta n . Observe que las tres ecuaciones anteriores son lineales y tienen 3 incógnitas a_0 , a_1 , a_2 . Los coeficientes de las incógnitas se evalúan de manera directa, a partir de los datos observados.

Las ecuaciones lineales son representadas mediante notación matricialmente:

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i & \sum X_i^2 \\ \sum X_i & \sum X_i^2 & \sum X_i^3 \\ \sum X_i^2 & \sum X_i^3 & \sum X_i^4 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \\ \sum X_i^2 Y_i \end{bmatrix}$$

3.7.1.3. LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE.

Una extensión útil de la regresión lineal es el caso en el que Y es una función lineal de dos o más variables independientes. Por ejemplo, Y podría ser una función lineal de x_1 y x_2 como en

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + e$$

En particular tal ecuación es útil cuando se ajustan datos experimentales donde la variable sujeta a estudio es una función de otras dos variables. En este caso bidimensional, la "línea" de regresión se convierte en un "plano".

Como en los casos anteriores, los mejores valores para los coeficientes se determinan al realizar la suma de los cuadrados de los residuos.

$$S_r = \sum (Y_i - a_0 - a_1X_{1i} - a_2X_{2i})^2$$

Derivando con respecto a cada uno de los coeficientes desconocidos.

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_0} = -2 \sum (Y_i - a_0 - a_1X_{1i} - a_2X_{2i})$$

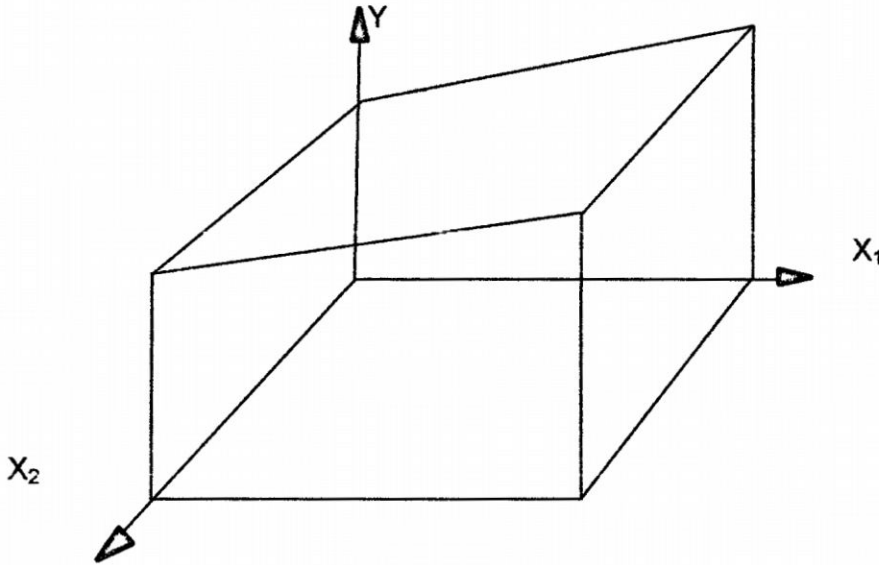
$$\frac{\partial S_r}{\partial a_1} = -2 \sum X_{1i}(Y_i - a_0 - a_1X_{1i} - a_2X_{2i})$$

$$\frac{\partial S_r}{\partial a_2} = -2 \sum X_{2i}(Y_i - a_0 - a_1X_{1i} - a_2X_{2i})$$

Los coeficientes que dan la suma mínima de los cuadrados de los residuos se obtienen al igualar a cero las derivadas parciales y expresando el resultado en forma matricial:

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_{1i} & \sum X_{2i} \\ \sum X_{1i} & \sum X_{1i}^2 & \sum X_{1i}X_{2i} \\ \sum X_{2i} & \sum X_{1i}X_{2i} & \sum X_{2i}^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_{1i}Y_i \\ \sum X_{2i}Y_i \end{bmatrix}$$

Fig. 3.2: Descripción gráfica de una regresión lineal múltiple donde Y es una función lineal de X₁ y X₂



El caso bidimensional anterior fácilmente se puede extender a m dimensiones así:

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + \dots + a_mX_m + e$$

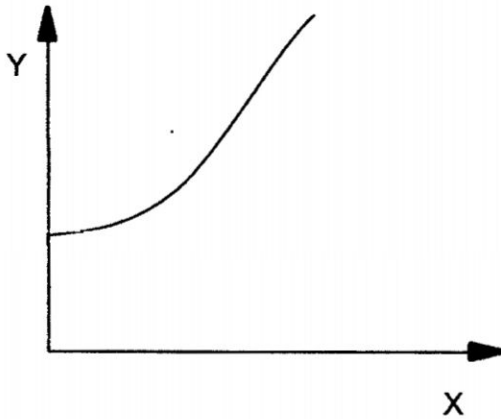
Puede haber ciertos casos donde una variable esté linealmente relacionada con dos o más variables, la regresión lineal múltiple tiene además utilidad en la obtención de ecuaciones de potencias de la forma general.

$$Y = a_0X_1^{a_1}X_2^{a_2} \dots X_m^{a_m}$$

Para usar regresión lineal múltiple, la ecuación se transforma al aplicar logaritmos:

$$\text{Log } Y = \text{log}a_0 + a_1\text{log}X_1 + a_2 \text{log}X_2 + \dots + a_m\text{log}X_m$$

Fig. 3.3: Expresión logarítmica de una regresión lineal múltiple



3.7.2. FORMULACIÓN DEL ALGORITMO.

Haciendo uso de un algoritmo conocido, y para condiciones actuales del equipo, terreno y personal. Se realiza el cálculo del rendimiento horario, para el cual se utilizan datos tomados de los reportes diarios de operación del equipo, en específico la eficiencia tiempo y disponibilidad mecánica; es decir:

- Capacidad nominal de cuchara	=	6.3 yd ³ = 9.04 TM
- Peso específico del mineral insitu	=	3.0 TM/m ³
- Sección	=	4m x 4m
- Distancia de acarreo	=	200m
- Disponibilidad mecánica	=	88.89%
- Eficiencia tiempo	=	86.78%
- Pendiente	=	12%
- Esponjamiento	=	40%V
- Peso específico del material roto	=	2.5 TM/m ³
- Factor de carguío	=	90%
- Tiempo total por ciclo	=	5.39min

CONTROL DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS DEL SCOOPTRAM

Del proceso de recopilación de datos en las diferentes labores del NV-215, se obtuvo la siguiente muestra, que es la más representativa para nuestro estudio:

Los datos corresponden a:

CONTROL DE TIEMPO DE SCOOP DE 6.3 Yd3							
Nº CONT.	TC MIN.	TVC MIN.	TD MIN.	TM MIN.	TVV MIN.	T.T.C MIN.	DIST. m
1	0.608	2.457	0.5014	0.171	1.710	5.45	200
2	0.626	2.427	0.498	0.162	1.712	5.43	200
3	0.624	2.386	0.523	0.177	1.743	5.45	200
4	0.587	2.423	0.478	0.176	1.722	5.39	200
5	0.629	2.332	0.504	0.17	1.739	5.37	200
6	0.632	2.434	0.485	0.193	1.703	5.45	200
7	0.579	2.432	0.516	0.152	1.687	5.37	200
8	0.596	2.378	0.519	0.185	1.720	5.40	200
9	0.582	2.366	0.502	0.168	1.679	5.30	200
10	0.586	2.456	0.498	0.152	1.714	5.41	200
11	0.620	2.312	0.532	0.144	1.737	5.34	200
12	0.574	2.402	0.503	0.169	1.698	5.35	200
Σ	7.2429	28.805	6.0594	2.019	20.5629	64.69	
PROM.	0.60	2.40	0.50	0.15	1.71	5.39	200

a. Producción y disponibilidad mecánica

$$\text{PROD} = \frac{60 \times \text{DM} \times 0.8678 \times 9.04 \times 0.9}{5.39}$$

$$\text{PROD} = 78.89 \times \text{DM}$$

Tabla 3.4: Producción y disponibilidad mecánica

n	DM (%)	PROD.	DM ²	DM*PROD
1	40	27.944	1600	1117.76
2	45	31.437	2025	1414.665
3	50	34.93	2500	1746.5
4	55	38.423	3025	2113.265
5	60	41.916	3600	2514.96
6	65	45.409	4225	2951.585
7	70	48.902	4900	3423.14
8	75	52.395	5625	3929.625
9	80	55.888	6400	4471.04
10	85	59.381	7225	5047.385
11	90	62.874	8100	5658.66
12	95	66.367	9025	6304.865
Suma	810	565.866	58250	40693.45

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

$$Y = \text{PROD.}$$

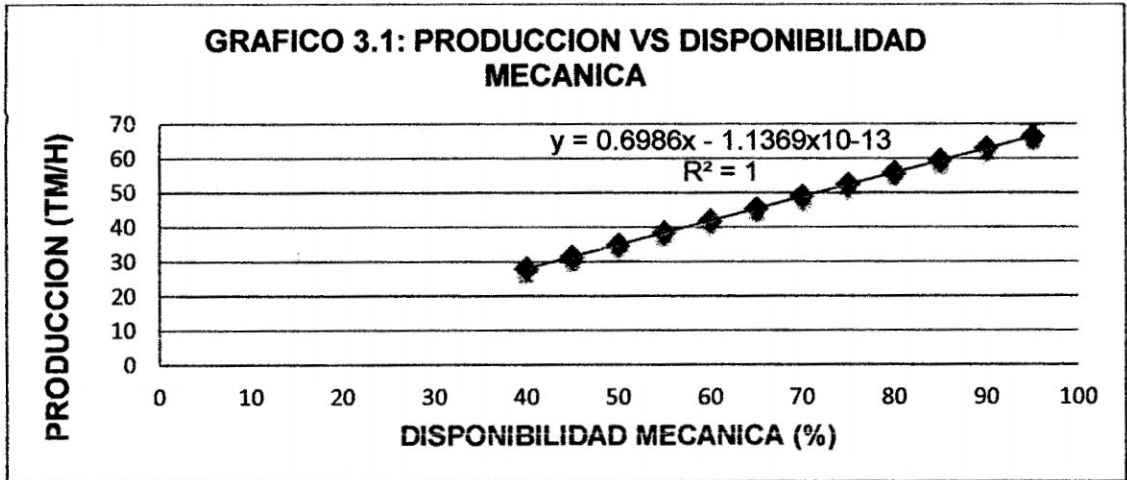
$$X = \text{DM}$$

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 565.866 \\ 40693.450 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = -1.1369 \times 10^{-13} + 0.6986 \times \text{DM}$$



b. Producción y Eficiencia

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times \text{EFF} \times 9.04 \times 0.9}{5.39}$$

$$\text{PROD} = 80.51 \times \text{Eff}$$

Tabla 3.5: Producción y eficiencia

n	EFF (%)	PROD.	EFF^2	EFF*PROD
1	40	32.204	1600	1288.16
2	45	36.2295	2025	1630.3275
3	50	40.255	2500	2012.75
4	55	44.2805	3025	2435.4275
5	60	48.306	3600	2898.36
6	65	52.3315	4225	3401.5475
7	70	56.357	4900	3944.99
8	75	60.3825	5625	4528.6875
9	80	64.408	6400	5152.64
10	85	68.4335	7225	5816.8475
11	90	72.459	8100	6521.31
12	95	76.4845	9025	7266.0275
Suma	810	652.131	58250	46897.075

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = Eff

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

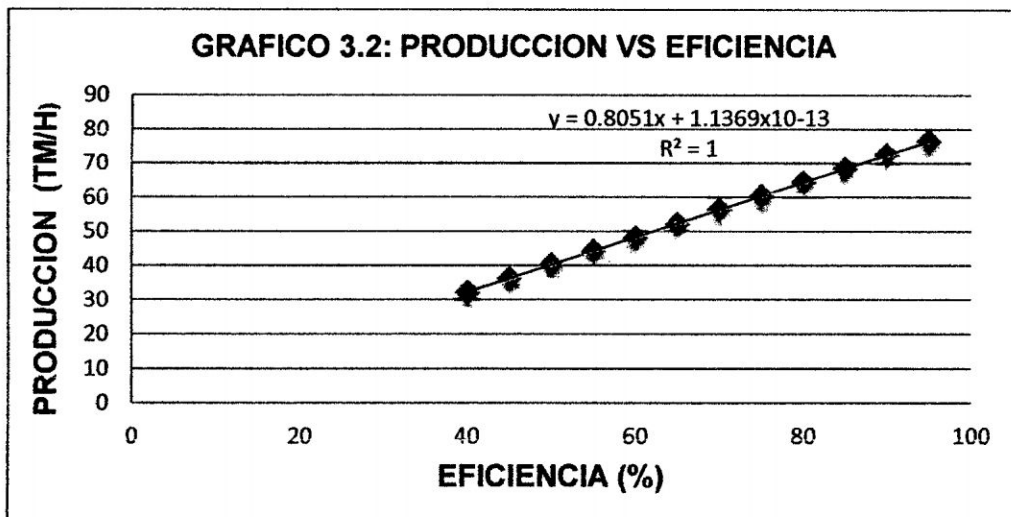
$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 652.131 \\ 46897.075 \end{bmatrix}$$

$$a_0 = 1.1369 \times 10^{-13}$$

$$a_1 = 0.8051$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 1.1369 \times 10^{-13} + 0.8051 \times \text{EFF}$$



c. Producción y la distancia

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8678 \times 0.8889 \times 9.04 \times 0.9}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{376.56}{TTC}$$

Para distancias diferentes es decir tiempos de ciclo diferentes se obtiene el gráfico N° 03

Tabla 3.6: Distancia y el tiempo total del ciclo (TTC)

Distancia (m)	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC (min.)
20	0.60	0.24	0.50	0.15	0.17	1.66
40	0.60	0.48	0.50	0.15	0.34	2.07
60	0.60	0.72	0.50	0.15	0.51	2.48
80	0.60	0.96	0.50	0.15	0.69	2.90
100	0.60	1.20	0.50	0.15	0.86	3.31
120	0.60	1.44	0.50	0.15	1.03	3.72
140	0.60	1.68	0.50	0.15	1.20	4.13
160	0.60	1.92	0.50	0.15	1.37	4.54
180	0.60	2.16	0.50	0.15	1.54	4.95
200	0.60	2.42	0.50	0.15	1.72	5.39
240	0.60	2.88	0.50	0.15	2.06	6.19
400	0.60	4.80	0.50	0.15	3.43	9.48

DONDE: TC = Tiempo de Carguío

TVC = Tiempo de viaje cargado

TD = Tiempo de descarga.

TM = Tiempo de maniobras.

TVV = Tiempo de viaje vacío.

Tabla 3.7: Producción y distancia

n	X	Y	Ln(X)	(Ln(X)) ²	Ln(X)*Y
1	20	226.65	3.00	8.97	678.98
2	40	181.66	3.69	13.61	670.13
3	60	151.58	4.09	16.76	620.61
4	80	130.04	4.38	19.20	569.84
5	100	113.86	4.61	21.21	524.36
6	120	101.26	4.79	22.92	484.80
7	140	91.18	4.94	24.42	450.56
8	160	82.92	5.08	25.76	420.82
9	180	76.03	5.19	26.97	394.81
10	200	70.20	5.30	28.07	371.93
11	240	60.86	5.48	30.04	333.56
12	400	39.73	5.99	35.90	238.03
	Sumatoria	1325.96	56.53	273.83	5758.43

$$\sum y = an + b\sum \ln(x)$$

$$\sum (\ln x) Y = a \sum \ln x + b \sum \ln(X^2)$$

$$Y = a + b \ln(X)$$

Donde:

Y = PROD.

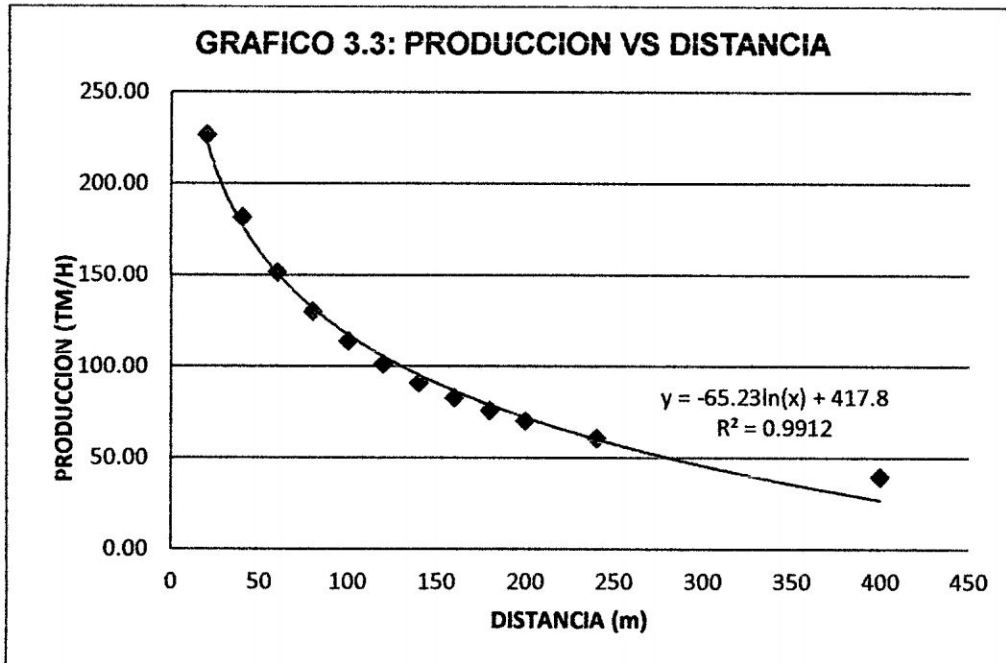
X = Dist

$$\begin{bmatrix} n & \sum \ln(X_i) \\ \sum \ln(X_i) & \sum \ln(X_i)^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum \ln(X_i)Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 56.53 \\ 56.53 & 273.83 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1325.96 \\ 5758.43 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo

$$\text{PROD} = 417.800157 - 65.2288566 \times \ln(\text{dist})$$



d. Producción y capacidad nominal de cuchara

$$PROD = \frac{60 \times 0.8678 \times 0.8889 \times Cn \times 0.9}{5.39}$$

$$PROD = 7.73 \times Cn$$

Tabla 3.8: Producción y la capacidad nominal de la cuchara

n	Cn	PROD	Cn^2	Cn*PROD
1	5.02	38.8046	25.2004	194.799092
2	5.39	41.6647	29.0521	224.572733
3	5.75	44.4475	33.0625	255.573125
4	6.12	47.3076	37.4544	289.522512
5	6.48	50.0904	41.9904	324.585792
6	6.85	52.9505	46.9225	362.710925
7	7.21	55.7333	51.9841	401.837093
8	7.58	58.5934	57.4564	444.137972
9	7.94	61.3762	63.0436	487.327028
10	8.31	64.2363	69.0561	533.803653
11	8.67	67.0191	75.1689	581.055597
12	9.04	69.8792	81.7216	631.707968
Sumatoria	84.36	652.1028	612.113	4731.63349

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

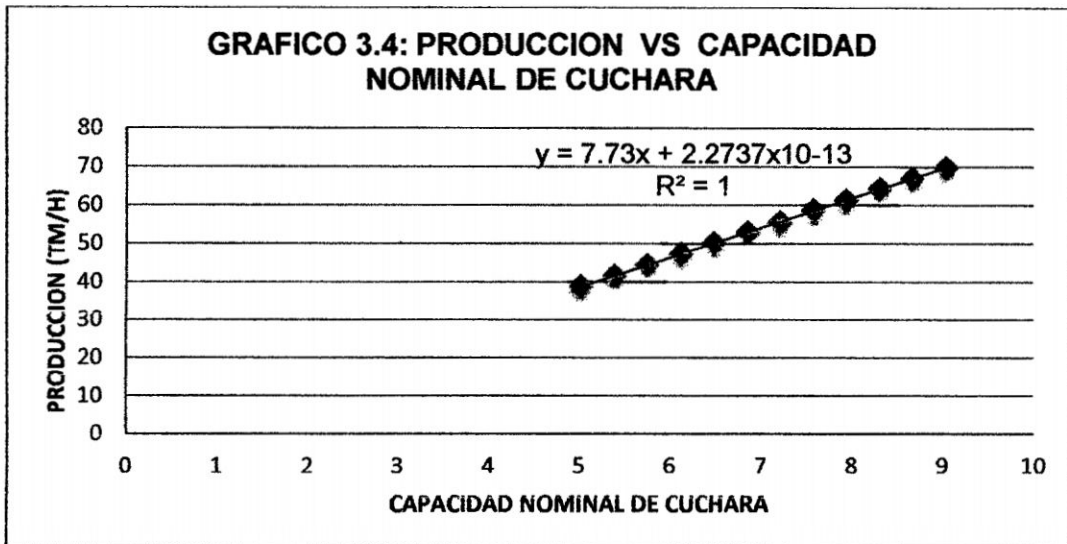
X = Cn

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 84.36 \\ 84.36 & 612.113 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 652.1028 \\ 4731.6335 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo

$$\text{PROD} = 2.2737 \times 10^{-13} + 7.73 \times \text{Cn}$$



e. Producción y factor de llenado

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8678 \times 0.8889 \times 9.04 \times Fll}{5.39}$$

$$\text{PROD} = 77.63 \times \text{FII}$$

Tabla 3.9: Producción y factor de llenado

n	FII	PROD	FII^2	FII*PROD
1	0.1	7.763	0.01	0.7763
2	0.2	15.526	0.04	3.1052
3	0.3	23.289	0.09	6.9867
4	0.4	31.052	0.16	12.4208
5	0.5	38.815	0.25	19.4075
6	0.6	46.578	0.36	27.9468
7	0.7	54.341	0.49	38.0387
8	0.75	58.2225	0.5625	43.666875
9	0.8	62.104	0.64	49.6832
10	0.85	65.9855	0.72	56.087675
11	0.9	69.867	0.81	62.8803
12	1.0	77.63	1	77.63
Sumatoria	6.1	473.543	4.135	321.00005

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

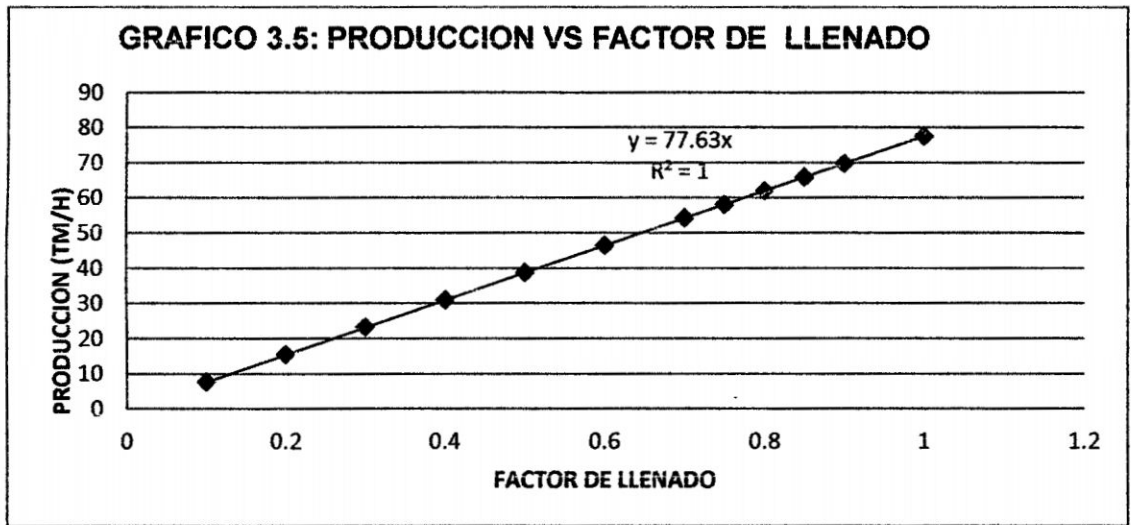
X = FII

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 6.1 \\ 6.1 & 4.135 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 473.543 \\ 321.00005 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo

$$\text{PROD} = 77.63 \times \text{FII}$$



f. Producción y pendiente

$$PROD = \frac{60 \times 0.8678 \times 0.8889 \times 9.04 \times 0.9}{TTC}$$

$$PROD = \frac{376.56}{TTC}$$

Tabla 3.10: Distancia, pendiente y TTC

Pendiente	Distancia	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC(min.)
2	20	0.60	0.69	0.50	0.15	1.71	3.65
3	40	0.60	1.03	0.50	0.15	1.71	3.99
4	60	0.60	1.37	0.50	0.15	1.71	4.33
5	80	0.60	0.15	0.50	0.15	1.71	3.11
6	100	0.60	2.06	0.50	0.15	1.71	5.02
7	120	0.60	2.40	0.50	0.15	1.71	5.36
8	140	0.60	2.74	0.50	0.15	1.71	5.70
9	160	0.60	3.09	0.50	0.15	1.71	6.05
10	180	0.60	3.43	0.50	0.15	1.71	6.39
11	200	0.60	3.77	0.50	0.15	1.71	6.73
12	240	0.60	4.11	0.50	0.15	1.71	7.07
13	400	0.60	4.46	0.50	0.15	1.71	7.42

Tabla 3.11: Producción y pendiente

n	X	Y	X^2	X^3	X^4	X^5	X^6	XY	X^2*Y	X^3*Y
1	2	103.29	4	8	16	32	64	206.58	413.15	826.31
2	3	94.41	9	27	81	243	729	283.23	849.69	2549.06
3	4	86.94	16	64	256	1024	4096	347.75	1390.99	5563.95
4	5	121.08	25	125	625	3125	15625	605.40	3027.01	15135.05
5	6	75.05	36	216	1296	7776	46656	450.33	2701.97	16211.81
6	7	70.25	49	343	2401	16807	117649	491.78	3442.43	24097.03
7	8	66.03	64	512	4096	32768	262144	528.24	4225.92	33807.39
8	9	62.29	81	729	6561	59049	531441	560.57	5045.12	45406.09
9	10	58.94	100	1000	10000	100000	1000000	589.43	5894.28	58942.75
10	11	55.94	121	1331	14641	161051	1771561	615.35	6768.81	74456.91
11	12	53.23	144	1728	20736	248832	2985984	638.75	7665.03	91980.41
12	13	50.77	169	2197	28561	371293	4826809	660.00	8579.94	111539.22
Σ	90	898.22	818	8280	89270	1002000	11562758	5977.39	50004.34	480515.97

$$\sum y = an + b \sum X + c \sum X^2 + d \sum X^3$$

$$\sum xy = a \sum X + b \sum X^2 + c \sum X^3 + d \sum X^4$$

$$\sum x^2 y = a \sum X^2 + b \sum X^3 + c \sum X^4 + d \sum X^5$$

$$\sum x^3 y = a \sum X^3 + b \sum X^4 + c \sum X^5 + d \sum X^6$$

$$\begin{bmatrix} n & \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 \\ \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 \\ \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 \\ \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 & \sum X^6 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \\ \sum x^2 y \\ \sum x^3 y \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 90 & 818 & 8280 \\ 90 & 818 & 8280 & 89270 \\ 818 & 8280 & 89270 & 1002000 \\ 8280 & 89270 & 1002000 & 11562758 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 898.22 \\ 5977.39 \\ 50004.34 \\ 480515.97 \end{bmatrix}$$

$$Y = a + bX + cX^2 + dX^3$$

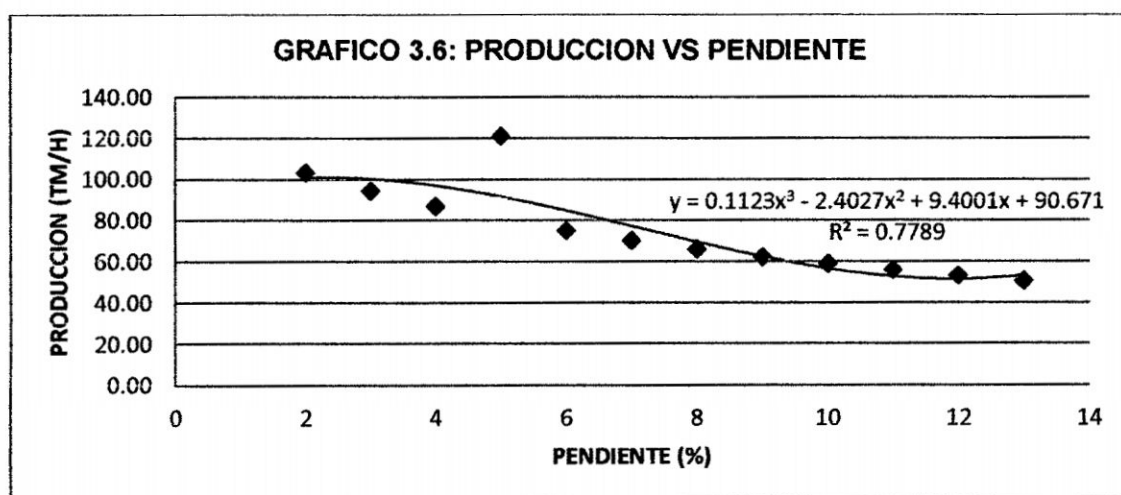
Donde:

Y = PROD.

X = PENDIENTE

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo.

$$\text{PROD} = 90.6705 + 9.400 \text{ Pend} - 2.4027 \text{ Pend}^2 + 0.1123 \text{ Pend}^3$$



Utilizando los algoritmos de relación de cada variable y para producciones horarias conocidas se genera la los datos de la tabla N° 3.12

Tabla 3.12: Producción y parámetros

PRODUCCIÓN (Ton/h)	EFICIENCIA (%)	D. MECÁNICA (%)	C. NOMINAL (Ton)	F. LLENADO (0-1)	DISTANCIA (m)	PENDIENTE (2-20)%
38	47.20	54.39	4.92	0.49	337.50	2.99
39	48.44	55.83	5.05	0.50	332.37	2.96
40	49.68	57.26	5.17	0.52	327.31	2.92
41	50.93	58.69	5.30	0.53	322.33	2.88
42	52.17	60.12	5.43	0.54	317.43	2.84
43	53.41	61.55	5.56	0.55	312.61	2.8

APLICACIÓN DE LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE

➤ RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, EFICIENCIA Y DISPONIBILIDAD MECÁNICA

$$F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2}$$

$$A = EFF$$

$$B = DM$$

$$F(A, B) = PROD.$$

Tabla 3.13: Producción, eficiencia y disponibilidad mecánica

PROD	EFF	DM.	Ln(Prod.)	Ln(Eff.)	Ln(DM)	Ln(Eff)*Ln(Prod)	Ln(Eff)*Ln(DM)	Ln(DM)*Ln(Prod)	[Ln(Eff)] ²	[Ln(DM)] ²
38	47.20	54.39	3.64	3.85	4.00	14.01	15.40	14.56	14.80	16.00
39	48.44	55.83	3.66	3.88	4.02	14.20	15.60	14.71	15.05	16.16
40	49.68	57.26	3.69	3.91	4.05	14.43	15.84	14.94	15.29	16.40
41	50.93	58.69	3.71	3.93	4.07	14.58	16.00	15.10	15.44	16.56
42	52.17	60.12	3.74	3.95	4.10	14.77	16.20	15.33	15.60	16.81
43	53.41	61.55	3.76	3.98	4.12	14.96	16.40	15.49	15.84	16.97
Σ			22.20	23.50	24.36	86.95	95.44	90.13	92.02	98.90

$$\begin{bmatrix} n & \sum \ln(EFF) & \sum \ln(DM) \\ \sum \ln(EFF) & \sum (\ln(EFF))^2 & \sum (\ln(EFF) * \ln(DM)) \\ \sum \ln(DM) & \sum (\ln(EFF) * \ln(DM)) & \sum (\ln(DM))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \ln(PROD) \\ \sum (\ln(EFF) * \ln(PROD)) \\ \sum (\ln(DM) * \ln(PROD)) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 23.50 & 24.36 \\ 23.50 & 92.02 & 95.44 \\ 24.36 & 95.44 & 98.90 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 86.95 \\ 90.13 \end{bmatrix}$$

Donde:

$$a_0 = 65.0323$$

$$a_1 = -0.0693$$

$$a_2 = -0.0501$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod (EFF, DM)} = 65.0323 \text{Eff}^{-0.0693} \times \text{DM}^{-0.0501}$$

➤ **RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, CAPACIDAD NOMINAL DE LA CUCHARA Y EL FACTOR DE LLENADO**

$$F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2}$$

$$A = Cn$$

$$B = Fll$$

$$F(A, B) = PROD.$$

Tabla 3.14: Producción, capacidad nominal de la cuchara y factor de llenado

PROD	Cn	Fll	Ln(Prod.)	Ln(Cn)	Ln(Fll)	Ln(Cn)*Ln(Prod.)	Ln(Cn)*Ln(Fll)	Ln(Fll)*Ln(Prod.)	[Ln(Cn)] ²	[Ln(Fll)] ²
38	4.92	0.49	3.64	1.59	-0.71	5.80	-1.14	-2.59	2.54	0.51
39	5.05	0.50	3.66	1.62	-0.69	5.93	-1.12	-2.54	2.62	0.48
40	5.17	0.52	3.69	1.64	-0.65	6.06	-1.07	-2.41	2.70	0.43
41	5.30	0.53	3.71	1.67	-0.63	6.19	-1.06	-2.36	2.78	0.40
42	5.43	0.54	3.74	1.69	-0.62	6.32	-1.04	-2.30	2.86	0.38
43	5.56	0.55	3.76	1.72	-0.60	6.45	-1.03	-2.25	2.94	0.36
Σ			22.20	9.93	-3.91	36.76	-6.46	-14.46	16.45	2.56

$$\begin{bmatrix} n & \sum \text{Ln}(Cn) & \sum \text{Ln}(Fll) \\ \sum \text{Ln}(Cn) & \sum (\text{Ln}(Cn))^2 & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) \\ \sum \text{Ln}(Fll) & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) & \sum (\text{Ln}(Fll))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(PROD) \\ \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(PROD)) \\ \sum (\text{Ln}(Fll) * \text{Ln}(PROD)) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 9.93 & -3.91 \\ 9.93 & 16.45 & -6.46 \\ -3.91 & -6.46 & 2.56 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 36.76 \\ -14.46 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod (Cn, Fll)} = 0.3990 \text{Cn}^{2.2162} \times \text{Fll}^{-1.4595}$$

➤ RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, DISTANCIA Y LA PENDIENTE

$$F(A,B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2}$$

$$A = \text{Dist}$$

$$B = \text{Pend}$$

$$F(A,B) = \text{PROD.}$$

Tabla 3.15: Producción, distancia y pendiente

PROD.	Dist.	Pend.	Ln(Prod)	Ln(Dist)	Ln(Pend)	Ln(Dist)*Ln(Prod)	Ln(Dist)*Ln(Pend)	Ln(Pend)*Ln(Prod)	[Ln(Dist)] ²	[Ln(Pend)] ²
38	337.50	2.99	3.64	5.82	1.10	21.18	6.40	4.00	33.87	1.21
39	332.37	2.96	3.66	5.81	1.09	21.26	6.33	3.99	33.76	1.19
40	327.31	2.92	3.69	5.79	1.07	21.37	6.20	3.95	33.52	1.14
41	322.33	2.88	3.71	5.78	1.06	21.44	6.13	3.93	33.41	1.12
42	317.43	2.84	3.74	5.76	1.04	21.54	5.99	3.89	33.18	1.08
43	312.61	2.80	3.76	5.74	1.03	21.58	5.91	3.87	32.95	1.06
Σ			22.20	34.70	6.39	128.38	36.96	23.64	200.69	6.80

$$\begin{bmatrix} n & \sum \ln(\text{Dist}) & \sum \ln(\text{Pend}) \\ \sum \ln(\text{Dist}) & \sum (\ln(\text{Dist}))^2 & \sum (\ln(\text{Dist}) * \ln(\text{Pend})) \\ \sum \ln(\text{Pend}) & \sum (\ln(\text{Dist}) * \ln(\text{Pend})) & \sum (\ln(\text{Pend}))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \ln(\text{PROD}) \\ \sum (\ln(\text{Dist}) * \ln(\text{PROD})) \\ \sum (\ln(\text{Pend}) * \ln(\text{PROD})) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 34.70 & 6.39 \\ 34.70 & 200.69 & 36.96 \\ 6.39 & 36.96 & 6.80 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 128.38 \\ 23.64 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod}(\text{Dist}, \text{Pend}) = 22140.004 \text{Dist}^{-1.0334} \times \text{Pend}^{-0.3085}$$

DEL PRODUCTO DE LOS TRES ALGORITMOS OBTENIDOS SE OBTIENE UN ALGORITMO FINAL

$$\text{Prod} = \frac{574486.337 \times \text{Eff}^{-0.0693} \times \text{DM}^{-0.0501} \times \text{CN}^{2.2162} \times \text{FLL}^{-1.4595}}{\text{DIST}^{1.0334} \times \text{PEND}^{0.3085}}$$

CONTROL DE TIEMPO DE SCOOP DE 4.1 Yd ³							
Nº	TC MIN.	TVCC MIN.	TD MIN.	TM MIN.	TVV MIN.	T.T.C MIN.	DIST. m
1	0.600	0.24	0.72	0.28	0.170	2.01	20
2	0.600	0.48	0.72	0.28	0.340	2.42	40
3	0.600	0.72	0.72	0.28	0.510	2.83	60
4	0.600	0.96	0.72	0.28	0.690	3.25	80
5	0.600	1.2	0.72	0.28	0.860	3.66	100
6	0.600	1.44	0.72	0.28	1.030	4.07	120
7	0.600	1.68	0.72	0.28	1.200	4.48	140
8	0.600	1.92	0.72	0.28	1.370	4.89	160
9	0.600	2.16	0.72	0.28	1.540	5.30	180
10	0.600	2.4	0.72	0.28	1.710	5.71	200
11	0.600	2.64	0.72	0.28	1.890	6.13	220
12	0.574	2.88	0.72	0.28	2.060	6.51	240
Σ	7.174	18.72	8.64	3.36	13.370	51.26	
PROM.	0.60	1.56	0.72	0.28	1.11	4.27	200

CALCULO PARA SCOOPTRAM DE 4.1 Yd³

$$CRC = (\text{Volumen de la cuchara} * p.e * fil) / fe$$

Donde :

Volumen de cuchara (m³)

CRC = capacidad real de la cuchara (TM)

p.e = peso específico del material a transportar. (TM/ m³)

fil = factor de llenado de la cuchara, que depende del tamaño del material estado de la máquina, pericia del operador, etc. **Este valor oscila entre 0.5 a 0.9**

fe = factor de esponjamiento del material roto. **Este valor oscila entre 1.1 a 2.5**

$$CRC = \frac{3.14 \times 2.5 \times 0.9}{1.20} = 5.88 \text{ TM}$$

a. Producción y disponibilidad mecánica

$$PROD = \frac{60 \times DM \times 0.8678 \times 5.88 \times 0.9}{5.71}$$

$$PROD = 48.26 \times DM$$

Tabla 3.16: Producción y disponibilidad mecánica

n	DM (%)	PROD.	DM ²	DM*PROD
1	40	19.304	1600	772.16
2	45	21.717	2025	977.265
3	50	24.13	2500	1206.5
4	55	26.543	3025	1459.865
5	60	28.956	3600	1737.36
6	65	31.369	4225	2038.985
7	70	33.782	4900	2364.74
8	75	36.195	5625	2714.625
9	80	38.608	6400	3088.64
10	85	41.021	7225	3486.785
11	90	43.434	8100	3909.06
12	95	45.847	9025	4355.465
Suma	810	390.906	58250	28111.45

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

$$Y = \text{PROD.}$$

$$X = \text{DM}$$

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 390.906 \\ 28111.45 \end{bmatrix}$$

Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = -1.1369 \times 10^{-13}$$

$$a_1 = 0.4826$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 0.4826 \times \text{DM} - 1.1369 \times 10^{-13}$$

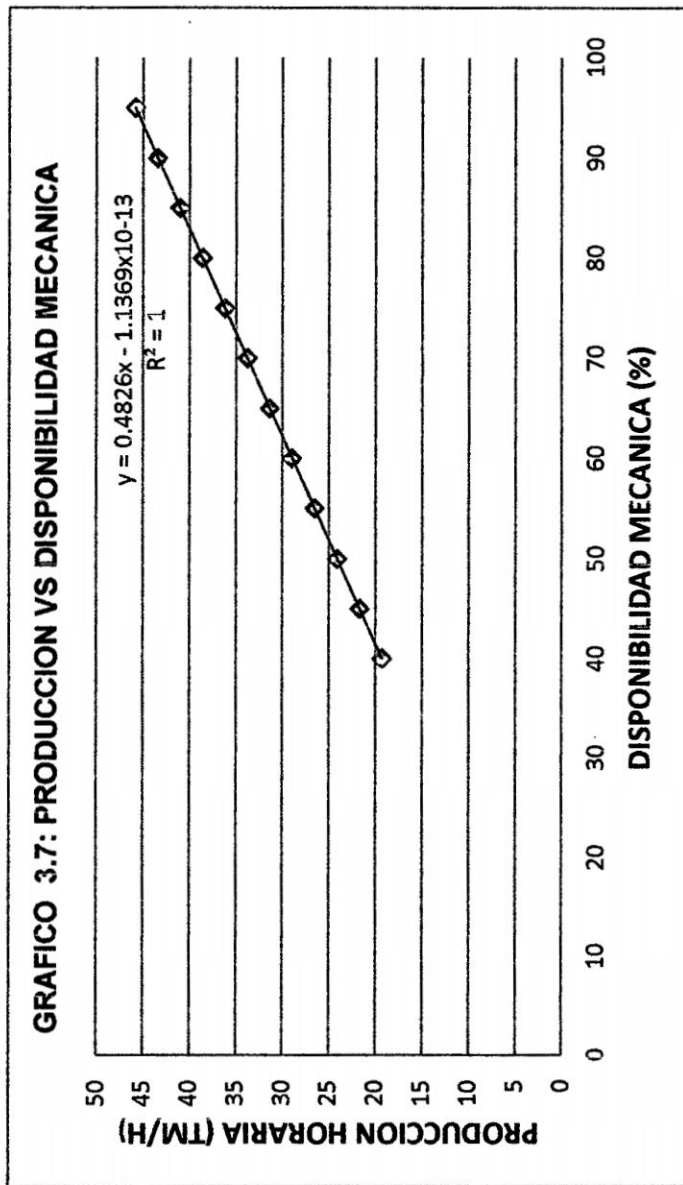


Tabla 3.17: Producción y eficiencia

n	EFF (%)	PROD.	EFF^2	EFF*PROD
1	40	19.772	1600	790.88
2	45	22.2435	2025	1000.9575
3	50	24.715	2500	1235.75
4	55	27.1865	3025	1495.2575
5	60	29.658	3600	1779.48
6	65	32.1295	4225	2088.4175
7	70	34.601	4900	2422.07
8	75	37.0725	5625	2780.4375
9	80	39.544	6400	3163.52
10	85	42.0155	7225	3571.3175
11	90	44.487	8100	4003.83
12	95	46.9585	9025	4461.0575
Suma	810	400.383	58250	28792.975

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = EFF.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 400.383 \\ 28792.975 \end{bmatrix}$$

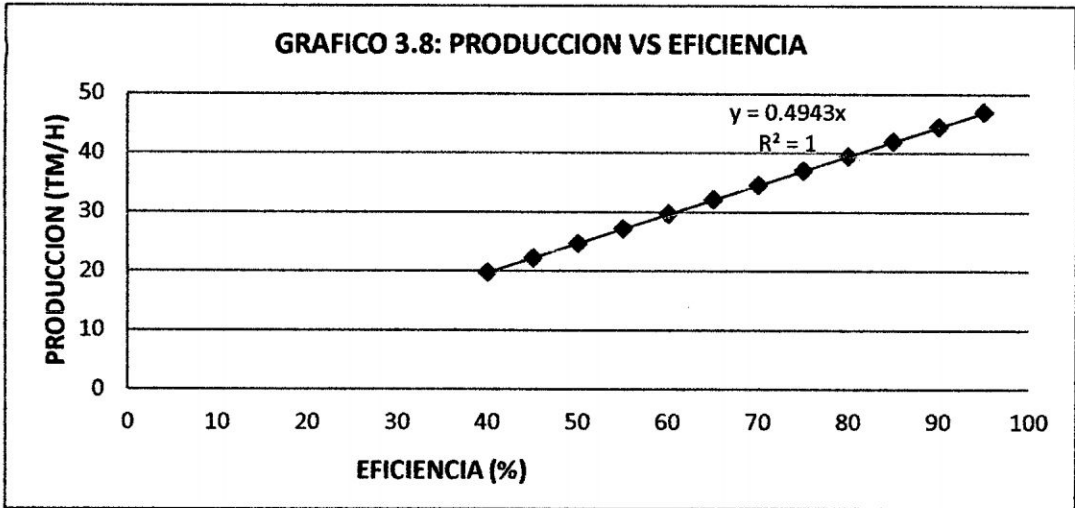
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = 0$$

$$a_1 = 0.4943$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 0.4943 \times \text{EFF}$$



c. Producción y distancia

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times \text{EFF} \times 5.88 \times 0.9}{\text{TTC}}$$

$$\text{PROD} = \frac{244.93}{\text{TTC}}$$

Tabla 3.18: Distancia y el tiempo total del ciclo (TTC)

Distancia (m)	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC(min.)
20	0.60	0.24	0.72	0.28	0.170	2.01
40	0.60	0.48	0.72	0.28	0.340	2.42
60	0.60	0.72	0.72	0.28	0.510	2.83
80	0.60	0.96	0.72	0.28	0.690	3.25
100	0.60	1.2	0.72	0.28	0.860	3.66
120	0.60	1.44	0.72	0.28	1.030	4.07
140	0.60	1.68	0.72	0.28	1.200	4.48
160	0.60	1.92	0.72	0.28	1.370	4.89
180	0.60	2.16	0.72	0.28	1.540	5.30
200	0.60	2.4	0.72	0.28	1.710	5.71
240	0.60	2.88	0.72	0.28	2.06	6.54
400	0.60	4.88	0.72	0.28	3.43	9.91

Tabla 3.19: Producción y distancia

n	X	Y	Ln(X)	(Ln(X)) ²	Ln(X)*Y
1	20	121.86	3.00	8.97	365.05
2	40	101.21	3.69	13.61	373.35
3	60	86.55	4.09	16.76	354.36
4	80	75.36	4.38	19.20	330.24
5	100	66.92	4.61	21.21	308.18
6	120	60.18	4.79	22.92	288.11
7	140	54.67	4.94	24.42	270.17
8	160	50.09	5.08	25.76	254.20
9	180	46.21	5.19	26.97	239.98
10	200	42.89	5.30	28.07	227.27
11	240	37.45	5.48	30.04	205.26
12	400	24.72	5.99	35.90	148.08
	Sumatoria	768.11	56.53	273.83	3364.26

$$\sum y = an + b\sum \ln(x)$$

$$\sum (\ln x) Y = a \sum \ln x + b \sum \ln(X^2)$$

$$Y = a + b \ln(X)$$

Donde:

Y = PROD.

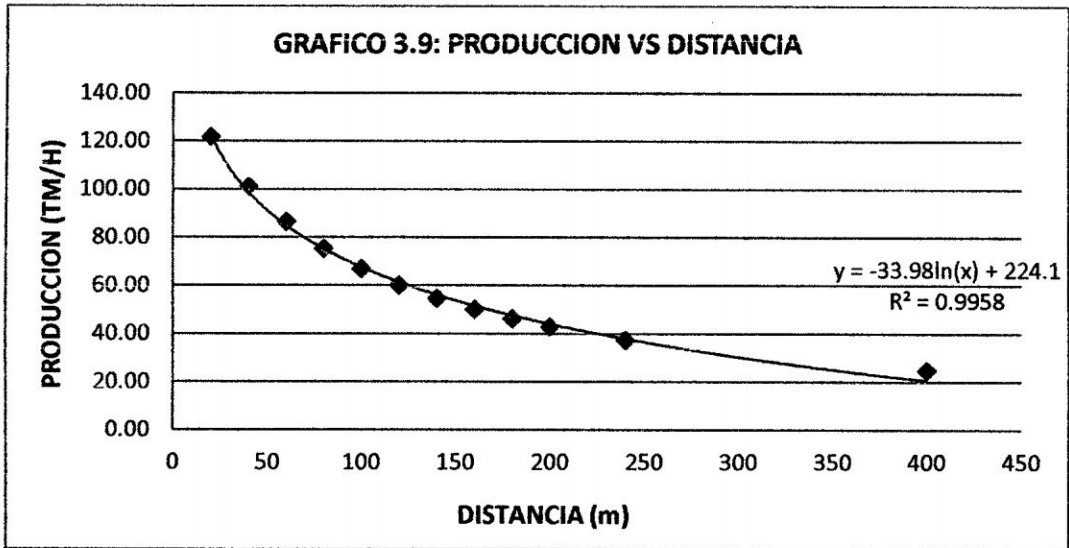
X = DIST.

$$\begin{bmatrix} n & \sum \ln(X_i) \\ \sum \ln(X_i) & \sum \ln(X_i)^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum \ln(X_i)Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 56.53 \\ 56.53 & 273.83 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 768.11 \\ 3364.26 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo

$$\text{PROD} = 224.104027 - 33.9820636 \times \ln(\text{dist})$$



d. Producción y capacidad nominal de cuchara

$$PROD = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times Cn \times 0.9}{5.71}$$

$$PROD = 7.3 \times Cn$$

Tabla 3.20: Producción y capacidad nominal de cuchara

n	Cn	PROD	Cn^2	Cn*PROD
1	5.02	36.646	25.2004	183.96292
2	5.39	39.347	29.0521	212.08033
3	5.75	41.975	33.0625	241.35625
4	6.12	44.676	37.4544	273.41712
5	6.48	47.304	41.9904	306.52992
6	6.85	50.005	46.9225	342.53425
7	7.21	52.633	51.9841	379.48393
8	7.58	55.334	57.4564	419.43172
9	7.94	57.962	63.0436	460.21828
10	8.31	60.663	69.0561	504.10953
11	8.67	63.291	75.1689	548.73297
12	9.04	65.992	81.7216	596.56768
Sumatoria	84.36	615.828	612.113	4468.4249

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = CN.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 84.36 \\ 84.36 & 612.113 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 615.828 \\ 4468.4249 \end{bmatrix}$$

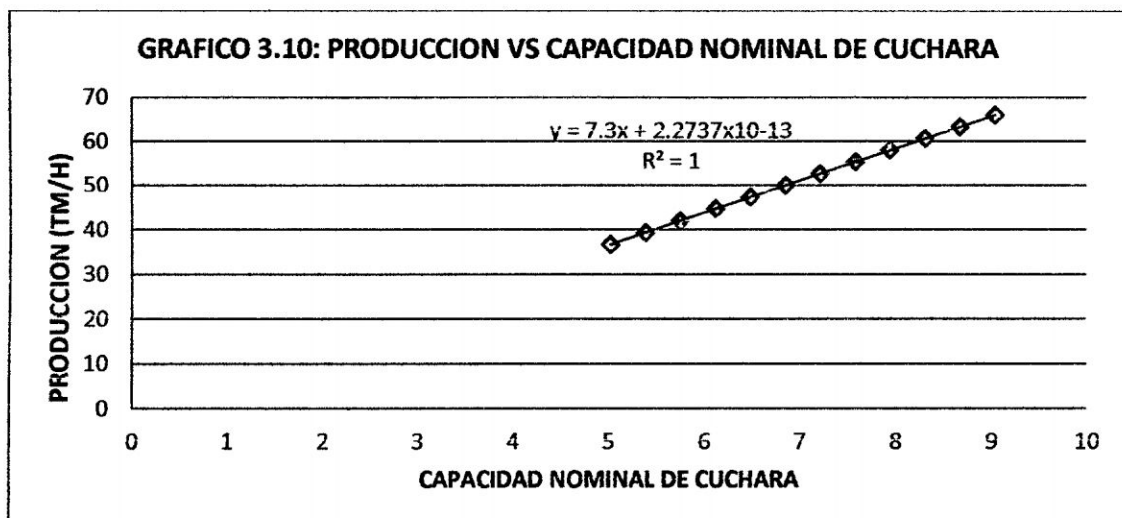
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = 2.2737 \times 10^{-13}$$

$$a_1 = 7.3$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 2.2737 \times 10^{-13} + 7.3 \times \text{CN}$$



e. Producción y factor de llenado

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.88 \times \text{Fll}}{5.71}$$

$$\text{PROD} = 47.66 \times \text{Fll}$$

Tabla 3.21: Producción y factor de llenado

n	Fll	PROD	Fll^2	Fll*PROD
1	0.1	4.766	0.01	0.4766
2	0.2	9.532	0.04	1.9064
3	0.3	14.298	0.09	4.2894
4	0.4	19.064	0.16	7.6256
5	0.5	23.83	0.25	11.915
6	0.6	28.596	0.36	17.1576
7	0.7	33.362	0.49	23.3534
8	0.75	35.745	0.5625	26.80875
9	0.8	38.128	0.64	30.5024
10	0.85	40.511	0.72	34.43435
11	0.9	42.894	0.81	38.6046
12	1.0	47.66	1	47.66
Sumatoria	6.1	290.726	4.135	197.0741

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = FLL.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 6.1 \\ 6.1 & 4.135 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 290.726 \\ 197.0741 \end{bmatrix}$$

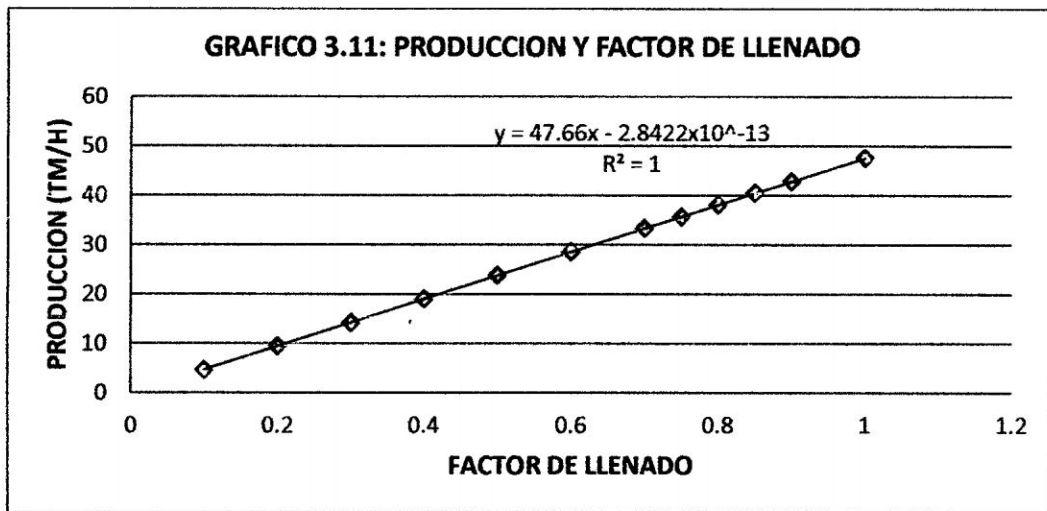
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = -2.8422 \times 10^{-14}$$

$$a_1 = 47.66$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = -2.8422 \times 10^{-14} + 47.66 \times \text{FII}$$



f. Producción y pendiente

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.88 \times 0.9}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{244.93}{TTC}$$

Tabla 3.22: Distancia, pendiente y TTC

Pendiente	Distancia	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC (min.)
2	20	0.60	0.69	0.50	0.15	1.71	3.65
3	40	0.60	1.03	0.50	0.15	1.71	3.99
4	60	0.60	1.37	0.50	0.15	1.71	4.33
5	80	0.60	0.50	0.50	0.15	1.71	3.46
6	100	0.60	2.06	0.50	0.15	1.71	5.02
7	120	0.600	2.4	0.72	0.28	1.710	5.71
8	140	0.60	2.74	0.50	0.15	1.71	5.70
9	160	0.60	3.09	0.50	0.15	1.71	6.05
10	180	0.60	3.43	0.50	0.15	1.71	6.39
11	200	0.60	3.77	0.50	0.15	1.71	6.73
12	240	0.60	4.11	0.50	0.15	1.71	7.07
13	400	0.60	4.46	0.50	0.15	1.71	7.42

Tabla 3.23: Producción y pendiente

n	X	Y	X^2	X^3	X^4	X^5	X^6	XY	X^2*Y	X^3*Y
1	2	67.18	4	8	16	32	64	134.37	268.73	537.46
2	3	61.41	9	27	81	243	729	184.22	552.67	1658.01
3	4	56.55	16	64	256	1024	4096	226.19	904.75	3619.02
4	5	70.79	25	125	625	3125	15625	353.95	1769.73	8848.63
5	6	48.82	36	216	1296	7776	46656	292.91	1757.47	10544.82
6	7	42.89	49	343	2401	16807	117649	300.26	2101.85	14712.96
7	8	42.95	64	512	4096	32768	262144	343.59	2748.71	21989.71
8	9	40.51	81	729	6561	59049	531441	364.62	3281.55	29533.97
9	10	38.34	100	1000	10000	100000	1000000	383.39	3833.88	38338.77
10	11	36.39	121	1331	14641	161051	1771561	400.25	4402.71	48429.81
11	12	34.62	144	1728	20736	248832	2985984	415.47	4985.65	59827.81
12	13	33.02	169	2197	28561	371293	4826809	429.29	5580.74	72549.66
Σ	90	573.47	818	8280	89270	1002000	11562758	3828.50	32188.45	310590.65

$$\Sigma y = an + b \Sigma X + c \Sigma X^2 + d \Sigma X^3$$

$$\Sigma xy = a \Sigma X + b \Sigma X^2 + c \Sigma X^3 + d \Sigma X^4$$

$$\Sigma x^2 y = a \Sigma X^2 + b \Sigma X^3 + c \Sigma X^4 + d \Sigma X^5$$

$$\sum x^3 y = a \sum x^3 + b \sum x^4 + c \sum x^5 + d \sum x^6$$

$$\begin{bmatrix} n & \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 \\ \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 \\ \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 \\ \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 & \sum X^6 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \\ \sum x^2 y \\ \sum x^3 y \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 90 & 818 & 8280 \\ 90 & 818 & 8280 & 89270 \\ 818 & 8280 & 89270 & 1002000 \\ 8280 & 89270 & 1002000 & 11562758 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 573.47 \\ 3828.50 \\ 32188.45 \\ 310590.65 \end{bmatrix}$$

$$Y = a + bX + cX^2 + dX^3$$

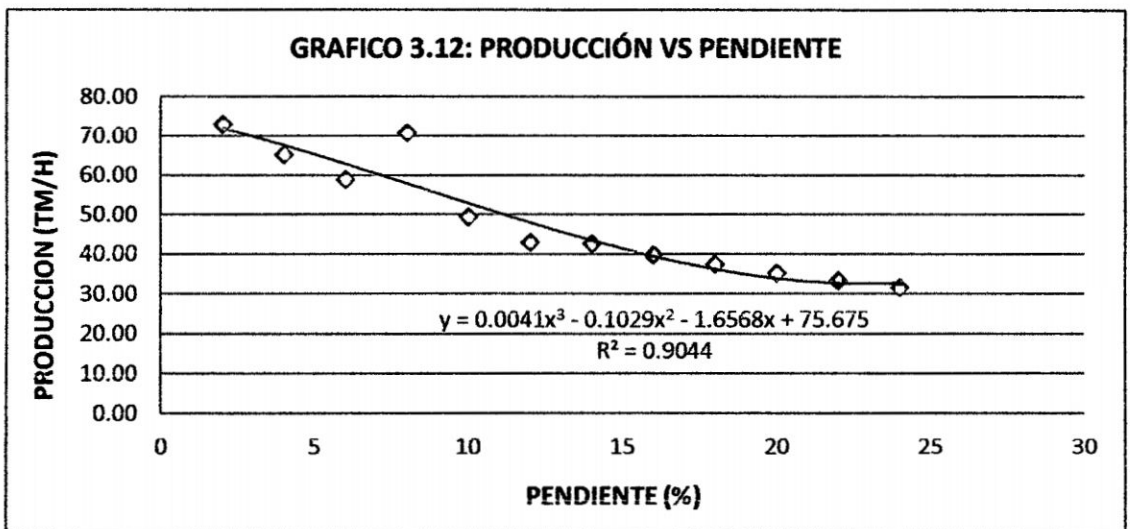
Donde:

Y = PROD.

X = PENDIENTE

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo.

$$\text{PROD} = 66.9824 + 1.2098 \text{ Pend} - 0.8671 \text{ Pend}^2 + 0.0447 \text{ Pend}^3$$



Utilizando los algoritmos de relación de cada variable y para producciones horarias conocidas se genera la los datos de la tabla N° 3.24

Tabla 3.24: Producción y parámetros

PRODUCCIÓN (TM/H)	EFICIENCIA (%)	D. MECÁNICA (%)	C. NOMINAL (Ton)	F. LLENADO (0-1)	DISTANCIA (m)	PENDIENTE (2-20)%
38	76.88	78.74	5.21	0.80	239.02	9.68
39	78.90	80.81	5.34	0.82	232.09	9.36
40	80.92	82.88	5.48	0.84	225.36	9.06
41	82.95	84.96	5.62	0.86	218.82	8.78
42	84.97	87.03	5.75	0.88	212.48	8.52
43	86.99	89.10	5.89	0.90	206.31	8.26

APLICACIÓN DE LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE

➤ RELACION DE LA PRODUCCIÓN, EFICIENCIA Y LA DISPONIBILIDAD MECANICA

$$F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2}$$

$$A = EFF$$

$$B = DM$$

$$F(A, B) = PROD.$$

Tabla 3.25: Producción, eficiencia y disponibilidad mecánica

PROD.	EFF.	DM.	Ln(Prod.)	Ln(Eff.)	Ln(DM)	Ln(Eff) ² *Ln(Prod.)	Ln(Eff)*Ln(DM)	Ln(DM)*Ln(Prod.)	[Ln(Eff)] ²	[Ln(DM)] ²	
38	76.88	78.74	3.64	4.34	4.37	15.80	18.97	15.91	18.80	19.10	
39	78.90	80.81	3.66	4.37	4.39	15.99	19.18	16.07	19.10	19.27	
40	80.92	82.88	3.69	4.39	4.42	16.20	19.40	16.31	19.27	19.54	
41	82.95	84.96	3.71	4.42	4.44	16.40	19.62	16.47	19.54	19.71	
42	84.97	87.03	3.74	4.44	4.47	16.61	19.85	16.72	19.71	19.98	
43	86.99	89.10	3.76	4.47	4.49	16.81	20.07	16.88	19.98	20.16	
			Σ	22.20	26.43	26.58	97.81	117.09	98.36	116.40	117.76

$$\begin{bmatrix} n & \sum \text{Ln}(\text{EFF}) & \sum \text{Ln}(\text{DM}) \\ \sum \text{Ln}(\text{EFF}) & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}))^2 & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{DM})) \\ \sum \text{Ln}(\text{DM}) & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{DM})) & \sum (\text{Ln}(\text{DM}))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(\text{PROD}) \\ \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \\ \sum (\text{Ln}(\text{DM}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 26.43 & 26.58 \\ 26.43 & 116.40 & 117.09 \\ 26.58 & 117.09 & 117.76 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 97.81 \\ 98.36 \end{bmatrix}$$

Donde:

$$a_0 = 0.348$$

$$a_1 = 0.36$$

$$a_2 = 0.7105$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod}(\text{EFF}, \text{DM}) = 0.3319 \text{Eff}^{-0.4610} \times \text{DM}^{1.5426}$$

➤ **RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, CAPACIDAD NOMINAL DE LA CUCHARA Y EL FACTOR DE LLENADO**

$$\begin{array}{l}
 F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2} \\
 A = Cn \\
 B = Fll \\
 F(A, B) = \text{PROD.}
 \end{array}$$

Tabla 3.26: Producción, capacidad nominal de la cuchara y factor de llenado

PROD.	Cn	Fll	Ln(Pr od.)	Ln(C n)	Ln(Fll)	Ln(Cn)*Ln(P rod)	Ln(Cn)*Ln (Fll)	Ln(Fll)*Ln(P rod)	[Ln(Cn)]^2	[Ln(Fll)]^2
38	5.21	0.80	3.64	1.65	-0.22	6.00	-0.37	-0.81	2.72	0.05
39	5.34	0.82	3.66	1.68	-0.20	6.14	-0.33	-0.73	2.81	0.04
40	5.48	0.84	3.69	1.70	-0.17	6.28	-0.30	-0.64	2.89	0.03
41	5.62	0.86	3.71	1.73	-0.15	6.41	-0.26	-0.56	2.98	0.02
42	5.75	0.88	3.74	1.75	-0.13	6.54	-0.22	-0.48	3.06	0.02
43	5.89	0.90	3.76	1.77	-0.11	6.67	-0.19	-0.40	3.14	0.01
			22.20	10.28	-0.98	38.03	-1.67	-3.62	17.61	0.17

$$\begin{bmatrix} n & \sum \text{Ln}(Cn) & \sum \text{Ln}(Fll) \\ \sum \text{Ln}(Cn) & \sum (\text{Ln}(Cn))^2 & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) \\ \sum \text{Ln}(Fll) & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) & \sum (\text{Ln}(Fll))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(PROD) \\ \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(PROD)) \\ \sum (\text{Ln}(Fll) * \text{Ln}(PROD)) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 10.28 & -0.98 \\ 10.28 & 17.61 & -1.67 \\ -0.98 & -1.67 & 0.17 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 38.03 \\ -3.62 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod} (Cn, Fll) = 6.7815^{1.0118} \times Fll^{-0.3195}$$

➤ **RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, DISTANCIA Y LA PENDIENTE**

$$\begin{aligned} F(A, B) &= a_0 A^{a_1} B^{a_2} \\ A &= \text{Dist} \\ B &= \text{Pend} \\ F(A, B) &= \text{PROD.} \end{aligned}$$

Tabla 3.27: Producción, distancia y pendiente

PROD.	Dist.	Pend.	Ln(Pr od.)	Ln(Di st)	Ln(Pe nd)	Ln(Dist)*Ln(Pr od)	Ln(Dist)*Ln(Pe nd)	Ln(Pend)* Ln(Prod)	[Ln(Dis t)]^2	[Ln(Pend)]^2
38	239.02	9.68	3.64	5.48	2.27	19.95	12.44	8.26	30.03	5.15
39	232.09	9.36	3.66	5.45	2.24	19.95	12.21	8.20	29.70	5.02
40	225.36	9.06	3.69	5.42	2.20	20.00	11.92	8.12	29.38	4.84
41	218.82	8.78	3.71	5.39	2.17	20.00	11.70	8.05	29.05	4.71
42	212.48	8.52	3.74	5.36	2.14	20.05	11.47	8.00	28.73	4.58
43	206.31	8.26	3.76	5.33	2.11	20.04	11.25	7.93	28.41	4.45
			22.20	32.43	13.13	119.98	70.98	48.57	175.30	28.75

$$\begin{matrix}
 n & \sum \text{Ln}(\text{Dist}) & \sum \text{Ln}(\text{Pend}) & \left[\begin{matrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{matrix} \right] & = & \left[\begin{matrix} \sum \text{Ln}(\text{PROD}) \\ \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \\ \sum (\text{Ln}(\text{Pend}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \end{matrix} \right] \\
 \text{Ln}(\text{Dist}) & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}))^2 & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{Pend})) & & & \\
 \text{Ln}(\text{Pend}) & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{Pend})) & \sum (\text{Ln}(\text{Pend}))^2 & & &
 \end{matrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 32.43 & 13.13 \\ 32.43 & 175.30 & 70.98 \\ 13.13 & 70.98 & 28.75 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 22.20 \\ 119.98 \\ 48.57 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod}(\text{Dist}, \text{Pend}) = 898.8468 \text{Dist}^{-0.4437} \times \text{Pend}^{-0.3213}$$

DEL PRODUCTO DE LOS TRES ALGORITMOS OBTENIDOS SE OBTIENE UN ALGORITMO FINAL

$$\text{Prod} = \frac{2023.11 \times \text{Eff}^{-0.4610} \times \text{DM}^{1.5426} \times \text{CN}^{1.0118} \times \text{FLL}^{-0.3195}}{\text{DIST}^{0.4437} \times \text{PEND}^{0.3213}}$$

**CONTROL DE TIEMPO
DE SCOOP DE 3.5YD³**

Nº	TC MIN.	TVCC MIN.	TD MIN.	TM MIN.	TVV MIN.	T.T.C MIN.	DIST. m
1	0.50	0.24	0.50	0.15	0.17	1.56	20
2	0.50	0.48	0.50	0.15	0.34	1.97	40
3	0.50	0.72	0.52	0.15	0.51	2.40	60
4	0.50	0.96	0.48	0.15	0.69	2.78	80
5	0.50	1.2	0.50	0.15	0.86	3.21	100
6	0.50	1.44	0.49	0.15	1.03	3.61	120
7	0.50	1.68	0.52	0.15	1.20	4.05	140
8	0.50	1.92	0.52	0.15	1.25	4.34	160
9	0.50	2.16	0.50	0.15	1.28	4.59	180
10	0.50	2.4	0.50	0.15	1.32	4.87	200
11	0.50	2.64	0.53	0.15	1.45	5.27	220
12	0.50	2.88	0.50	0.15	1.58	5.61	240
Σ	6.00	18.72	6.06	1.8	11.68	44.26	
PROM.	0.50	1.56	0.50495	0.15	0.97	3.69	200

CALCULO PARA SCOOPTRAM DE 3.5 Yd³

$$\text{CRC} = (\text{Volumen de la cuchara} * \text{p.e} * \text{fil}) / \text{fe}$$

Donde :

Volumen de cuchara (m³)

CRC = capacidad real de la cuchara (TM)

p.e = peso específico del material a transportar. (TM/ m³)

fil = factor de llenado de la cuchara, que depende del tamaño del material estado de la máquina, pericia del operador, etc. **Este valor oscila entre 0.5 a 0.9**

fe = factor de esponjamiento del material roto. **Este valor oscila entre 1.1 a 2.5**

$$\text{CRC} = \frac{2.68 \times 2.5 \times 0.9}{1.20} = 5.02 \text{ TM}$$

Datos:

- Capacidad nominal de cuchara = 3.5 yd³ = 5.02 TM
- Peso específico del mineral insitu = 3.0 TM/m³
- Sección = 4m x 4m
- Distancia de acarreo = 200m
- Disponibilidad mecánica = 88.89%
- Eficiencia tiempo = 86.78%
- Pendiente = 12%
- Esponjamiento = 40%V
- Peso específico del material roto = 2.5 TM/m³
- Factor de carguo = 90%
- Tiempo total por ciclo = 4.87min

a. Producción y disponibilidad mecánica

$$PROD = \frac{60 \times DM \times 0.8678 \times 5.02 \times 0.9}{4.87}$$

$$PROD = 48.30 \times DM$$

Tabla 3.28: Producción y disponibilidad mecánica

n	DM (%)	PROD.	DM ²	DM*PROD
1	40	19.32	1600	772.8
2	45	21.735	2025	978.075
3	50	24.15	2500	1207.5
4	55	26.565	3025	1461.075
5	60	28.98	3600	1738.8
6	65	31.395	4225	2040.675
7	70	33.81	4900	2366.7
8	75	36.225	5625	2716.875
9	80	38.64	6400	3091.2
10	85	41.055	7225	3489.675
11	90	43.47	8100	3912.3
12	95	45.885	9025	4359.075
Suma	810	391.23	58250	28134.75

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = DM

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 391.23 \\ 28134.75 \end{bmatrix}$$

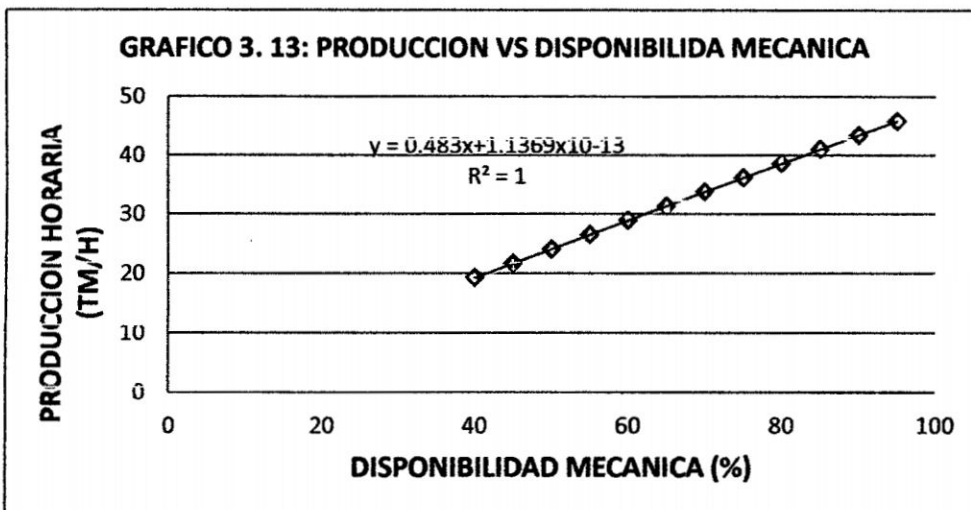
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = 1.1369 \times 10^{-13}$$

$$a_1 = 0.483$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 1.1369 \times 10^{-13} - 0.483 \times \text{DM}$$



b. Producción y eficiencia

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times \text{EFF} \times 5.88 \times 0.9}{5.71}$$

$$\text{PROD} = 49.48 \times \text{EFF}$$

Tabla 3.29: Producción y eficiencia

n	EFF (%)	PROD.	EFF^2	EFF*PROD
1	40	19.79	1600	791.68
2	45	22.27	2025	1001.97
3	50	24.74	2500	1237
4	55	27.21	3025	1496.77
5	60	29.69	3600	1781.28
6	65	32.16	4225	2090.53
7	70	34.64	4900	2424.52
8	75	37.11	5625	2783.25
9	80	39.58	6400	3166.72
10	85	42.06	7225	3574.93
11	90	44.53	8100	4007.88
12	95	47.01	9025	4465.57
Suma	810	400.788	58250	28822.1

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = EFF.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 810 \\ 810 & 58250 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 400.788 \\ 28822.10 \end{bmatrix}$$

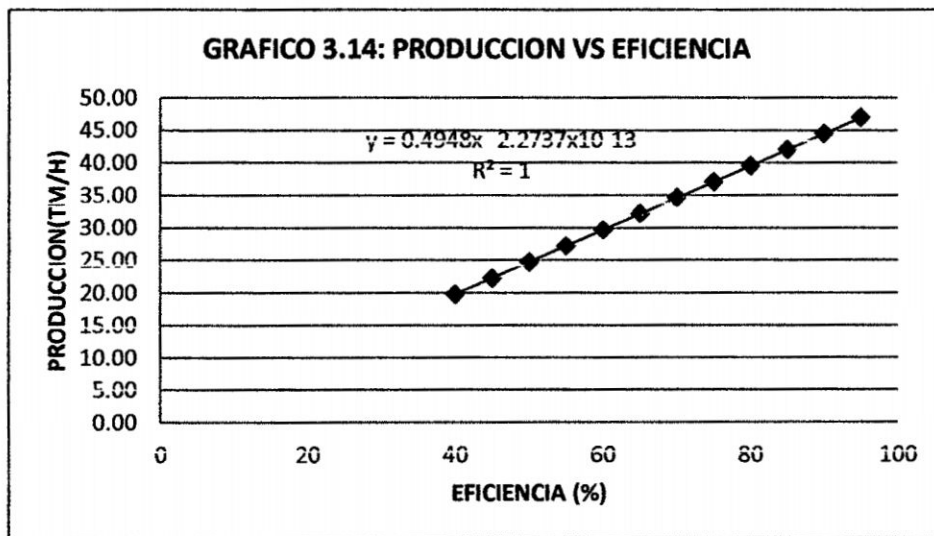
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = -2.2737 \times 10^{-13}$$

$$a_1 = 0.4948$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = 0.4948 \times \text{EFF} - 2.2737 \times 10^{-13}$$



C. Producción y distancia

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times \text{EFF} \times 5.02 \times 0.9}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{209.11}{TTC}$$

Tabla 3.30: Distancia y el tiempo total del ciclo (TTC)

Distancia (m)	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC (min.)
20	0.500	0.24	0.5014	0.15	0.170	1.56
40	0.500	0.48	0.498	0.15	0.340	1.97
60	0.500	0.72	0.523	0.15	0.510	2.40
80	0.500	0.96	0.478	0.15	0.690	2.78
100	0.500	1.2	0.504	0.15	0.860	3.21
120	0.500	1.44	0.485	0.15	1.030	3.61
140	0.500	1.68	0.516	0.15	1.200	4.05
160	0.500	1.92	0.519	0.15	1.250	4.34
180	0.500	2.16	0.502	0.15	1.280	4.59
200	0.500	2.4	0.498	0.15	1.322	4.87
240	0.500	2.64	0.532	0.15	1.580	5.40
400	0.60	4.88	0.72	0.28	2.64	9.12

Tabla 3.31: Producción y distancia

n	X	Y	Ln(X)	(Ln(X)) ²	Ln(X)*Y
1	20	64.05	3.00	8.97	191.86
2	40	50.81	3.69	13.61	187.44
3	60	41.61	4.09	16.76	170.38
4	80	36.00	4.38	19.20	157.74
5	100	31.11	4.61	21.21	143.28
6	120	27.74	4.79	22.92	132.80
7	140	24.72	4.94	24.42	122.14
8	160	23.05	5.08	25.76	116.97
9	180	21.78	5.19	26.97	113.09
10	200	20.53	5.30	28.07	108.80
11	240	18.51	5.48	30.04	101.46
12	400	10.96	5.99	35.90	65.70
	Σ	370.87	56.53	273.83	1611.65

$$\Sigma y = an + b\Sigma \ln(x)$$

$$\Sigma (\ln x) Y = a \Sigma \ln x + b \Sigma \ln(X^2)$$

$$Y = a + b \ln(X)$$

Donde:

Y = PROD.

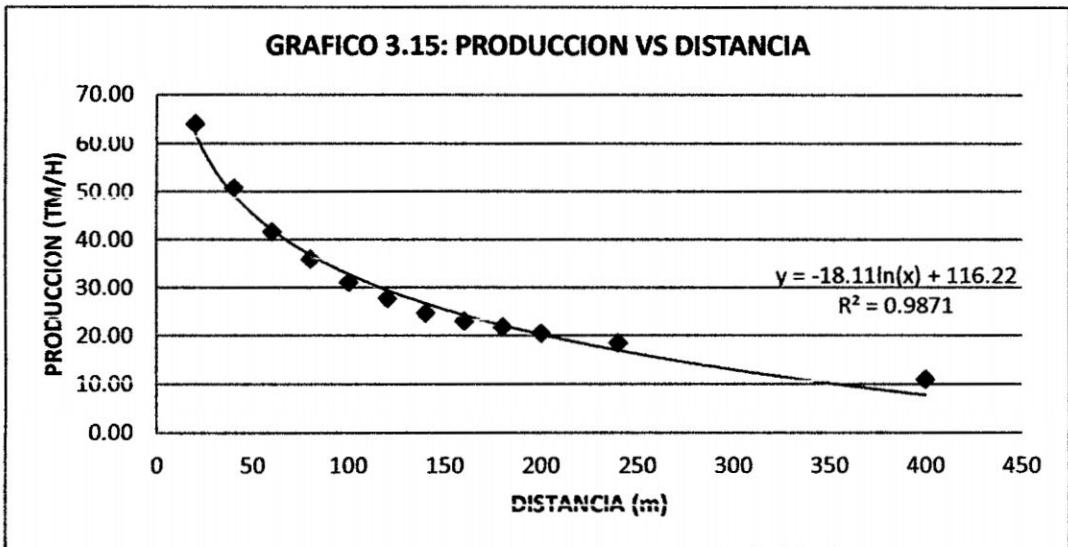
X = DIST.

$$\begin{bmatrix} n & \Sigma \ln(X_i) \\ \Sigma \ln(X_i) & \Sigma \ln(X_i)^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \Sigma Y_i \\ \Sigma \ln(X_i)Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 56.53 \\ 56.53 & 273.83 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 370.87 \\ 1611.65 \end{bmatrix}$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo

$$\text{PROD} = 116.2189 - 18.1087 \times \ln(\text{dist})$$



d. Producción y capacidad nominal de cuchara

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times C_n \times 0.9}{4.87}$$

$$\text{PROD} = 8.55 \times C_n$$

Tabla 3.32: Producción y capacidad nominal de cuchara

n	Cn	PROD	Cn^2	Cn*PROD
1	5.02	42.921	25.200	215.463
2	5.39	46.046	29.003	247.977
3	5.75	49.170	33.073	282.774
4	6.12	52.295	37.410	319.855
5	6.48	55.420	42.014	359.219
6	6.85	58.544	46.885	400.868
7	7.21	61.669	52.023	444.800
8	7.58	64.793	57.429	491.017
9	7.94	67.918	63.101	539.517
10	8.31	71.043	69.041	590.300
11	8.67	74.167	75.248	643.368
12	9.04	77.292	81.7216	698.71968
Sumatoria	84.36	721.278	612.149	5233.878

$$n a_0 + a_1 (\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0 (\sum X_i) + a_1 (\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = CN.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 84.36 \\ 84.36 & 612.149 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 721.278 \\ 5233.878 \end{bmatrix}$$

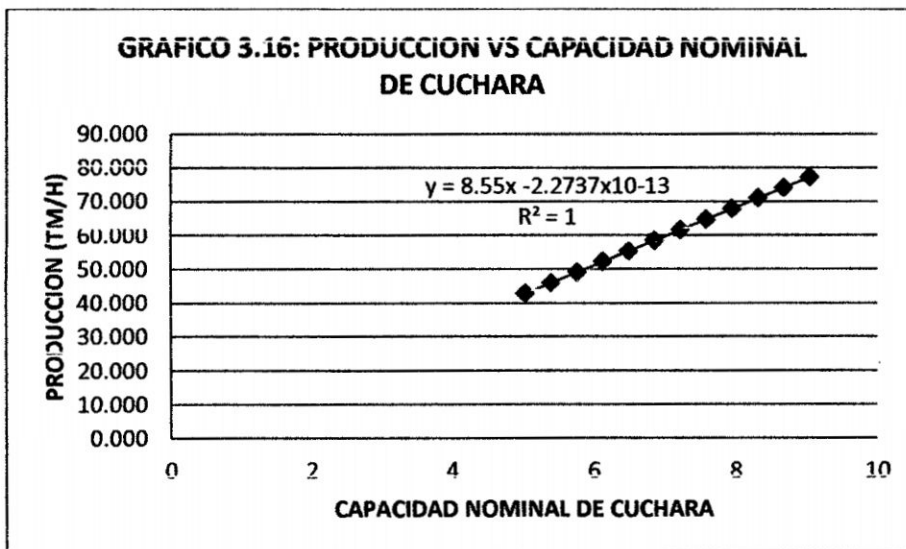
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = 9.094910^{-13}$$

$$a_1 = 8.55$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = -2.2737 \times 10^{-13} + 8.55 \times \text{CN}$$



e. Producción y factor de llenado

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.88 \times FII}{5.71}$$

$$\text{PROD} = 47.71 \times FII$$

Tabla 3.33: Producción y factor de llenado

n	FII	PROD	FII^2	FII*PROD
1	0.1	4.771	0.01	0.4771
2	0.2	9.542	0.04	1.9084
3	0.3	14.313	0.09	4.2939
4	0.4	19.084	0.16	7.6336
5	0.5	23.855	0.25	11.9275
6	0.6	28.626	0.36	17.1756
7	0.7	33.397	0.49	23.3779
8	0.75	35.7825	0.5625	26.836875
9	0.8	38.168	0.64	30.5344
10	0.85	40.5535	0.72	34.470475
11	0.9	42.939	0.81	38.6451
12	1.0	47.71	1	47.71
Sumatoria	6.1	291.031	4.135	197.28085

$$na_0 + a_1(\sum X_i) = \sum Y_i$$

$$a_0(\sum X_i) + a_1(\sum X_i^2) = \sum X_i Y_i$$

$$Y = a_0 + a_1 X$$

Donde:

Y = PROD.

X = FLL.

$$\begin{bmatrix} n & \sum X_i \\ \sum X_i & \sum X_i^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum Y_i \\ \sum X_i Y_i \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 6.1 \\ 6.1 & 4.135 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 291.031 \\ 197.28085 \end{bmatrix}$$

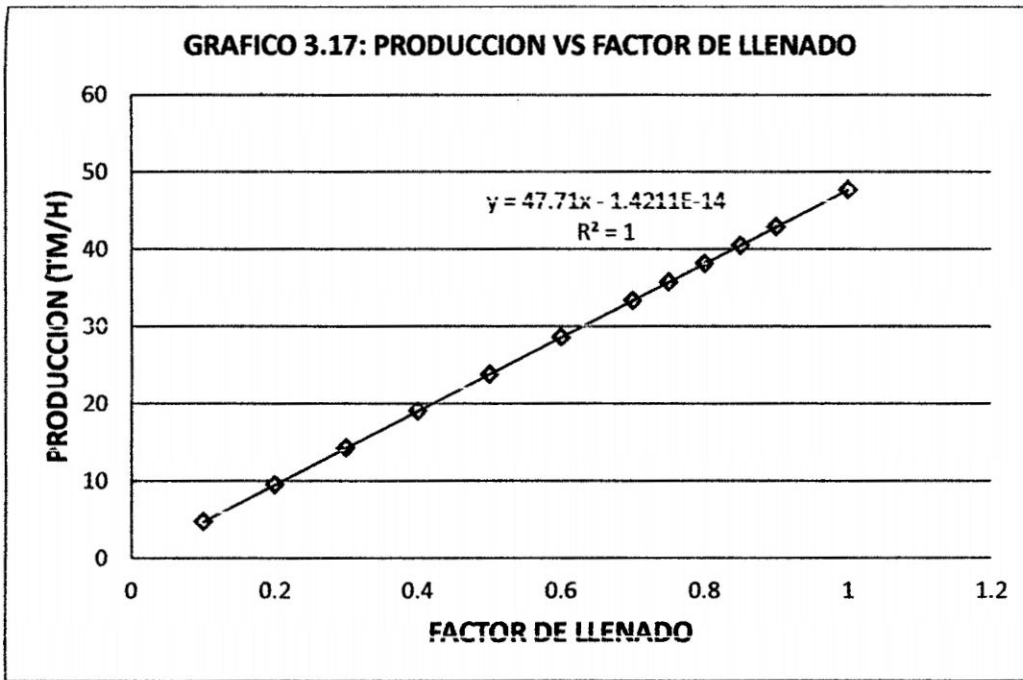
Resolviendo la matriz resulta:

$$a_0 = -1.4211 \times 10^{-14}$$

$$a_1 = 47.71$$

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo:

$$\text{PROD} = -1.4211 \times 10^{-14} + 47.71 \times \text{FII}$$



f. Producción y pendiente

$$\text{PROD} = \frac{60 \times 0.8889 \times 0.8678 \times 5.02 \times 0.9}{TTC}$$

$$\text{PROD} = \frac{209.11}{TTC}$$

Tabla 3.34: Distancia, pendiente y TTC

Pendiente	Distancia	TC	TVC	TD	TM	TVV	TTC(min.)
2	20	0.50	0.24	0.50	0.15	0.17	1.56
4	40	0.50	0.48	0.50	0.15	0.34	1.97
6	60	0.50	0.72	0.52	0.15	0.51	2.40
8	80	0.50	0.96	0.48	0.15	0.69	2.78
10	100	0.50	1.2	0.50	0.15	0.86	3.21
12	120	0.50	1.44	0.49	0.15	1.03	3.61
14	140	0.50	1.68	0.52	0.15	1.20	4.05
16	160	0.50	1.92	0.52	0.15	1.25	4.34
18	180	0.50	2.16	0.50	0.15	1.28	4.59
20	200	0.50	2.4	0.50	0.15	1.32	4.87
22	240	0.50	2.64	0.53	0.15	1.45	5.27
24	400	0.50	2.88	0.50	0.15	1.58	5.61

Tabla 3.35: Producción y pendiente

n	X	Y	X^2	X^3	X^4	X^5	X^6	XY	X^2*Y	X^3*Y
1	2	133.92	4	8	16	32	64	267.85	535.70	1071.40
2	4	106.26	16	64	256	1024	4096	425.02	1700.08	6800.33
3	6	87.02	36	216	1296	7776	46656	522.12	3132.73	18796.40
4	8	75.27	64	512	4096	32768	262144	602.19	4817.51	38540.07
5	10	65.06	100	1000	10000	100000	1000000	650.62	6506.22	65062.23
6	12	58.01	144	1728	20736	248832	2985984	696.07	8352.80	100233.59
7	14	51.68	196	2744	38416	537824	7529536	723.56	10129.90	141818.55
8	16	48.19	256	4096	65536	1048576	16777216	771.09	12337.44	197399.07
9	18	45.54	324	5832	104976	1889568	34012224	819.68	14754.28	265576.99
10	20	42.94	400	8000	160000	3200000	64000000	858.77	17175.36	343507.19
11	22	39.66	484	10648	234256	5153632	113379904	872.61	19197.50	422345.08
12	24	37.25	576	13824	331776	7962624	191102976	894.11	21458.64	515007.42
Σ	156	790.81	2600	48672	971360	20182656	431100800	8103.70	120098.17	2116158.30

$$\Sigma y = an + b \Sigma X + c \Sigma X^2 + d \Sigma X^3$$

$$\Sigma xy = a \Sigma X + b \Sigma X^2 + c \Sigma X^3 + d \Sigma X^4$$

$$\sum X^2 y = a \sum X^2 + b \sum X^3 + c \sum X^4 + d \sum X^5$$

$$\sum X^3 y = a \sum X^3 + b \sum X^4 + c \sum X^5 + d \sum X^6$$

$$\begin{bmatrix} n & \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 \\ \sum X & \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 \\ \sum X^2 & \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 \\ \sum X^3 & \sum X^4 & \sum X^5 & \sum X^6 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \\ \sum x^2 y \\ \sum x^3 y \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 12 & 156 & 2600 & 48672 \\ 156 & 2600 & 48672 & 971360 \\ 2600 & 48672 & 971360 & 20182656 \\ 48672 & 971360 & 20182656 & 431100800 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a \\ b \\ c \\ d \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 790.81 \\ 8103.70 \\ 120098.17 \\ 2116158.30 \end{bmatrix}$$

$$Y = a + bX + cX^2 + dX^3$$

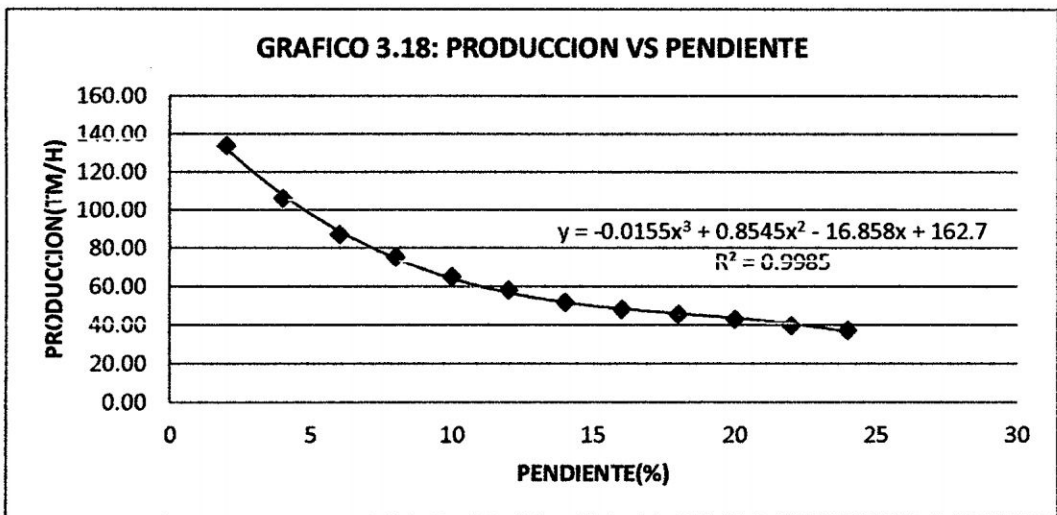
Donde:

Y = PROD.

X = PENDIENTE

De la linealización por mínimos cuadrados resulta el algoritmo.

$$\text{PROD} = 162.70 - 16.858 \text{ Pend} + 0.8545 \text{ Pend}^2 - 0.0155 \text{ Pend}^3$$



Utilizando los algoritmos de relación de cada variable y para producciones horarias conocidas se genera la los datos de la tabla N° 3.36

Tabla 3.36: Producción y parámetros

PRODUCCIÓN (Ton/hr)	EFICIENCIA (%)	D. MECÁNICA (%)	C. NOMINAL (Ton)	F. LLENADO (0-1)	DISTANCIA (m)	PENDIENTE (2-20)%
38	76.80	78.67	4.44	0.80	75.14	12.64
39	78.82	80.75	4.56	0.82	71.11	12.41
40	80.84	82.82	4.68	0.84	67.29	12.15
41	82.86	84.89	4.80	0.86	63.67	11.87
42	84.88	86.96	4.91	0.88	60.25	11.55
43	86.90	89.03	5.03	0.90	57.01	11.19

APLICACIÓN DE LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE

➤ RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, EFICIENCIA Y DISPONIBILIDAD MECÁNICA

$$F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2}$$

$A = EFF$
 $B = DM$
 $F(A, B) = PROD.$

Tabla 3.37: Producción, eficiencia y disponibilidad mecánica

PRO D	EFF	DM.	Ln(Prod.)	Ln(Eff.)	Ln(DM)	Ln(Eff) ² Ln(Prod)	Ln(Eff)*Ln(DM)	Ln(DM)*Ln(Prod)	[Ln(Eff)] ²	[Ln(DM)] ²
50	101.05	103.52	3.91	4.62	4.64	18.06	21.44	18.14	21.30	21.53
55	111.16	113.87	4.01	4.71	4.74	18.89	22.33	19.01	22.18	22.47
60	121.26	124.22	4.09	4.80	4.82	19.63	23.14	19.71	23.04	23.23
65	131.37	134.58	4.17	4.88	4.90	20.35	23.91	20.43	23.81	24.01
70	141.47	144.93	4.25	4.95	4.98	21.04	24.65	21.17	24.50	24.80
73	147.53	151.14	4.29	4.99	5.02	21.41	25.05	21.54	24.90	25.20
Σ			24.72	28.95	29.1	119.38	140.52	120.00	139.73	141.24

$$\begin{array}{ccc} \bar{n} & \sum \text{Ln}(\text{EFF}) & \sum \text{Ln}(\text{DM}) \\ \sum \text{Ln}(\text{EFF}) & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}))^2 & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{DM})) \\ \sum \text{Ln}(\text{DM}) & \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{DM})) & \sum (\text{Ln}(\text{DM}))^2 \end{array} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(\text{PROD}) \\ \sum (\text{Ln}(\text{EFF}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \\ \sum (\text{Ln}(\text{DM}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 28.95 & 29.10 \\ 28.95 & 139.73 & 140.52 \\ 29.10 & 140.52 & 141.24 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 24.72 \\ 119.38 \\ 120.00 \end{bmatrix}$$

Donde:

$$a_0 = 0.4404$$

$$a_1 = 0.1308$$

$$a_2 = 0.8885$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod}(\text{EFF}, \text{DM}) = 0.4404 \text{Eff}^{0.1308} \times \text{DM}^{0.8885}$$

➤ **RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, CAPACIDAD NOMINAL DE LA CUCHARA Y EL FACTOR DE LLENADO**

$$\begin{array}{l} F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2} \\ A = Cn \\ B = Fll \\ F(A, B) = \text{PROD.} \end{array}$$

Tabla 3.38: Producción, capacidad nominal de la cuchara y factor de llenado

PRO D.	Cn	Fll	Ln(Prod.)	Ln(Cn)	Ln(Fll)	Ln(Cn)*Ln(Prod)	Ln(Cn)*Ln(Fll)	Ln(Fll)*Ln(Prod)	[Ln(Cn)]^2	[Ln(Fll)]^2
50	5.85	1.05	3.91	1.77	0.05	6.91	0.09	0.19	3.12	0.00
55	6.43	1.15	4.01	1.86	0.14	7.46	0.26	0.56	3.46	0.02
60	7.02	1.26	4.09	1.95	0.23	7.98	0.45	0.95	3.80	0.05
65	7.60	1.36	4.17	2.03	0.31	8.47	0.62	1.28	4.11	0.09
70	8.19	1.47	4.25	2.10	0.39	8.93	0.81	1.64	4.42	0.15
73	8.54	1.53	4.29	2.14	0.43	9.20	0.91	1.82	4.60	0.18
			24.73	11.85	1.54	48.95	3.14	6.44	23.52	0.50

$$\begin{bmatrix} n & \sum \text{Ln}(Cn) & \sum \text{Ln}(Fll) \\ \sum \text{Ln}(Cn) & \sum (\text{Ln}(Cn))^2 & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) \\ \sum \text{Ln}(Fll) & \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(Fll)) & \sum (\text{Ln}(Fll))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(PROD) \\ \sum (\text{Ln}(Cn) * \text{Ln}(PROD)) \\ \sum (\text{Ln}(Fll) * \text{Ln}(PROD)) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 11.85 & 1.54 \\ 11.85 & 23.52 & 3.14 \\ 1.54 & 3.14 & 0.50 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ln(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 24.73 \\ 48.95 \\ 6.44 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod} (Cn, Fll) = 10.4156 Cn^{0.8949} \times Fll^{0.0429}$$

➤ **RELACIÓN DE LA PRODUCCIÓN, DISTANCIA Y LA PENDIENTE**

$$\begin{array}{l}
 F(A, B) = a_0 A^{a_1} B^{a_2} \\
 A = \text{Dist} \\
 B = \text{Pend} \\
 F(A, B) = \text{PROD.}
 \end{array}$$

Tabla 3.39: Producción, distancia y pendiente

TO	Dist.	Pend.	Ln(Prod.)	Ln(Dist)	Ln(Pend)	Ln(Dist)*Ln(Prod)	Ln(Dist)*Ln(Pend)	Ln(Pend)*Ln(Prod)	[Ln(Dist)] ²	[Ln(Pend)] ²
0	38.74	14.87	3.91	3.66	2.70	14.31	9.88	10.56	13.40	7.29
5	29.39	12.58	4.01	3.38	2.53	13.55	8.55	10.15	11.42	6.40
0	22.30	11.01	4.09	3.10	2.40	12.68	7.44	9.82	9.61	5.76
5	16.92	9.79	4.17	2.93	2.29	11.80	6.45	9.51	8.01	5.20
0	12.84	8.79	4.25	2.55	2.17	10.84	5.53	9.22	6.50	4.71
3	10.88	8.26	4.29	2.39	2.11	10.25	5.04	9.05	5.71	4.45
			24.72	17.91	14.19	73.43	42.90	58.30	54.65	33.81

$$\begin{bmatrix} n & \sum \text{Ln}(\text{Dist}) & \sum \text{Ln}(\text{Pend}) \\ \sum \text{Ln}(\text{Dist}) & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}))^2 & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{Pend})) \\ \sum \text{Ln}(\text{Pend}) & \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{Pend})) & \sum (\text{Ln}(\text{Pend}))^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum \text{Ln}(\text{PROD}) \\ \sum (\text{Ln}(\text{Dist}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \\ \sum (\text{Ln}(\text{Pend}) * \text{Ln}(\text{PROD})) \end{bmatrix}$$

$$\begin{bmatrix} 6 & 17.91 & 14.19 \\ 17.91 & 54.65 & 42.90 \\ 14.19 & 42.90 & 33.81 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \text{Ln}(a_0) \\ a_1 \\ a_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 24.72 \\ 73.43 \\ 58.30 \end{bmatrix}$$

Cuyo algoritmo de relación es:

$$\text{Prod}(\text{Dist}, \text{Pend}) = 96.1459 \text{Dist}^{-0.51102} \times \text{Pend}^{0.4554}$$

$$\text{Prod}(\text{EFF}, \text{DM}) = 0.4404 \text{Eff}^{0.1308} \times \text{DM}^{0.8885}$$

$$\text{Prod}(\text{Cn}, \text{Fll}) = 10.4156 \text{Cn}^{0.8949} \times \text{Fll}^{0.0429}$$

DEL PRODUCTO DE LOS TRES ALGORITMOS OBTENIDOS SE OBTIENE UN ALGORITMO FINAL

$$\text{Prod}^3 = 0.4404 \text{Eff}^{0.1308} \times \text{DM}^{0.8885} \times 10.4156 \text{Cn}^{0.8949} \times \text{Fll}^{0.0429} \times 96.1459 \text{Dist}^{-0.51102} \times \text{Pend}^{0.4554}$$

$$\text{Prod}^3 = \frac{441.02 \text{Eff}^{0.36} \times \text{DM}^{0.7105} \times \text{Cn}^{-0.0729} \times \text{Fll}^{0.9573}}{\text{Dist}^{0.8687} \times \text{pend}^{-0.1008}}$$

$$\text{Prod} = \frac{7.612\text{Eff}^{0.0436} \times \text{DM}^{0.2962} \times \text{Cn}^{0.2983} \times \text{Fl}^{0.0143}}{\text{Dist}^{0.17} \times \text{pend}^{-0.1518}}$$

3.7.3. SIMULACIÓN CON EL SOFTWARE MATHCAD.

3.7.3.1. Cálculos de los algoritmos de producción aplicando el software Mathcad

a. Cálculo de la ecuación de la producción y disponibilidad mecánica

Con los datos de la tabla 3.4 (ver pág. 73) se reemplazan en la matriz y el programa nos dará el algoritmo de la producción como función de la disponibilidad mecánica.

solucion de la regresion múltiple por matrices

$$\begin{bmatrix} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \end{bmatrix}$$

DATOS DE TABA 3.4 (PÁG. 73)

$$\begin{bmatrix} 12 & 710 \\ 710 & 51350 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 557.989 \\ 40355.965 \end{bmatrix}$$

MATRIZ INVERSA

$$A = \begin{bmatrix} 12 & 710 \\ 710 & 51350 \end{bmatrix} \quad A^{-1} = \begin{bmatrix} 0.458 & -0.006 \\ -0.006 & 1.07 \cdot 10^{-4} \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} 557.989 \\ 40355.965 \end{bmatrix}$$

PRODUCTO DE MATRICES

$$z = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} 2.842 \cdot 10^{-14} \\ 0.786 \end{bmatrix}$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DE LA DISPONIBILIDAD MECANICA

$$y(x) = 2.8422 \cdot 10^{-14} + 0.7859 \cdot x$$

b. Cálculo de la ecuación de la producción y eficiencia

Con los datos de la tabla 3.5 (ver pág. 74) se reemplazan en la matriz y el programa nos dará el algoritmo de la producción como función de la eficiencia.

solucion de la regresion multiple por matrices

$$\begin{bmatrix} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \end{bmatrix}$$

DATOS DE TABLA 3.5 (PÁG. 74)

$$\begin{bmatrix} 12 & 710 \\ 710 & 51350 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 571.621 \\ 41341.885 \end{bmatrix}$$

$$A = \begin{bmatrix} 12 & 710 \\ 710 & 51350 \end{bmatrix} \quad A^{-1} = \begin{bmatrix} 0.456 & -0.006 \\ -0.006 & 1.07 \cdot 10^{-4} \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} 571.621 \\ 41341.885 \end{bmatrix}$$

$$z = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} -5.684 \cdot 10^{-14} \\ 0.805 \end{bmatrix}$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DE LA EFICIENCIA

$$y(z) = -5.684 \cdot 10^{-14} + 0.805$$

5:7 Escar Reemplazar Operar 12%

c. Cálculo de la ecuación de la producción y distancia

Con los datos de la tabla 3.6 (ver pág. 77) se reemplazan en la matriz y el programa nos dará el algoritmo de la producción como función de la distancia.

solucion de la regresion multiple por matrices

$$\begin{bmatrix} n & \sum \ln x \\ \sum \ln x & \sum \ln(x)^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum (\ln x) y \end{bmatrix}$$

DATOS DE TABLA 3.7 (PÁG 77)

$$\begin{bmatrix} 12 & 56.53 \\ 56.53 & 273.83 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1325.96 \\ 5758.43 \end{bmatrix}$$
$$A = \begin{bmatrix} 12 & 56.53 \\ 56.53 & 273.83 \end{bmatrix} \quad A^{-1} = \begin{bmatrix} 3.032 & -0.626 \\ -0.626 & 0.133 \end{bmatrix}$$
$$B = \begin{bmatrix} 1325.96 \\ 5758.43 \end{bmatrix}$$
$$x = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} 415.899 \\ -64.83 \end{bmatrix}$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DE LA DISTANCIA

$$y(z) = 415.899 - 64.83 \cdot \ln(z)$$

5/7 ● Buscar Reemplazar por Opciones 12%

d. Cálculo de la ecuación de la producción y capacidad nominal de cuchara

Microsoft Word

Inicio Referencias Envío de Correos Referencias de Tablas Referencias de Figuras Referencias de Tablas de Datos Referencias de Tablas de Contenido Referencias de Tablas de Contenido

Microsoft Word

Inicio Referencias Envío de Correos Referencias de Tablas Referencias de Figuras Referencias de Tablas de Datos Referencias de Tablas de Contenido Referencias de Tablas de Contenido

Solución de la regresión múltiple por matrices

$$\begin{bmatrix} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \end{bmatrix}$$

DATOS DE TABLA 3.8 (PÁG. 78)

$$\begin{bmatrix} 12 & 252 \\ 252 & 5864 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1947.96 \\ 45328.72 \end{bmatrix}$$

$$A = \begin{bmatrix} 12 & 252 \\ 252 & 5864 \end{bmatrix} \quad A^{-1} = \begin{bmatrix} 0.854 & -0.037 \\ -0.037 & 0.002 \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} 1947.96 \\ 45328.72 \end{bmatrix}$$

$$z = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} -2.274 \cdot 10^{-13} \\ 7.73 \end{bmatrix}$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DE LA CAPACIDAD NOMINAL DE CUCHARA

$$y(x) = -2.274 \cdot 10^{-13} + 7.73 \cdot x$$

Microsoft Word

Inicio Referencias Envío de Correos Referencias de Tablas Referencias de Figuras Referencias de Tablas de Datos Referencias de Tablas de Contenido Referencias de Tablas de Contenido

e. Cálculo de la ecuación de la producción y factor de llenado

solucion de la regresion multiple por matrices

$$\begin{bmatrix} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sum y \\ \sum xy \end{bmatrix}$$

DATOS DE TABLA 3.9 (PÁG. 80)

$$\begin{bmatrix} 12 & 6.1 \\ 6.1 & 4.135 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} a_0 \\ a_1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 473.543 \\ 321.00005 \end{bmatrix}$$

$$A = \begin{bmatrix} 12 & 6.1 \\ 6.1 & 4.135 \end{bmatrix} \quad A^{-1} = \begin{bmatrix} 0.333 & -0.492 \\ -0.492 & 0.967 \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} 473.543 \\ 321.00005 \end{bmatrix}$$

$$z = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} 2.842 \cdot 10^{-14} \\ 77.63 \end{bmatrix}$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DEL FACTOR DE LLENADO

$$y(z) = 2.842 \cdot 10^{-14} + 77.63 \cdot z$$

solución de la regresión múltiple por matrices

$$A = \begin{bmatrix} 12 & 156 & 2600 & 48672 \\ 156 & 2600 & 48672 & 971360 \\ 2600 & 48672 & 971360 & 20182656 \\ 48672 & 971360 & 20182656 & 431100800 \end{bmatrix}$$

$$A^{-1} = \begin{bmatrix} 2.677 & -0.792 & 0.063 & -0.001 \\ -0.792 & 0.274 & -0.023 & 5.693 \cdot 10^{-4} \\ 0.063 & -0.023 & 0.002 & -5.261 \cdot 10^{-4} \\ -0.001 & 5.693 \cdot 10^{-4} & -5.261 \cdot 10^{-4} & 1.349 \cdot 10^{-4} \end{bmatrix}$$

$$B = \begin{bmatrix} 907.69 \\ 10037.58 \\ 152183.25 \\ 2699149.15 \end{bmatrix}$$

COEFICIENTES DE LA EC.

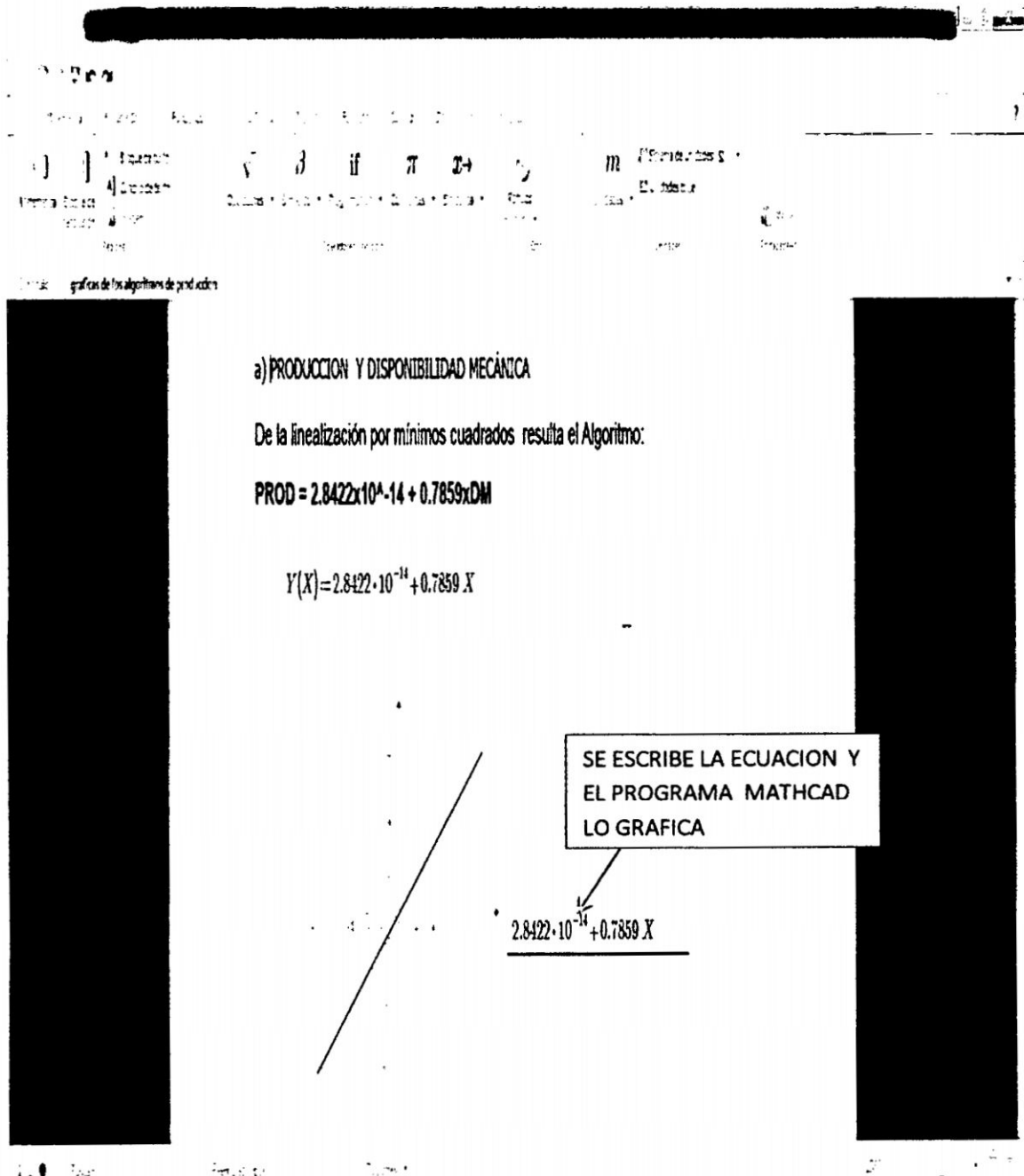
$$X = A^{-1} \cdot B = \begin{bmatrix} 110.542 \\ 0.22 \\ -0.393 \\ 0.012 \end{bmatrix}$$

$$y(x) = 110.54814 + 0.218545 \cdot x - 0.392944 \cdot x^2 + 0.011684 \cdot x^3$$

ALGORITMO DE PRODUCCION EN FUNCION DE LA PENDIENTE

3.7.3.2. Gráficos de los algoritmos de producción para un scoop de 6.3yd³ aplicando el software Mathcad

✓ Grafica de la producción y disponibilidad mecánica



✓ Gráfica de la producción y eficiencia

Gráficos de los algoritmos de producción

λ

SE DA UN CLICK EN GRAFICOS

b) PRODUCCION Y EFICIENCIA

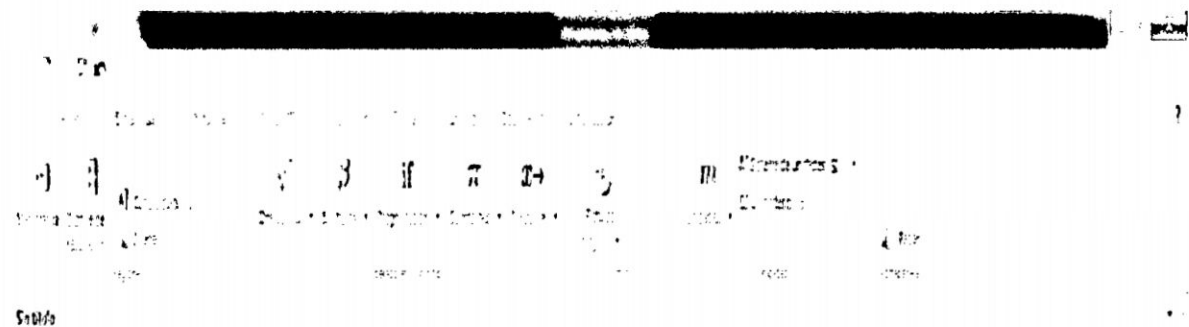
De la linealización por Mínimos Cuadrados resulta el Algoritmo
PROD = 5.6843x10⁻¹⁴ + 0.8051 x EFF

$$y(x) = 5.6843 \cdot 10^{-14} + 0.8051 \cdot x$$

SE ESCRIBE LA ECUACION Y EL PROGRAMA MATHCAD LO GRAFICA

$5.6843 \cdot 10^{-14} + 0.8051 \cdot x$

✓ Gráfica de la producción y distancia



De la linealización por Mínimos Cuadrados resulta el algoritmo

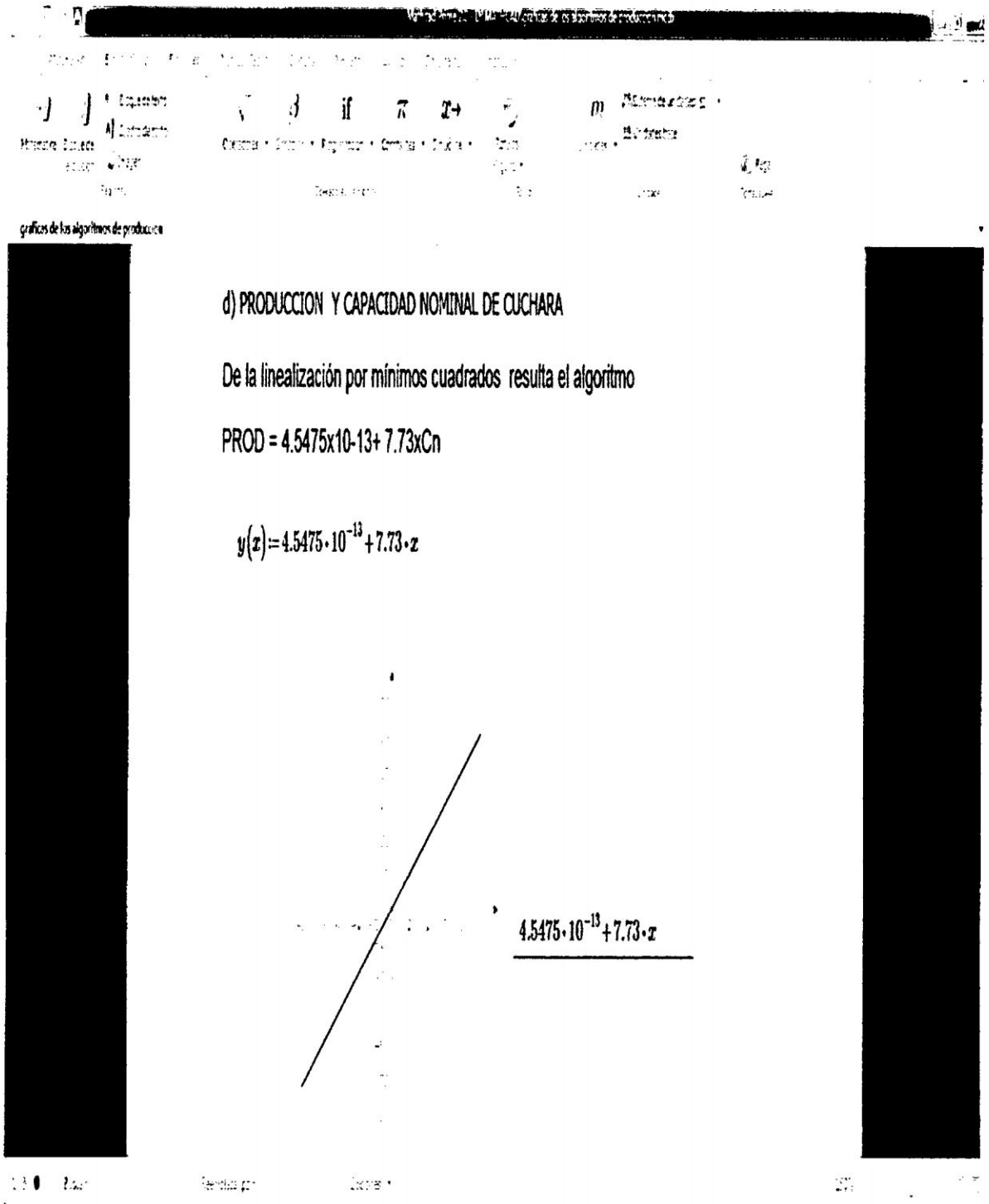
$$y(x) := 417.800157 - 65.2288566 \ln(x)$$

ALGORITMO OBTENIDO MEDIANTE EL METODO DE MIMIMOS CUADROS (VER PAG. 122)

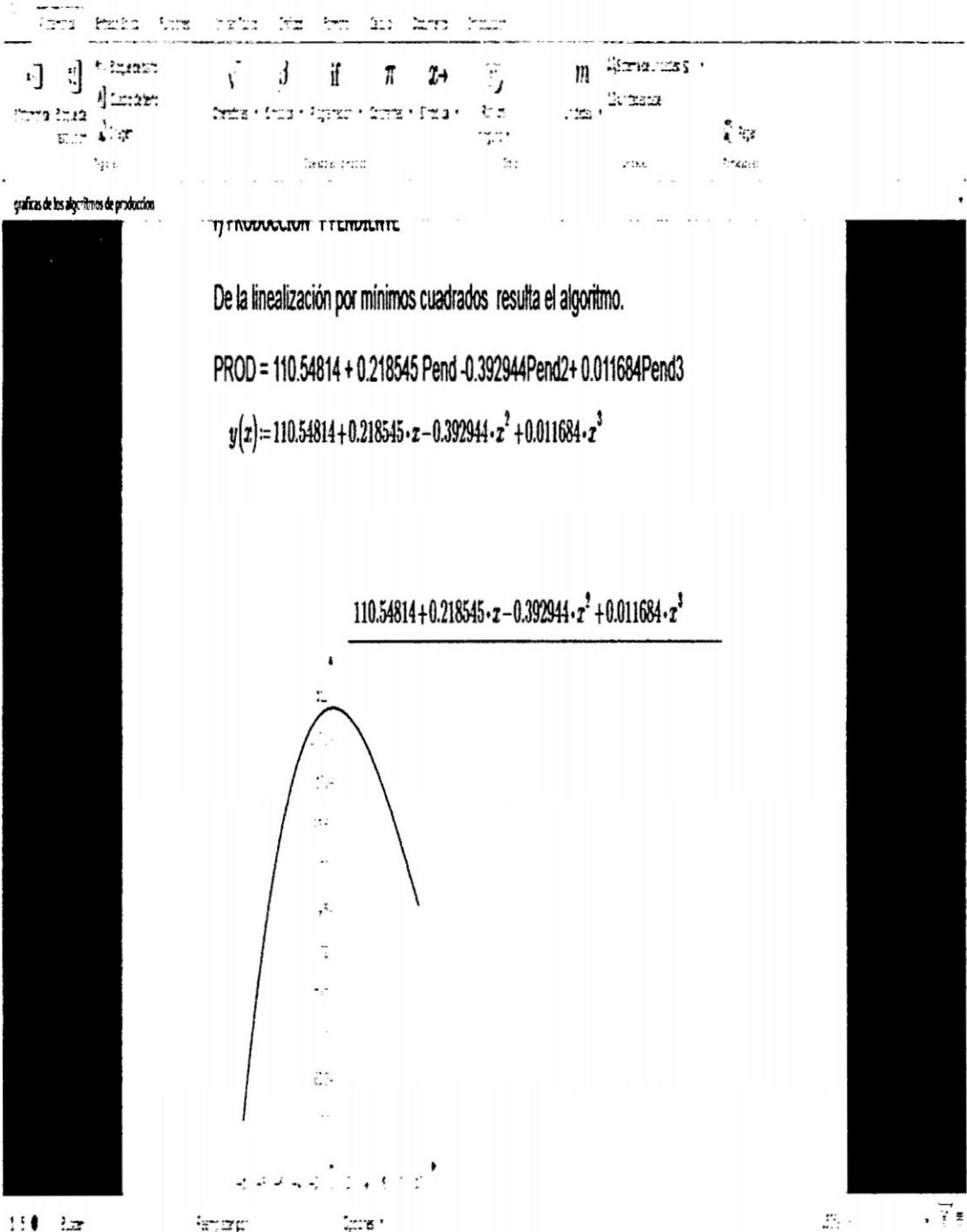


$$417.800157 - 65.2288566 \ln(x)$$

✓ **Gráfica de la producción y la capacidad nominal de cuchara**



✓ Gráfica de la producción y la pendiente



3.7.4. EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS DE SELECCIÓN.

Datos para el caso del scoop de 6.3yd³:

DM = 88.89%

Eff = 86.78%

Cn = 9.04TM

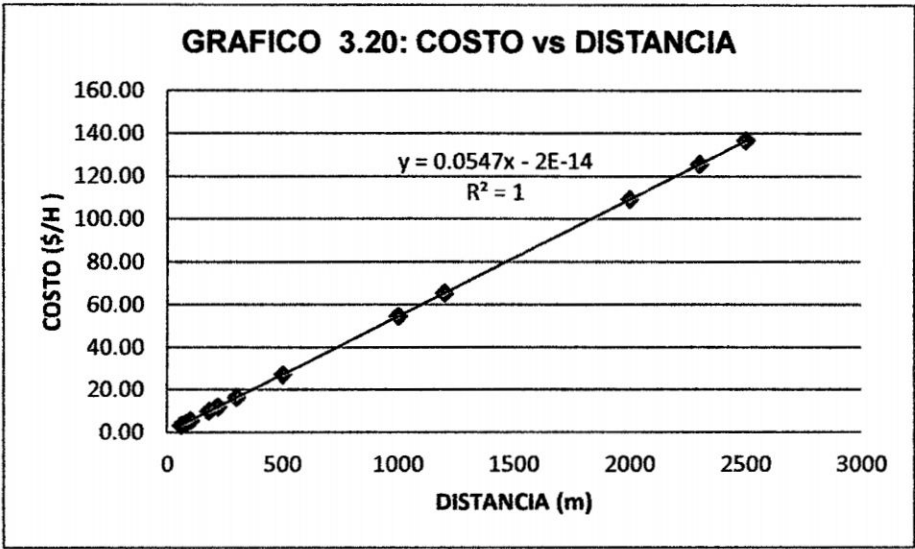
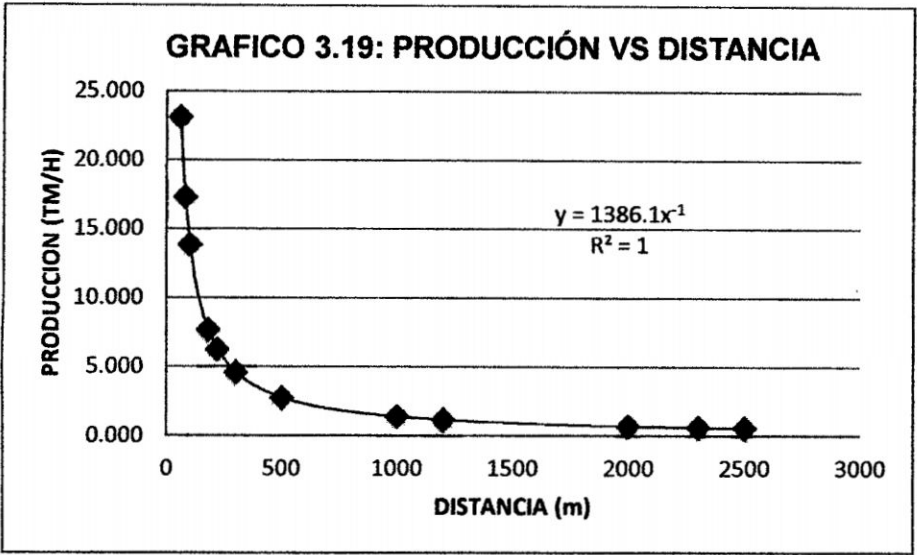
Fll = 0.9

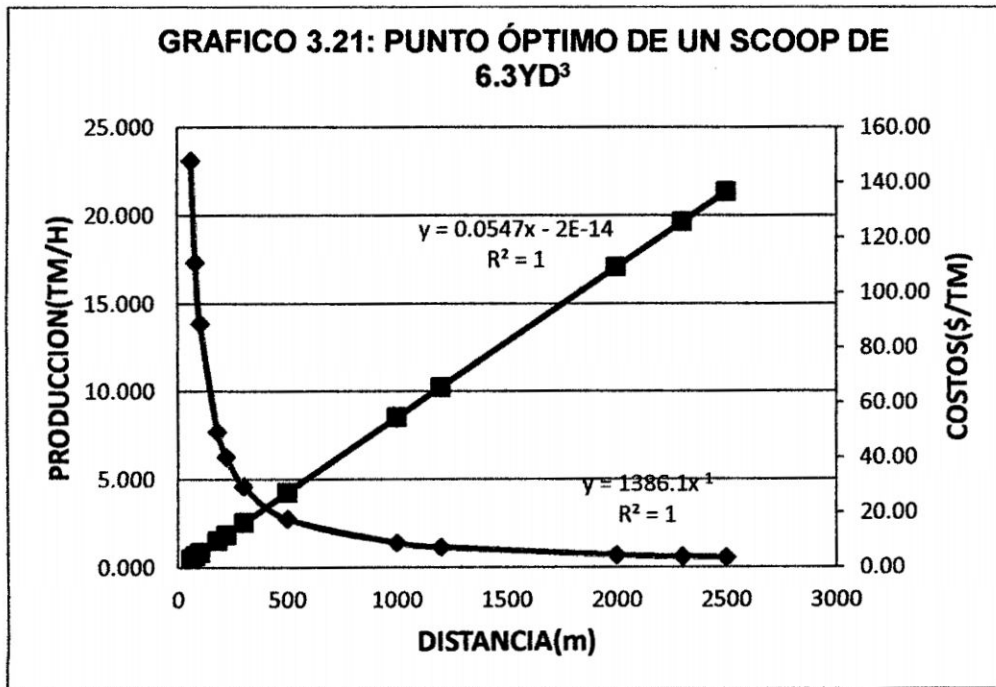
Pend = 12%

Costo de alquiler del scoop = 75.76 \$/h.

Tabla 3.40: Producción y costos por TM para diferentes distancias de un scoop de 6.3yd³.

DISTANCIA (m)	PROD. HORA (TM/H)	COSTOS (\$/TM)
60	23.102	3.28
80	17.327	4.37
100	13.861	5.47
180	7.701	9.84
220	6.301	12.02
300	4.620	16.40
500	2.772	27.33
1000	1.386	54.66
1200	1.155	65.59
2000	0.693	109.31
2300	0.603	125.71
2500	0.554	136.64





Datos para el caso del scoop de 4.1yd³:

DM = 88.89%

Eff = 86.78%

CN = 5.88TM

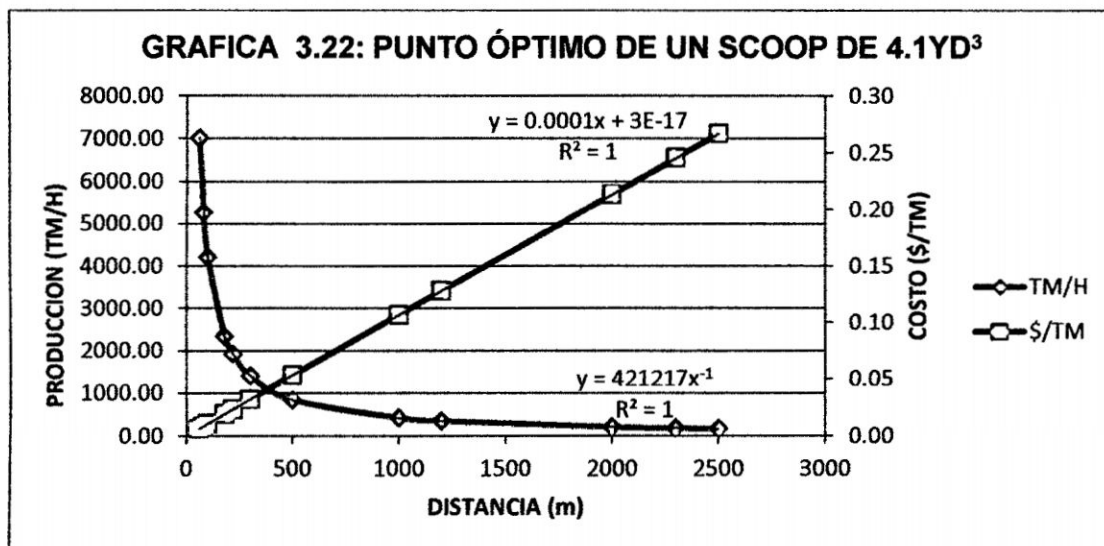
FII = 0.9

Pend = 12%

Costo de alquiler del scoop = 44.99 \$/h

Tabla 3.41: Producción y costos por TM para diferentes distancias de un scoop de 4.1yd³.

DISTANCIA (m)	PROD. HORA (TM/H)	COSTOS (\$/TM)
60	7020.29	0.01
80	5265.21	0.01
100	4212.17	0.01
180	2340.10	0.02
220	1914.62	0.02
300	1404.06	0.03
500	842.43	0.05
1000	421.22	0.11
1200	351.01	0.13
2000	210.61	0.21
2300	183.14	0.25
2500	168.49	0.27



Datos para el caso del scoop de 3.5yd³:

DM = 88.89%

Eff = 86.78%

CN = 5.02TM

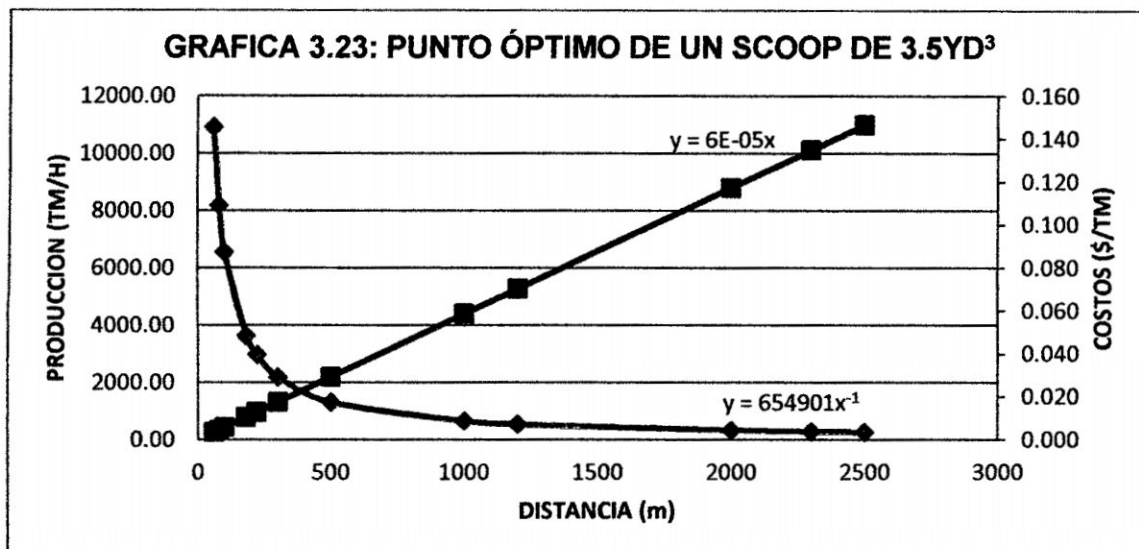
FII = 0.9

Pend = 12%

Costo de alquiler del scoop = 38.41 \$/h.

Tabla 3.42: Producción y costos por TM para diferentes distancias de un scoop de 3.5yd³.

DISTANCIA (m)	PROD. HORA (TM/H)	COSTOS (\$/TM)
60	10915.02	0.004
80	8186.26	0.005
100	6549.01	0.006
180	3638.34	0.011
220	2976.82	0.013
300	2183.00	0.018
500	1309.80	0.029
1000	654.90	0.059
1200	545.75	0.070
2000	327.45	0.117
2300	284.74	0.135
2500	261.96	0.147



Se elige el scoop de 3.5yd³ por tener menor costo de operación y una distancia económica de 107.10m

3.7.4.1. TIEMPOS Y MOVIMIENTOS

Son considerados todas las operaciones que realiza el equipo durante las ocho horas de guardia, estas pueden ser favorables y no favorables, pero necesarios para la producción. La recopilación de tiempos y el control de movimientos son la base para determinar el rendimiento del equipo. De manera general podemos clasificarlo en dos grupos:

3.7.4.2. TIEMPO PRODUCTIVO

Se consideran todas las operaciones favorables al trabajo, que realiza el scooptram:

- Tiempo de cuchareo (tc)
- Tiempo de viaje cargado (tvc)
- Tiempo de descarga (td)
- Tiempo de maniobras (tm)
- Tiempo de viaje vacío (tvv)
-

3.7.4.3. TIEMPO IMPRODUCTIVO

Conjunto de operaciones que pueden ser necesarios, pero no es favorable al trabajo efectuado por el scooptram:

- Traslado a zonas de trabajo
- Inspección de equipos
- Espera de unidades de transporte
- Fallas mecánicas
- Tiempo ocioso
- Interrupciones por:
 - ✓ Trabajos topográficos
 - ✓ Trabajos del Geólogo
 - ✓ Acondicionamiento de la Labor
 - ✓ Visitas de Supervisores
 - ✓ Equipos con falla mecánicas

3.7.4.4. DISEÑO DEL RADIO DE CURVATURA DE UN SCOOPTRAM

Los scooptram, también llamados LHD, son equipos diseñados para la limpieza de frentes de avance en la industria minera. El equipo LHD empleado por la empresa CMC S.A:

a. Parámetros de diseño:

Estos datos se obtuvieron del catálogo de equipo. **CATERPILLER**

Modelo	: R1600G CAT
Capacidad nominal de cuchara	: 6.3Yd ³
Radio interno de giro	: 3.29m
Radio externo de giro	: 6.64m
Ancho de scooptram	: 2.72m
Largo de scooptram	: 10.1m

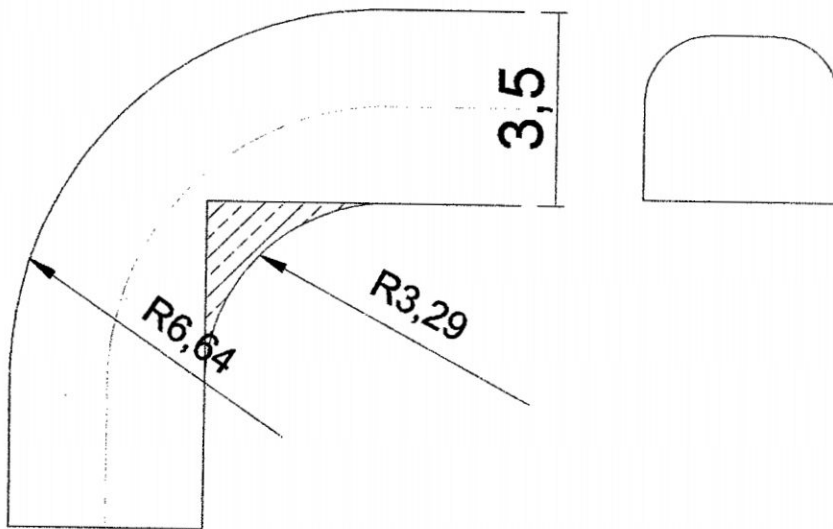
Sección de labor

: 4m x 4 m

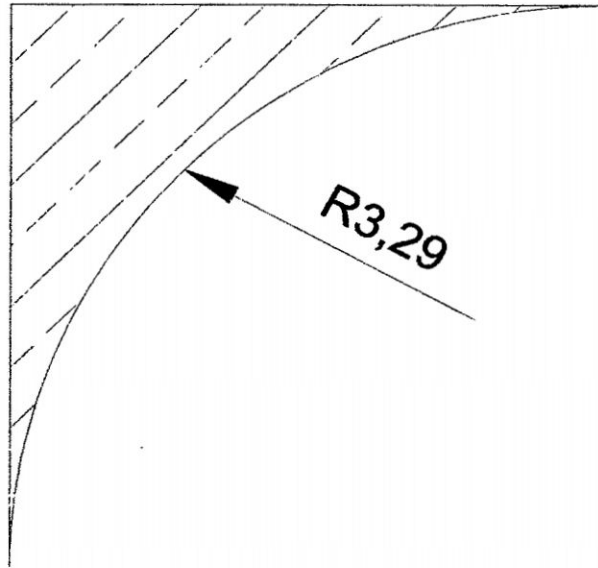
- Distancia de acarreo = 200 m.

- Pendiente = 12%

Diseño:



b. Cálculo del volumen de curvatura:



Área	$= 3.29^2 - \left(\frac{\pi \times 3.29^2}{4}\right)$	$= 2.32 \text{ m}^2$
Perímetro		: 11.75m
Volumen		: 6.96m ³
Peso específico (desmonte)		: 2.5Tn/m ³
Peso específico (mineral)		: 3.0Tn/m ³
Toneladas rotas (desmonte)		: 17.4Tn
Toneladas rotas (mineral)		: 20.88Tn

CAPITULO IV

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

4.1. POLÍTICA DE SEGURIDAD MINERA, SALUD Y MEDIO AMBIENTE DE LA COMPAÑÍA MINERA CONDESTABLE S.A.

La Compañía Minera Condestable considera al personal que labora en su unidad como el más importante recurso dentro de su proceso productivo, en el que confía el cumplimiento de su política de seguridad desarrollo y crecimiento sostenido.

En este contexto nuestros compromisos son:

- ◆ Capacitar, entrenar y concientizar a los trabajadores para mejorar nuestra cultura en SSMA Y RS.
- ◆ Orientar nuestras actividades al cumplimiento de todos los dispositivos legales, estándares y procedimientos.
- ◆ Nuestro objetivo :CERO ACCIDENTES
- ◆ Demostrar respeto a nuestros valores y principios.
- ◆ Emprender la difusión de las Políticas de SSMA y RS, a trabajadores, proveedores y contratistas.

- ◆ Se mantendrá comunicación abierta con autoridades gubernamentales, comunidad y trabajadores.
- ◆ Trabajar con responsabilidad para mejorar la producción y productividad sin accidentes.
- ◆ Alentar en forma constante y positiva la prevención y eliminación de riesgos de SS y MA.
- ◆ Bienestar para los trabajadores mediante el cumplimiento de nuestros compromisos.
- ◆ Liderar con el Ejemplo PRACTICAR LO QUE SE PREDICA.
- ◆ El éxito se logra con el trabajo y nuestra Empresa será exitosa.

4.1.1. PROGRAMA DE SEGURIDAD MINERA Y MEDIO AMBIENTE

El Programa de Seguridad Minera y Medio Ambiente es el encargado del "Planeamiento, organización, ejecución y control de las actividades encaminadas a identificar, evaluar, y controlar todas aquellas omisiones y condiciones que pudieran afectar la salud o la integridad física de los trabajadores, daños a la propiedad, interrupción de los procesos productivos o degradación del ambiente de trabajo".

4.1.1.1 PERSONAL

De acuerdo con el organigrama vigente el programa de seguridad e higiene minera y medio ambiente cuenta con el siguiente personal:

- Un Ingeniero colegiado, Jefe del Programa de Seguridad Minera y medio ambiente.
- Un Ingeniero colegiado de Medio Ambiente Adjunto a la Jefatura.
- Un Ingeniero inspector de mina, planta de beneficio y medio ambiente.
- Una secretaria ejecutiva.
- Se cuenta además con personal para la elaboración de letreros y personal de empresas especializadas para la cloración diaria de

agua para consumo humano; monitoreos de piezómetros; erradicación de desechos; disposición de aceite usado, chatarra, plásticos y cartones; fumigación; inspección y mantenimiento de extintores y se coordina las actividades con el Departamento Médico, Jardinería, Recursos Humano y Servicio de Asistencia Social dependientes de la Gerencia de Administración y Finanzas.

Representantes de Seguridad, Salud y Medio Ambiente (SHE)

Dentro del Sistema de Gestión de Seguridad SISSMAR se cuenta con personal de experiencia en las ocupaciones mineras o supervisores que después de un programa de entrenamiento son los encargados de inspeccionar, informar, vigilar y solucionar los actos y condiciones subestándares de su área de trabajo en coordinación con sus supervisores.

4.1.1.2 OBJETIVOS

1. Reducir al mínimo el número de accidentes de trabajo. Nuestro índice de frecuencia debe estar debajo de 5.0 y nuestro índice de Severidad no debe superar a 200.
2. Continuar con el mejoramiento de las condiciones ambientales de trabajo eliminando o reduciendo los efectos de agentes físicos, químicos o biológicos.
3. Determinar las condiciones de salud de su personal, antes de su incorporación a la Empresa así como durante su permanencia.
4. Tomar acción sobre la evaluación de incapacidades determinadas por Instituciones Oficiales, como consecuencia de accidentes de trabajo o enfermedades ocupacionales.
5. Fomentar la Seguridad e Higiene Minera y los programas de Medio Ambiente en todos los trabajadores y niveles de Supervisión, capacitando y entrenando al personal en las diferentes ocupaciones en las áreas de trabajo. Las horas hombre de capacitación no debe bajar de 36 horas anuales.

4.1.1.3 SISSMAR

El sistema de seguridad que se está aplicando en la Cia. Minera Condestable S.A., es el Sistema Integrado de Salud, Seguridad, Medio Ambiente y Responsabilidad Social – SISSMAR, el cual es un diseño propio, los componentes claves del SISMAR son:

- Un sistema de gestión de riesgos comprensivo.
- Un modelo de proceso.
- Análisis de las necesidades de entrenamiento y programas de capacitación basados en riesgo.
- Las secciones y elementos críticos. (PROGRAMA AUDITORIA)
- Factor humano en gestión de riesgos.

✓ EL SISTEMA ISTECS

Es una herramienta de gestión que pone el énfasis en la prevención de riesgos para asegurar el control de todas las pérdidas potenciales. Específicamente toma en cuenta la interacción entre el hombre y la máquina y el rol de la actitud y mentalidad humanas.

✓ MODELO DEL PROCESO

IDENTIFICACION: Posibles situaciones generadoras de pérdidas.

EVALUACION: Estimación de pérdidas potenciales asociadas a los riesgos.

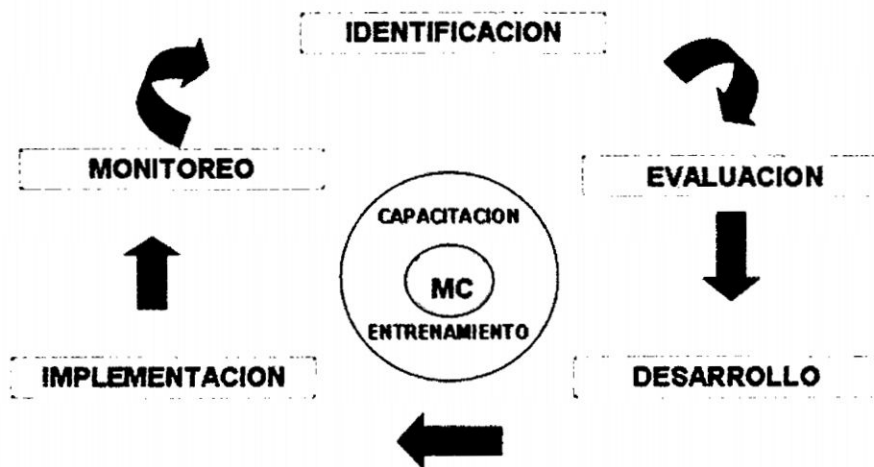
DESARROLLO Y SELECCIÓN: de medidas para minimizar las pérdidas.

IMPLEMENTACION: De medidas dentro de la organización.

MONITOREO: De las medidas tomadas y de todos los cambios efectuados.

MEJORAMIENTO CONTINUO: Es la revisión y mejoramiento de los planes desarrollados para controlar los riesgos asociados a los peligros encontrados en operación.

MODELO DEL PROCESO PARA LA SOLUCION DE PROBLEMAS



4.1.1.4 ANALISIS DE IMPLEMENTACION DEL SISSMAR

En referencia a mi estadía en el Programa de Seguridad Minera y Medio Ambiente, y en base a los cursos organizados por este departamento he podido observar que para implementar este sistema; ojo que todavía se está haciendo; se ha requerido de tres fases:

a. Planeamiento, desarrollo y preparación

Se definieron los puntos de referencia en base a los cuales se ha implementado el sistema en nuestra Unidad.

- Implementación y difusión de la Política de Seguridad de la CIA., que en esencia es el compromiso de la gerencia para con sus trabajadores, a la vez, que establece los deberes de estos referidos a seguridad.

- Desarrollo de Estándares, lo cual es muy importante ya que con estos, se tiene un parámetro para poder realizar un determinado trabajo dentro de la Unidad.
- Se estableció definir áreas de responsabilidades, delimitando en un área donde empezaba y terminaba la responsabilidad de una determinada sección, claro esto haciendo referencia a seguridad.
- Realizar inspecciones en todas las áreas de la Unidad, con el fin de identificar desviaciones existentes en un área determinada, de esta manera se está aplicando de forma rápida y práctica el sistema.
- Dictado de cursos que servirán como herramientas para implementar el sistema; entre los cuales hasta lo que va del año se han llevado a cabo los siguientes:
 - ✓ Introducción al SSSMAR, curso general.
 - ✓ IPERC.
 - ✓ Inspecciones.
 - ✓ Investigación de accidentes.

b. Implementación

Se está poniendo en práctica lo establecido anteriormente, así se puede apreciar:

b.1. Estándares y Procedimientos

Se realizó y viene realizando la difusión y distribución de los estándares a nivel de toda la supervisión y trabajadores en general (Compañía y contratistas). Su aplicación se realiza de manera inmediata.

- *Estándar:* Peso o medida, por medio del cual puede medirse la exactitud del proceso. Es un modelo que se acepta como base para comparar guías, reglas o características que sirven para realizar actividades en forma correcta, de calidad y de fácil control que se aprueban por consenso, en otras palabras es el ¿Qué hacer?

De igual manera se vienen desarrollando e implementando los procedimientos de trabajo, hay que incidir que nosotros en CMC nos referimos a estos procedimientos como PETS, su elaboración está a cargo de cada Jefe de Área y asesorado por el Dpto. de Seguridad.

- *Procedimiento*: Es un método o secuencia específica para llevar a cabo una tarea, es el ¿Cómo hacer?

b.2. Inspecciones

Se realizan inspecciones internas, las cuales nos van a permitir detectar condiciones inseguras, así como también, actos inseguros en los lugares de operación, de esta manera podemos ver el nivel en la aplicación del sistema en el cual nos encontramos Tenemos tres tipos.

- Inspecciones Planeadas con visitas a instalaciones y áreas pre-establecidas: Siendo en la Mina y en la Planta Concentradora diariamente, en Superficie (Maestranza, Taller Eléctrico, etc.) tres veces por semana.
- Inspecciones de rutina: A cualquier área de trabajo.
- Inspecciones sorpresa: Por denuncia de los trabajadores.

Los resultados de nuestras inspecciones y el avance de la implementación de las medidas correctivas, se registran en el libro de seguridad (En el cual los supervisores anotan las observaciones y los cumplimientos).

b.3. Instrucción

Se imparte a nivel general en toda la Unidad, sobre conceptos de seguridad para sensibilizar a todo el personal, incluidos supervisores, de esta manera se busca que todos asumamos el compromiso de sacar adelante el sistema.

Se realizan las siguientes instrucciones:

- Diarias, dadas en cada área por su supervisor o los mismos trabajadores, toma un tiempo de 5 a 10 minutos, en las cuales se hace incidencia en la identificación de riesgos que se afrontará durante su jornada de trabajo y las medidas de seguridad que se deben emplear para eliminarlos.
- Semanales, se realiza una vez a la semana, la supervisión la imparte a todo el personal de Mina, dura 10 a 15 minutos.
- Mensuales, cursos de seguridad y medio ambiente de una duración de 6 horas por semana.

c. Mantenimiento, mejoramiento continuo y evaluación

Se espera completar la totalidad de estándares y procedimientos en la Unidad, de la misma manera, las inspecciones e investigación de incidentes y/o accidentes nos proporcionan un panorama de las cosas que están marchando bien y en que se debe mejorar.

Los indicadores de seguridad, toman fuerza en esta fase, no solo son un aporte estadístico si nos que van a representar una medida cuantificable de la gestión de nuestro SISSMAR, estos indicadores son:

c.1. Índice de frecuencia de accidentes (IFA)

Número de accidentes mortales e incapacitantes por cada millón de horas hombre trabajadas. Se calculará con la fórmula siguiente:

$$IFA = \frac{N^{\circ} \text{ Accidentes } \times 1'000,000}{\text{Horas Hombre Trabajadas}}$$

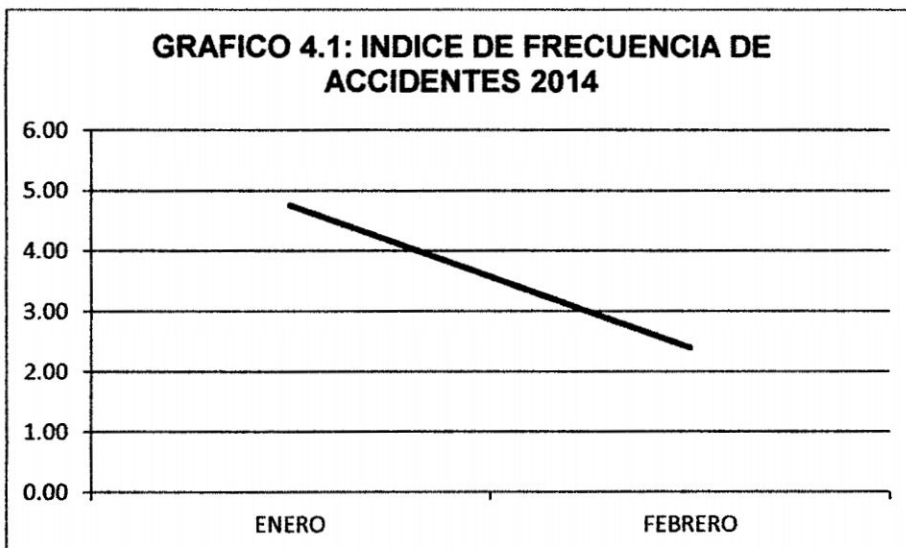
Donde: N° de accidentes = incapacitantes + mortales

Cálculo del índice de frecuencia de accidentes (IFA) en el mes de enero 2014

$$IFA = \frac{2 \times 1000000}{419861} = 4.76$$

Cálculo del índice de frecuencia de accidentes (IFA) en el mes de febrero 2014

$$IFA = \frac{1 \times 1000000}{417076} = 2.40$$



c.2. Índice de severidad de accidentes (ISA)

Número de días perdidos o cargados por cada millón de horas – hombre trabajadas. Se calculará con la fórmula siguiente:

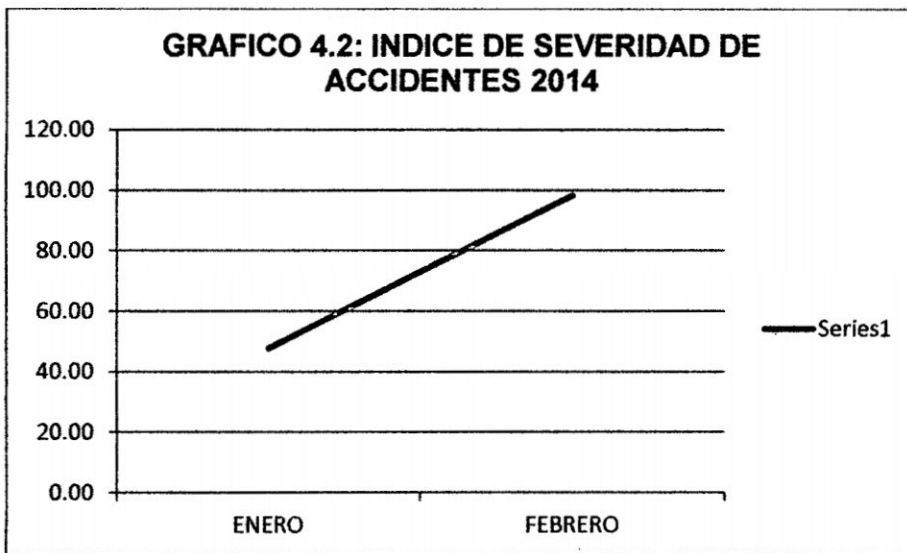
$$ISA = \frac{N^{\circ} \text{ Días perdidos ó Cargados } \times 1'000,000}{\text{Horas Hombre Trabajadas}}$$

Cálculo del índice de severidad de accidentes (ISA) en el mes de enero 2014

$$ISA = \frac{20 \times 1000000}{419861} = 47.63$$

Cálculo del índice de severidad de accidentes (ISA) en el mes de febrero 2014

$$ISA = \frac{41 \times 1000000}{417076} = 98.30$$



c.3. Índice de accidentabilidad (IA)

Una medición que combina el índice de frecuencia de lesiones con tiempo perdido (IF) y el índice de severidad de lesiones (IS), como un medio para clasificar a las empresas mineras.

Es el producto del valor del índice de frecuencia por el índice de severidad dividido entre 1000.

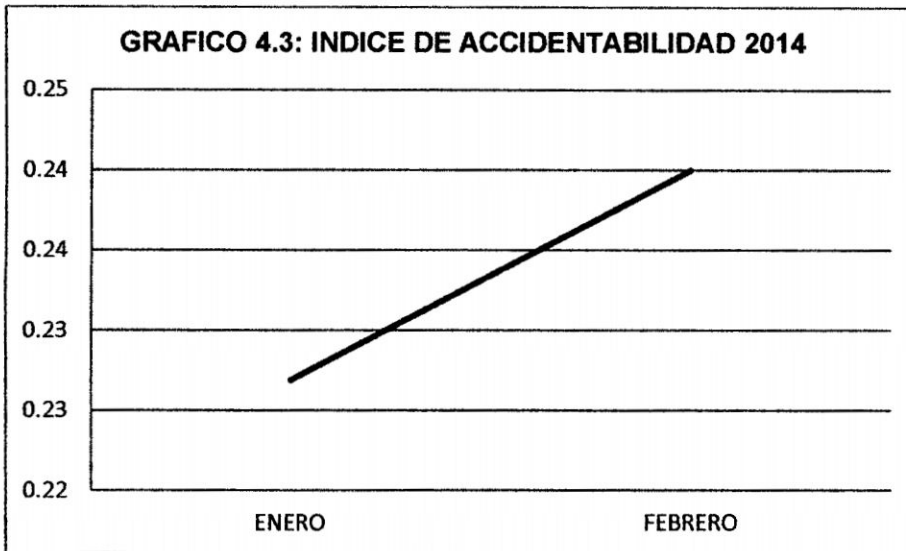
$$IA = \frac{IF \times IS}{1000}$$

Cálculo del índice de accidentabilidad (IA) en el mes de enero 2014

$$IA = \frac{4.76 \times 47.63}{1000} = 0.23$$

Cálculo del índice de accidentabilidad (IA) en el mes de febrero 2014

$$IA = \frac{2.40 \times 98.30}{1000} = 0.24$$



A estos índices se les debe sumar también el reporte de incidentes, que es mucho más importante que los arriba mencionados, mientras que los índices de seguridad nos cuantifican nuestro avance.

Dentro de las herramientas que utilizamos en CMC para evaluar e identificar desviaciones son el Checklist y el IPERC.

TABLA 4.1: INCIDENTES LEVES 2014 POR TIPO

TIPO DE ACCIDENTE	I TRIM	DIAS PERDIDOS
DESPRENDIMIENTO DE ROCA	2	0
MANIPULACIÓN DE MATERIALES	2	0
CAIDA DE PERSONAS	2	0
OPERACIÓN DE MAQUINARIAS	1	0
TOTAL	7	0

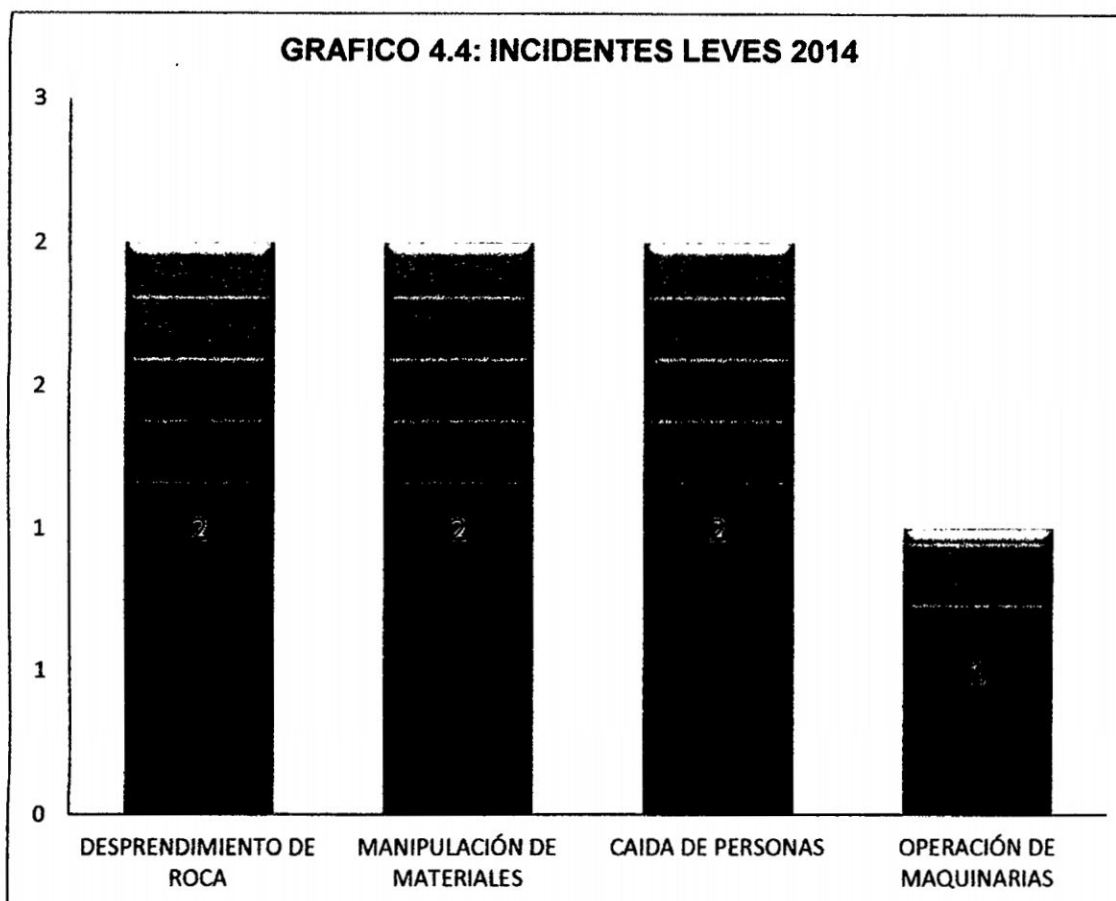
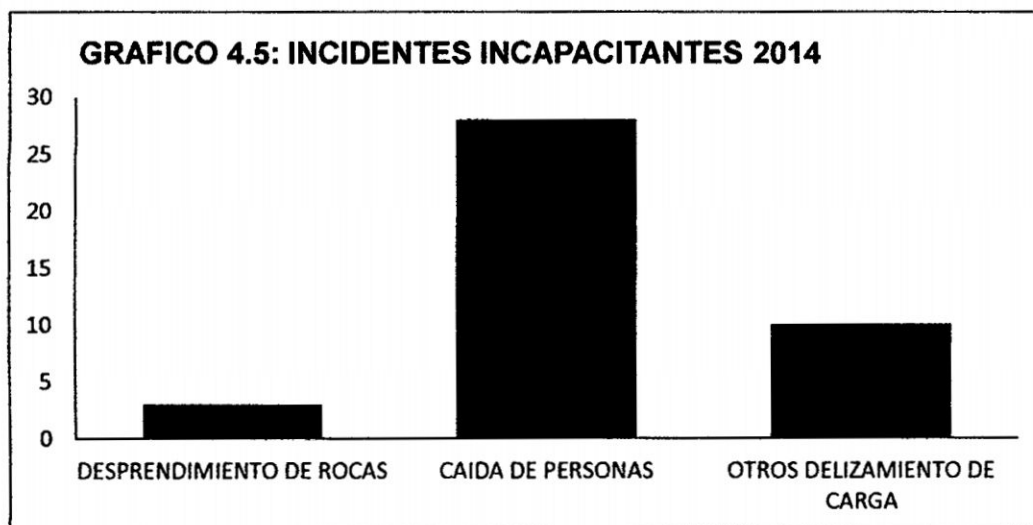


TABLA 4.2: INCIDENTES INCAPACITANTES 2014 POR TIPO

TIPO DE INCIDENTE	I TRIM	DIAS PERDIDOS	DIAS PERDIDOS ACUMULADOS
DESPRENDIMIENTO DE ROCAS	1	3	13
CAIDA DE PERSONAS	1	28	38
OTROS DESLIZAMIENTO DE CARGA	1	10	10



d. Conocimiento, evaluación, control de riesgos físicos - químicos o biológicos en los ambientes de trabajo

Estos procedimientos son responsabilidades de la Jefatura de Seguridad Minera y Medio Ambiente, su meta es controlar los agentes riesgosos para la salud considerando dentro de los límites permisibles, disminuir las enfermedades ocupacionales, y sus actividades; comprende: Mina, Planta Concentradora, Laboratorio y Talleres.

d.1. Peligros físicos

Se originan en su mayoría de condiciones existentes en el ambiente de trabajo y el riesgo a que se exponen depende del grado en que sobrepasen los límites máximos permisibles. Se manifiestan como: ruido, temperaturas extremas, vibraciones, humedad extrema, iluminación y radiaciones. Las mediciones se efectúan de la siguiente manera:

- Las mediciones de ruido se efectúan mensualmente.
- Las mediciones del caudal de aire y de humedad se efectúan semanalmente, actualizando de esta forma los planos de ventilación.

d.2. Peligros químicos

Surgen de una excesiva concentración en el aire de nieblas, vapores, gases tóxicos

- La detección de gases en la mina se realiza diariamente.
- La detección de polvos se realiza quincenalmente, tanto en la Mina como en la Planta de Sulfuros-Concentradora.
- Para el agua potable se efectúan mediciones de cloro residual diariamente y exámenes físico - químicos y bacteriológicos diaria y trimestralmente o cuando el caso lo requiera.

d.3. Clasificación de los residuos

La Compañía Minera Condestable ha establecido la clasificación de residuos sólidos según la normatividad existente.

- ✓ **Residuos no peligrosos.-** son aquellos residuos que por su composición y naturaleza no tienen efectos nocivos sobre la salud de las personas y/o recursos naturales dentro de esta clasificación consideramos:

- ✓ **Residuos no peligrosos domésticos.-** Son aquellos residuos que generan como producto de la actividad diaria del campamento, comedor y oficinas administrativas (estos residuos pueden ser orgánicos, plásticos, papel o cartón, latas, etc.
- ✓ **Residuos no peligrosos industriales.-** Son aquellos residuos generados en las actividades productivas. Estos residuos pueden ser: trapos, teknopor, cueros, chatarras, cables eléctricos, envase de plástico, cemento, madera, etc.
- ✓ **Residuos peligrosos.-** son aquellos que debido a sus características físicas, químicas y/o toxicológicas, representan un riesgo de daño inmediato y/o potencial para la salud de las personas y al medio ambiente. Entre los residuos peligrosos identificados se encuentran: pilas, baterías, grasas, paños absorbentes y trapos contaminados, suelo contaminado, filtros de aceite, aerosoles, pinturas (recipientes) y residuos hospitalarios.

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

RESULTADOS:

1. En el gráfico N° 3.1 (pág. 72) se observa que el rendimiento está siempre ligado a la disponibilidad mecánica, es lo que siempre se da, la producción tiende a incrementar y como resultado tendríamos mejores condiciones de trabajo con la ecuación: $PROD = 2.8422 \times 10^{-14} + 0.7859DM$
2. En el gráfico N° 3.2 (pág. 73) podemos ver que a mayor eficiencia se tiene mayor producción, por tanto, es necesario considerar la capacitación al personal.
3. En el gráfico N° 3.3 (pág. 76) se ve que a menor distancia hay mayor producción, para ello es necesario identificar la longitud de extracción.
4. En el gráfico N° 3.4 (pág. 77) se observa que a mayor capacidad nominal de la tolva hay mayor producción.

En el gráfico N° 3.5 (pág. 79) nos indica que a mayor factor de llenado habrá mayor producción. $PROD = 77.63 \times FII$

5. El gráfico N° 3.6 (pág. 81) nos indica que a menor pendiente la producción es mayor, lo que se demuestra con la ecuación para distintas pendientes. $PROD = 110.54814 + 0.218545 \text{ Pend} - 0.392944 \text{ Pend}^2 + 0.011684 \text{ Pend}^3$
6. Como resultado de los 6 gráficos anteriores, se logró la optimización mediante el algoritmo de producción, llegando a seleccionar el scoop de 3.5 yd^3 por tener una distancia económica de 107.10m y el menor costo de operación en comparación con los demás scoop (6.3 y 4.1 yd^3)

$$Prod = \frac{7.612 \text{ Eff}^{0.0436} \times DM^{0.2962} \times Cn^{0.2983} \times FII^{0.0143}}{Dist^{0.17} \times pend^{-0.1518}}$$

DISCUSIONES:

1. El algoritmo resultante de la regresión lineal múltiple resulta tedioso calcularlo manualmente; mientras con el uso del programa mathcad nos facilita obtener los mismos resultados en el menor tiempo posible.
2. Mediante una programación con el software mathcad podemos calcular fácilmente cualquier matriz para la solución de un conjunto de ecuaciones lineales y lo más importante es que las ecuaciones se ven tal como se escriben; mientras con el programa Excel las ecuaciones no se ven tal como se escriben y resulta ser más laborioso programarlo.
3. La selección de los equipos se realizaran para un mismo modelo de scoop de diferentes capacidades, ya que otros modelos de scooptram cuentan con diferentes diseños, con lo cual la selección se limita para un solo modelo y no para diferentes modelos de scoop.
4. El programa Mathcad no reconoce raíz cubica de números negativos; es decir la solución de números reales negativos lo toma como imaginarios (perteneciente a los números complejos) a pesar que tiene solución dentro de los números reales.

CONCLUSIONES

1. Los resultados del estudio indican que es posible la formulación de algoritmos mediante los métodos numéricos para interpretar una realidad a partir de la recopilación de datos de los equipos LHD de minera, convirtiéndose ésta en una herramienta de decisión en la selección de equipo adecuado de acarreo.
2. El algoritmo resultado del estudio, permitirá simular condiciones distintas de cada equipo en cada operación de minado, y proporcionar la alternativa más favorable en la selección de las mismas, que impliquen en la reducción de costos para una mayor productividad.
3. En la actualidad el uso de los equipos en la operación minera es de gran importancia, ya que estos favorecen enormemente en el rendimiento de la producción y disminución de costos para las minas que tienen un alto grado de mecanización.
4. En la minería subterránea, se viene aplicando el sistema de transportes trackless; siendo el equipo esencial el scooptram catalogado como equipo LHD.
5. Los equipos con las operaciones sufren desgastes en sus componentes o piezas, los cuales deben ser renovados constantemente según su cronograma de mantenimiento preventivo del scooptram y reparación, que a su vez constituye un costo adicional a la inversión realizada.

RECOMENDACIONES

1. La supervisión debe ser permanente, y fomentar técnicamente considerando la capacidad del personal en su trabajo, las condiciones de las labores de trabajo.
2. Capacitar al personal para que no cometan errores en el momento de realizar su trabajo en las distintas operaciones unitarias o en trabajos peligrosos.
3. Para encontrar un ciclo de trabajo que vaya acorde con cada guardia se debe encontrar que las dos guardias trabajen en forma mutua, y coordinadamente.
4. Cada una de las guardias debe dejar uno o dos frentes limpios, listos para perforar, o en todo caso sólo uno limpio y el otro listo para limpiar, de tal forma que la guardia entrante, empiece a perforar a primera hora, y mientras se perfora el Scoop procede a hacer la limpieza de la otra labor; de tal manera que cuando acabe de perforar inmediatamente pase a la siguiente labor.
5. Mejorar la disponibilidad mecánica de equipos, para ello se debe contar siempre en stands by de repuestos necesarios y la disponibilidad permanente del personal capacitado.

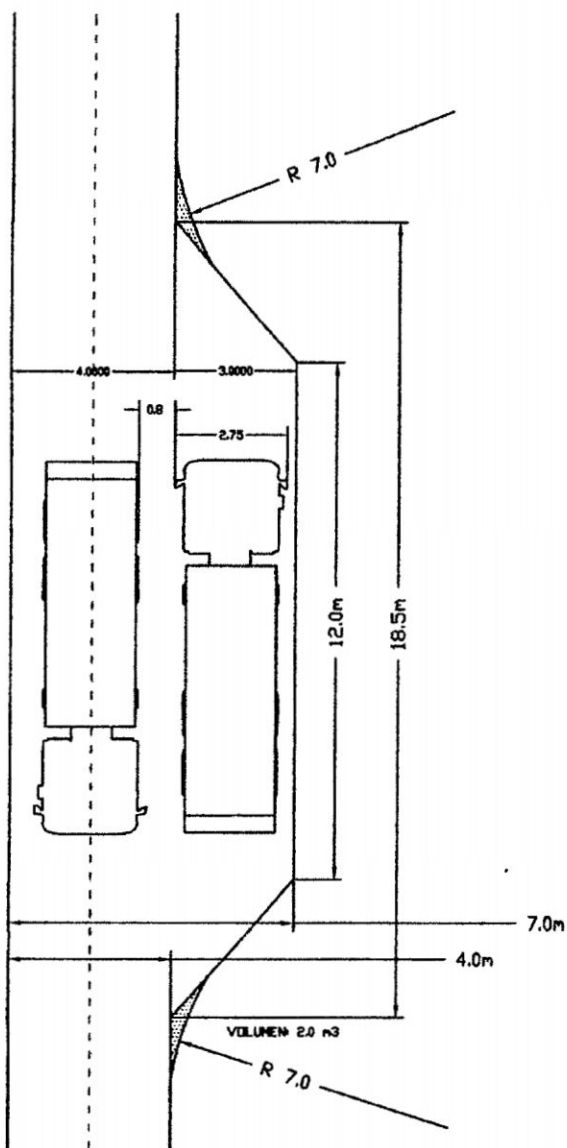
BIBLIOGRAFIA

1. Curtis f. Gerald – Patrick O. Wheatley. Análisis Numéricos con Aplicaciones. Edit. Prentice. 6° Edic. México.2006
2. Gilberto Donayres Quispe. Maquinaria minera I y II. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Cusco 1995.
3. Leland T. Blank & Antony J. Tarquín. Ingeniería Económica. 5ta. Edición. Edit. McGraw Hill. 2002
4. Llanque Mosquera. E. Explotación Subterránea – métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano, Puno 1995.
5. Máximo Víctor Mayta Lino. Maquinaria minera, Cusco - Perú.1989.
6. Robles Espinoza, Nerio. Excavación y sostenimiento de túneles en roca. Edit. Libertad E.I.R.L. Trujillo – Perú.1994
7. Steven C. Chapra – Raymond P. Canale. Métodos Numéricos para Ingenieros. Edit. Mc Graw Hill. México. 2000
8. UNI - Seminario. Selección de equipo y maquinaria en la industria minera. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica PIM 96.II. Lima 1996.

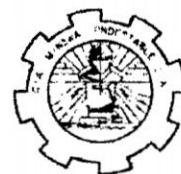
ANEXO

- 1.- Planos.**
- 2.- Fotografías.**
- 3.- Cálculos complementarios de Sustento.**

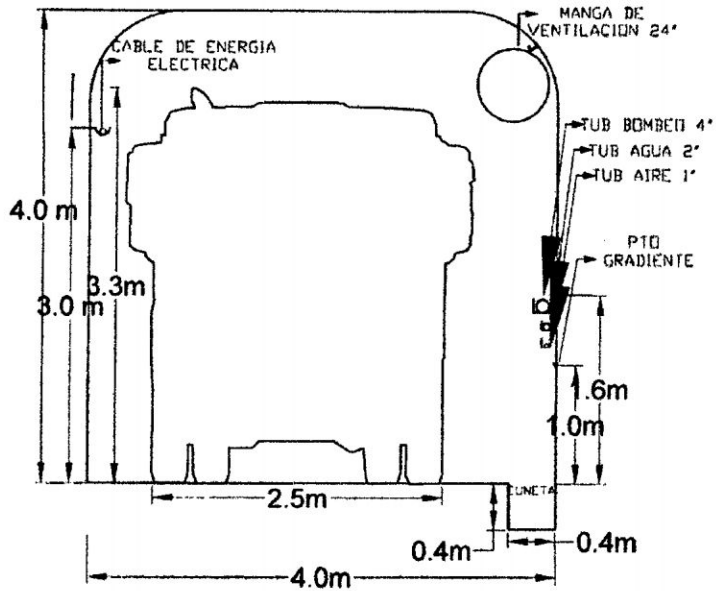
LABOR DE SECCION 4.0x4.0 (ZONA DE PASE)



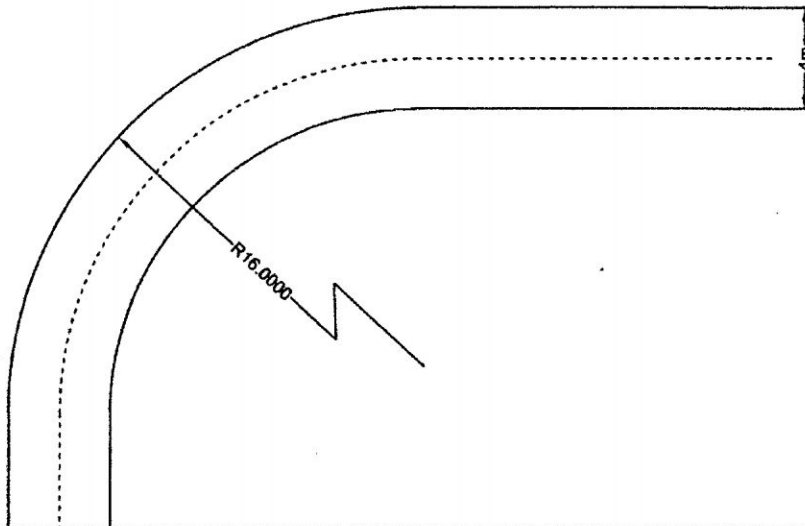
PARA:	MINA			COMPAÑIA MINERA CONDESTABLE S.A.
FIRMA:		DIBUJO :	CARLOS PAUCAR	ESTANDAR ZONA DE PASE VISTA EN PLANTA
FIRMA:		GEOMECANICA :	ROLANDO RUIZ	
FIRMA:		REVISADO :	JOSE PORRAS	
FIRMA:		APROBADO:	DAIN OLIVEROS	
		FECHA:	JUN 11	AREA : PLANAMIENTO E INGENIERIA



Sección Estandar 4x4

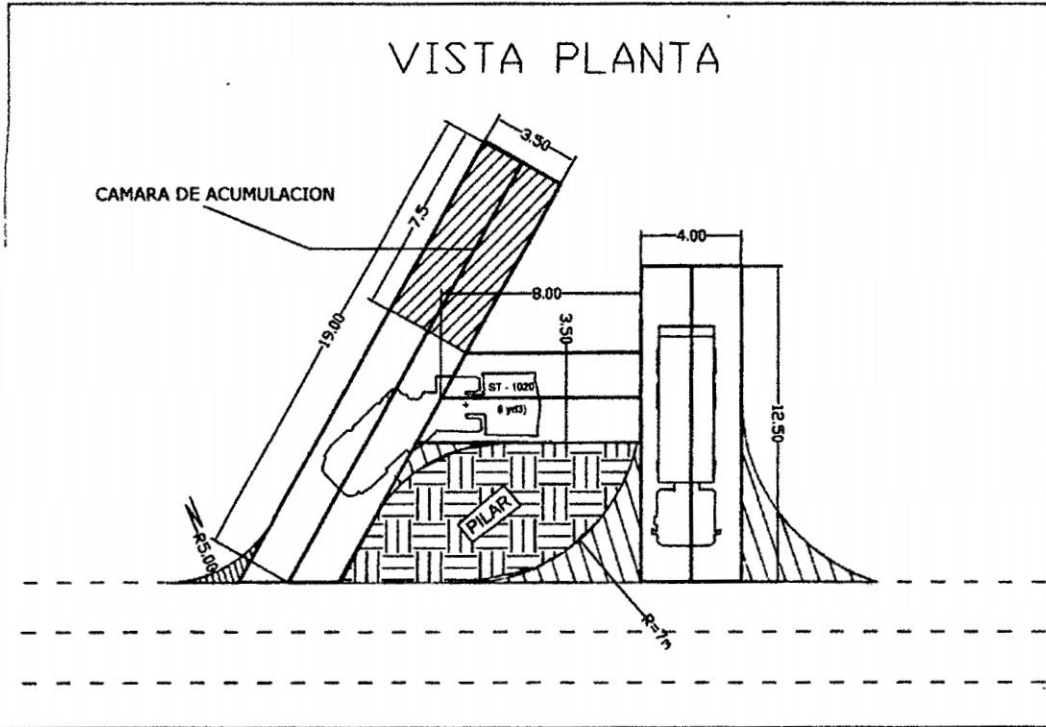


Radio de Curvatura

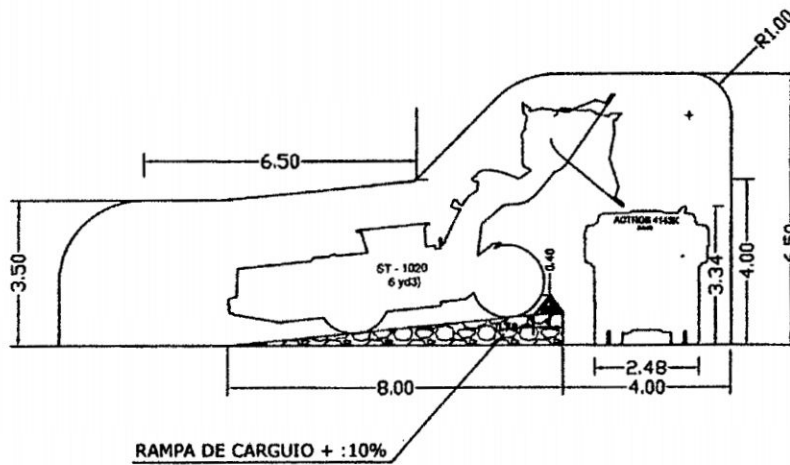


PARA: MINA		COMPANIA MINERA CONDESTABLE S.A.		
FIRMA:	DIBUJO : CARLOS PAUCAR	ESTANDAR		
FIRMA:	GEOMECANICA : ROLANDO RUIZ	SECCION ESTANDAR Y RADIO DE GIRO		
FIRMA:	REVISADO : JOSE PORRAS	4.0 m x 4.0 m		
FIRMA:	APROBADO: RAUL OLIVARES	FECHA: JUN 11	AREA : PLANIAMIENTO E INGENIERIA	

VISTA PLANTA

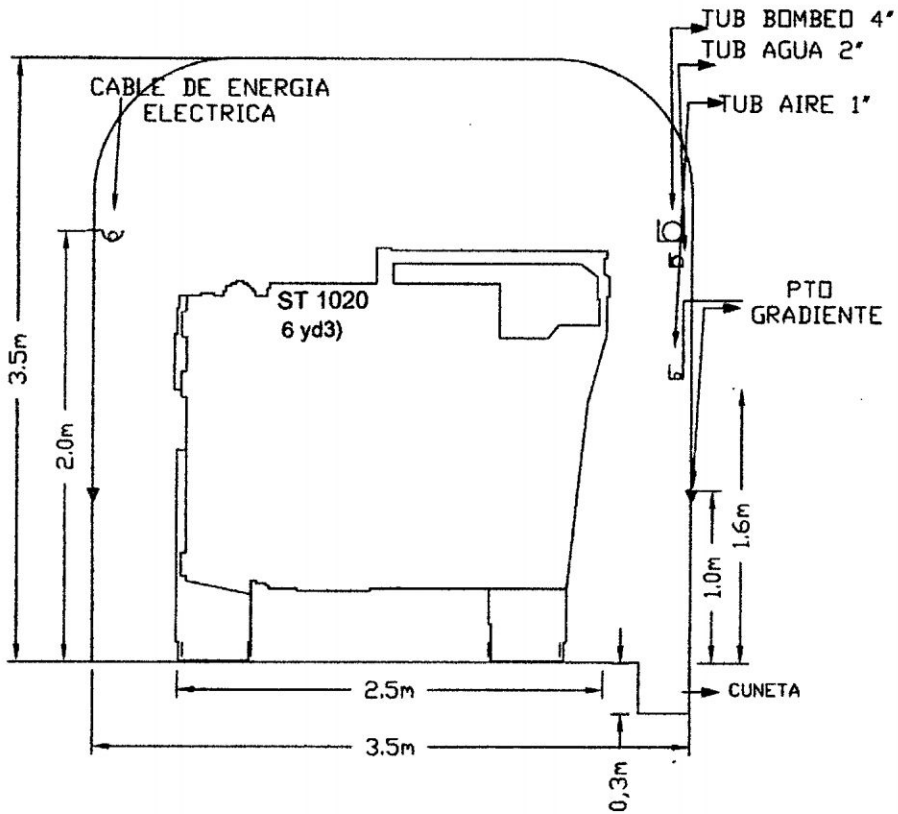


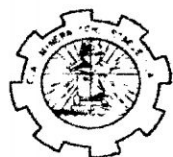
VISTA LONGITUDINAL



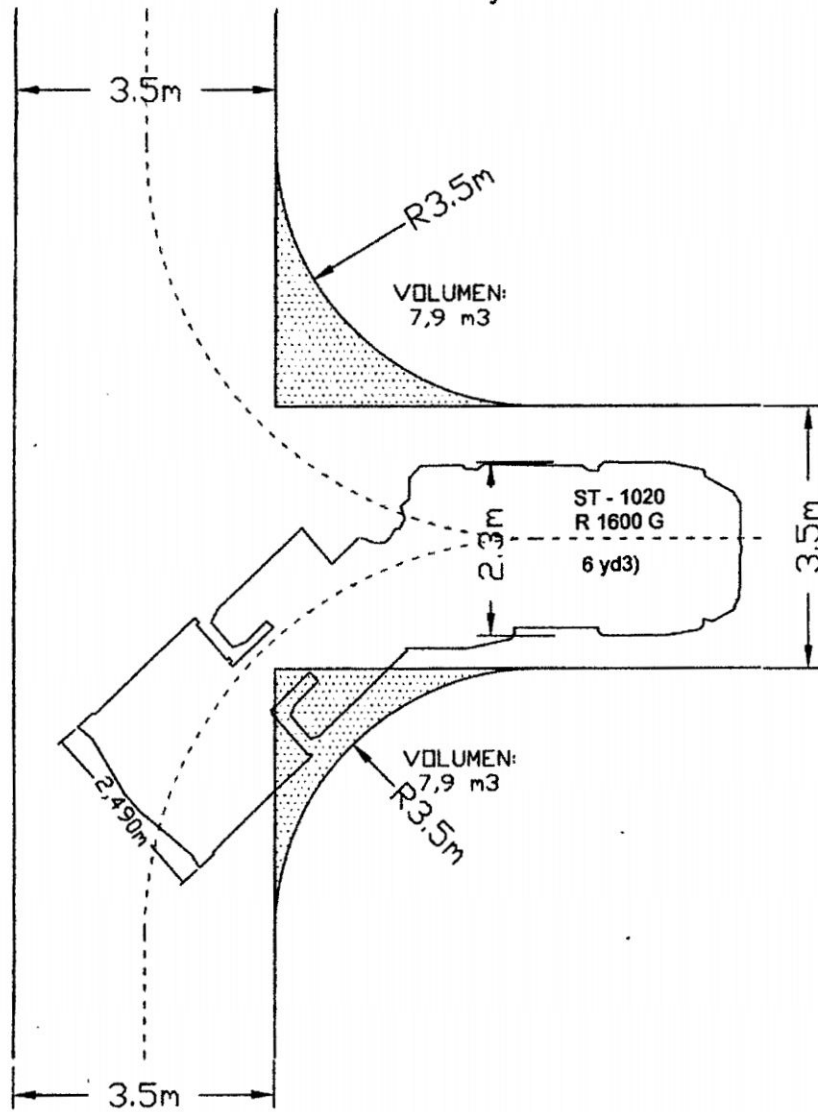
PARA:	MINA	COMPANIA MINERA CONDESTABLE S.A.		
FIRMA:	DIBUJO :	CARLOS PAUCAR	ESTANDAR	
FIRMA:	GEOMECANICA :	ROLANDO RUIZ	CAMARA DE CARGUIO	
FIRMA:	REVISADO :	JOSE PORRAS	CON RAMPA	
FIRMA:	APROBADO:	RAUL OLIVARES	FECHA: JUN 11	

LABOR DE SECCION 3.5x3.5 (SCOOP 6.0 yd3)



PARA:	MINA	<i>COMPAÑIA MINERA CONDESTABLE S.A.</i>		
FIRMA:		DIBUJO :	CARLOS PAUCAR	
FIRMA:		GEOMECANICA :	ROLANDO RUIZ	
FIRMA:		REVISADO :	JOSE PORRAS	
FIRMA:		APROBADO:	RAUL OLIVARES	
		FECHA: JUN 11	AREA : PLANTEAMIENTO E INGENIERIA	

LABOR DE SECCION 3.5x3.0
(SCOOP DE 6 yd³)



PARA:	MINA	COMPANIA MINERA CONDESTABLE S.A.	
FIRMA:		DIBUJO :	ESTANDAR
		CARLOS PAUCAR	RADIOS DE GIRO
FIRMA:		GEOMECANICA :	SECCION : 3.5 m X 3.0m
		ROLANDO RUIZ	
FIRMA:		REVISADO :	
		JOSE PORRAS	
FIRMA:		APROBADO:	FECHA: JUN 11
		RAUL OLIVARES	AREA : PLANAMIENTO E INGENIERIA



ESTADISTICAS MENSUALES DE SEGURIDAD 2014

TABLA: ENERO 2014

DESCRIPCION	MES	ACUMULADO
LESIONES GRAVES	2	2
LESIONES LEVES	3	3
DIAS PERDIDOS	20	20
HORAS HOMBRE	419,861	419,861
INDICE DE FRECUENCIA	4.76	4.76
INDICE DE SEVERIDAD	47.63	47.63
INDICE DE ACCIDENTABILIDAD	0.23	0.23
INCIDENTES SIN DAÑO	1	1
INCIDENTES/ OCURRENCIAS (ACTOS + CONDICIÓN SUB ESTÁNDAR	1400	1400
DAÑO A LA PROPIEDAD	5	5

TABLA: FEBRERO 2014

DESCRIPCION	MES	ACUMULADO
LESIONES GRAVES	1	3
LESIONES LEVES	4	7
DIAS PERDIDOS	41	61
HORAS HOMBRE	417,076	836,937
INDICE DE FRECUENCIA	2.4	3.58
INDICE DE SEVERIDAD	98.30	72.88
INDICE DE ACCIDENTABILIDAD	0.24	0.26
INCIDENTES SIN DAÑO	2	3
INCIDENTES/ OCURRENCIAS (ACTOS + CONDICIÓN SUB ESTÁNDAR	1344	2744
DAÑO A LA PROPIEDAD	1	6

FOTO N° 01: ESTANDAR DE CONTENEDORES DE RESIDUOS SÓLIDOS.

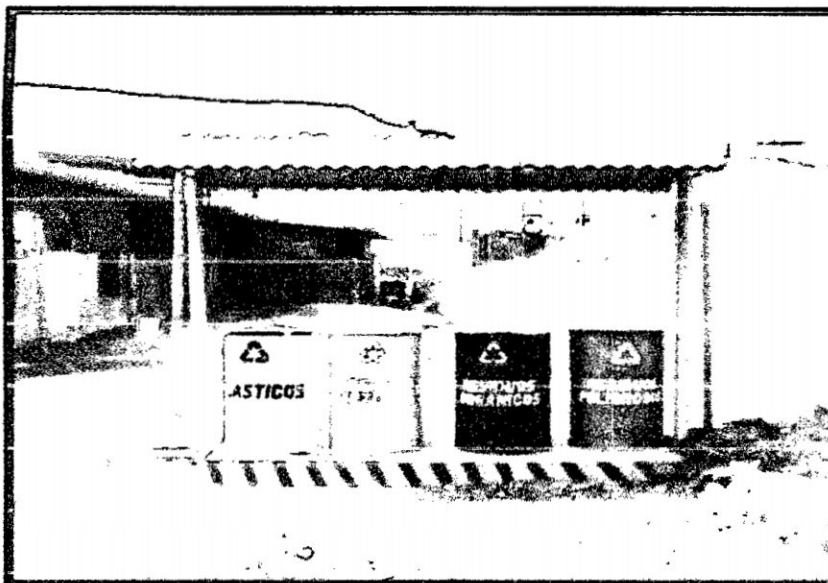
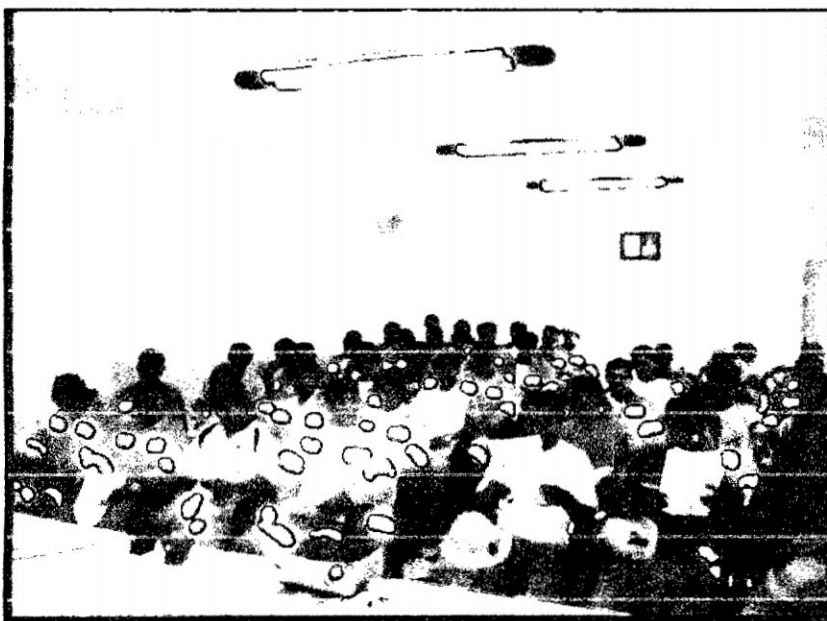


FOTO N° 02: CAPACITACIÓN DEL MANEJO DE RESIDUOS SÓLIDOS



3. Cálculos complementarios para determinar la pendiente

3.1. Cálculo de la pendiente aplicando fórmulas de Cardano

Sea la ecuación cúbica: $aX^3 + bX^2 + cX + d = 0$

$$\text{Donde: } W = \frac{b}{a}; \quad Y = \frac{c}{a}; \quad U = \frac{d}{a}$$

$$p = \frac{-w^2}{3} + Y$$

$$q = \frac{2w^3}{27} - \frac{YW}{3} + U$$

$$Z_1 = \left(\frac{-q}{2} + \sqrt{\frac{q^2}{4} + \frac{p^3}{27}} \right)^{\frac{1}{3}} + \left(\frac{-q}{2} - \sqrt{\frac{q^2}{4} + \frac{p^3}{27}} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$Z_{2,3} = \frac{-Z_1}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{Z_1}{2}\right)^2 + \frac{q}{Z_1}}$$

Finalmente la solución de la ecuación cúbica lo calculamos así

$$X = Z - \frac{w}{3}$$

Para el scoop de 3.5 yd³ se obtuvo la siguiente ecuación de la pendiente (ver pág. 115).

$$\text{PROD} = 199.96 - 40.92 \text{ Pend} + 3.7898 \text{ Pend}^2 - 0.1239 \text{ Pend}^3$$

Donde:

$$Y = \text{PROD.} = 43 \text{ TM/h (dato de la tabla 3.24, pág. 116)}$$

$$X = \text{PENDIENTE}$$

$$43 = 199.96 - 40.92 X + 3.7898X^2 - 0.1239X^3$$

$$- 0.1239X^3 + 3.7898X^2 - 40.92X + 156.96 = 0$$

Calculamos los parámetros de "W", "Y", "U", "p" y "q"

$$W = \frac{3.7898}{-0.1239} = -30.5876$$

$$Y = \frac{-40.92}{-0.1239} = 330.2663$$

$$U = \frac{156.96}{-0.1239} = -1266.8368$$

$$p = \frac{-(-30.5876)^2}{3} + 330.2663 = 18.3992$$

$$q = \frac{2(-30.5876)^3}{27} - \frac{330.2663(-30.5876)}{3} + (-1266.8368)$$

$$q = -2119.8369 + 3367.3512 - 1266.8368 = -19.3225$$

$$Z_1 = \left(\frac{19.3225}{2} + \sqrt{\frac{(-19.3225)^2}{4} + \frac{(18.3992)^3}{27}} \right)^{\frac{1}{3}} + \left(\frac{19.3225}{2} - \sqrt{\frac{(-19.3225)^2}{4} + \frac{(18.3992)^3}{27}} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$Z_1 = 3.0243 + (-2.0279)$$

$$Z_1 = 0.9964$$

$$Z_2 = \frac{-0.9964}{2} + \sqrt{\left(\frac{0.9964}{2}\right)^2 + \frac{(-19.3225)}{0.9964}}$$

$$Z_2 = -0.4982 + \sqrt{0.2482 - 19.3923}$$

$$Z_2 = -0.4982 + 4.3754i$$

$$Z_3 = \frac{-0.9964}{2} - \sqrt{\left(\frac{0.9964}{2}\right)^2 + \frac{(-19.3225)}{0.9964}}$$

$$Z_3 = -0.4982 - \sqrt{0.2482 - 19.3923}$$

$$Z_3 = -0.4982 - 4.3754i$$

Finalmente la solución de la ecuación cúbica lo calculamos así

$$X_1 = Z_1 - \frac{w}{3}$$

$$\text{Reemplazando: } X_1 = 0.9964 - \frac{(-30.5876)}{3}$$

$$X_1 = 11.19\%$$

$$X_2 = Z_2 - \frac{w}{3}$$

Reemplazando:

$$X_2 = -0.4982 + 4.3754i - \frac{(-30.5876)}{3}$$

$$X_2 = 9.6977 + 4.3754i$$

$$X_3 = Z_3 - \frac{w}{3}$$

Reemplazando:

$$X_3 = -0.4982 - 4.3754i - \frac{(-30.5876)}{3}$$

$$X_3 = 9.6977 - 4.3754i$$

3.2. Cálculo de la pendiente aplicando el software Mathcad.



cálculo complementario para determinar la pendiente aplicando Mathcad

$$-0.1239 \cdot x^3 + 3.7898 \cdot x^2 - 40.92 \cdot x + 156.96 \xrightarrow{\text{solve, } x} \begin{bmatrix} 11.191677246484475485 \\ 9.6979466874922255341 + 4.3753394510794208933i \\ 9.6979466874922255341 - 4.37533945107942i \end{bmatrix}$$

La solución de la ecuación es: $x = 11.19\%$

EL PROGRAMA NOS DA LA SOLUCION DE LA ECUACION CUBICA