

UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE DEL
MINERAL MARGINAL EN LA CANCHA N°35 – PLANTA PRE
CONCENTRADORA, UNIDAD MINERA SAN RAFAEL – MELGAR
PUNO”

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

BACH. KATHERIN VARGAS FLORES

ASESOR:

ING. EDMUNDO ALARCON CACERES

CUSCO - PERÚ

2019



DEDICATORIA

A mis padres Saúl y Margarita, por ser los pilares fundamentales en todo lo que soy, por las enseñanzas y por su apoyo incondicional para lograr todos mis objetivos y metas deseadas.



AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por estar siempre conmigo en cada paso que realizo y a la Empresa Stracon GyM por darme la oportunidad de formar parte de su grupo humano



Presentación

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería, Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, con la finalidad de optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas, presento ante usted la tesis titulada “MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE DE MINERAL MARGINAL EN LA CANCHA N°35 - PLANTA PRE CONCENTRADORA, UNIDAD MINERA SAN RAFAEL-MELGAR PUNO”, trabajo de investigación que tiene por finalidad optimizar la flota de equipos de carguío y transporte, describiendo y analizando a su vez los procesos empleados para lograr mejoras en la operación, reduciendo costos y al mismo tiempo alcanzando una mayor rentabilidad para la empresa.

La Alumna



RESUMEN

Las operaciones que demandan mayor cantidad de inversión en minería superficial son los de carguío y transporte, es por ello que muchas empresas especializadas son contratadas para realizar estas operaciones. Estas empresas trabajan bajo contratos con los titulares mineros, para los cuales realizan un presupuesto según el servicio a ejecutar. La precisión del contrato es de vital importancia ya que permite la asignación de recursos para determinado servicio, además que un mal presupuesto podría ocasionar millonarias pérdidas para la contratista.

Frente a lo expuesto y queriendo generar valor al mineral económico de baja ley almacenado en la Cancha N°35 ubicado en las instalaciones de la unidad minera San Rafael, se contrata los servicios de una empresa especializada para realizar el movimiento de mineral y desmonte en superficie.

De esta forma la presente tesis, denominada "Mejoramiento del sistema de carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 - Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael - Melgar Puno", surge con la necesidad de aportar nuevas alternativas para optimizar la flota de equipos y contribuir a reducir costos dentro de las operaciones de carguío y transporte.

El hecho de mejorar el sistema de carguío y transporte, es por la sencilla razón de que al tener una óptima elección de equipos de movimiento de materiales, nos garantice una producción diaria, mensual y anual acorde a los requerimientos de la planta concentradora, cumpliendo de esta manera con las metas de producción planeadas.

La presente tesis se desarrolla en base a un estudio de tiempos, con la finalidad de identificar las demoras operativas y no operativas en el sistema de carguío y transporte, para lograr evaluar el rendimiento de los equipos y a raíz de ello calcular el número óptimo de unidades para la flota de equipos, generando con ello un beneficio útil y minimizando costos para la empresa. El cual con mayor detalle se apreciará a lo largo del avance de esta tesis.



ABSTRACT

The operations that demand the greatest amount of investment in surface mining are those of freight and transportation, which is why many specialized companies are hired to carry out these operations. These companies work under contracts with the mining owners, for which they make a budget according to the service to be executed. The accuracy of the contract is of vital importance as it allows the allocation of resources for a given service, and a bad budget could cause millions of losses for the contractor.

Faced with the above and wanting to generate value to the low-grade economic mineral stored in Cancha N°35 located at the San Rafael mining unit, the services of a specialized company are hired to perform the movement of ore and dismantle on the surface.

In this way, the present thesis, called "Improvement of the system of loading and transport of marginal ore in Cancha N°35 - Pre Concentrator Plant, San Rafael Mining Unit - Melgar Puno", arises with the need to provide new alternatives to optimize the fleet of equipment and contribute to reduce costs within freight and transport operations.

The fact of improving the loading and transportation system, is for the simple reason that by having an optimal choice of material movement equipment, we guaranteed a daily, monthly or annual production according to the requirements of the concentrator plant, complying with this way with the planned production goals.

This thesis is developed based on a study of times, in order to identify the operational and non-operational delays in the loading and transportation system, in order to evaluate the performance of the equipment and as a result calculate the optimal number of units for the equipment fleet, thereby generating a useful benefit and minimizing costs for the company. Which in greater detail will be appreciated throughout the progress of this thesis.



INDICE

RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
CAPÍTULO I	10
ASPECTOS GENERALES DEL MARCO METODOLOGICO	10
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	10
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	11
1.2.1. PROBLEMA GENERAL	11
1.2.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS	11
1.3. JUSTIFICACION DEL ESTUDIO	12
1.4. ALCANCES	12
1.5. OBJETIVOS	13
1.5.1. OBJETIVO GENERAL	13
1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	13
1.6. HIPOTESIS	13
1.6.1. HIPOTESIS GENERAL	13
1.6.2. HIPOTESIS ESPECIFICOS	13
1.7. OPERACIONALIZACION DE VARIABLES	14
1.8. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	15
1.8.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION	15
1.8.2. POBLACION Y MUESTRA	15
1.8.2.1. Población	15
1.8.2.2. Muestra	15
1.9. MATRIZ DE CONSISTENCIA	16
CAPÍTULO II	18
MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION	18
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION	18
2.2. BASES TEORICAS	19



2.2.1. MOVIMIENTO DE TIERRAS	19
2.2.1.1. Densidad	21
2.2.1.2. Expansión	21
2.2.1.3. Comprensibilidad	21
2.2.2. SELECCIÓN DE EQUIPOS	22
2.2.3. SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE	23
2.2.3.1. Tiempo del ciclo total	24
2.2.3.2. Variables en el sistema de carguío	29
2.2.3.3. Variables en el sistema de transporte	31
2.2.3.4. Parámetros operacionales en el sistema carguío y transporte	33
2.2.3.5. Dimensionamiento de la flota de equipos	42
2.2.4. COSTOS Y PRESUPUESTOS EN MOVIMIENTO DE TIERRA	44
2.2.4.1. Presupuesto	44
2.2.4.2. Costo	44
2.2.5. COSTO HORARIO DE LA MAQUINARIA	47
2.2.5.1. Componentes para el cálculo del costo horario de posesión	48
2.2.5.2. Calculo del costo horario de posesión o gasto fijo	49
2.2.5.3. Calculo del costo horario de operación o gasto variable	52
2.2.5.4. Calculo del costo horario total	56
CAPÍTULO III	57
DESCRIPCION GENERAL DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL	57
3.1. AMBITO GEOGRÁFICO	57
3.1.1. UBICACIÓN	57
3.1.2. ACCESIBILIDAD	58
3.1.3. FISIOGRAFIA Y TOPOGRAFIA	59
3.1.4. CLIMA Y METEREOLOGIA	60
3.1.5. HIDROGRAFIA	60
3.1.6. CURSOS DE AGUA SUBTERRÁNEA	61
3.1.7. FLORA Y FAUNA	61



3.1.8.	PROPIEDAD MINERA	62
3.2.	GEOLOGIA	62
3.2.1.	GEOLOGIA REGIONAL	62
3.2.2.	GEOLOGIA LOCAL	64
3.2.2.1.	Formación Sandia	64
3.2.2.2.	Rocas Intrusivas	64
3.2.3.	GEOLOGIA DEL YACIMIENTO	65
3.2.4.	ESTATIGRAFIA REGIONAL Y LOCAL	67
3.2.5.	GEOLOGIA ESTRUCTURAL	68
3.2.6.	GEOLOGIA ECONOMICA	70
3.2.6.1.	Mineralización y Paragénesis	70
3.2.6.2.	Recursos y reservas de mineral	72
3.3.	DIAGNOSTICO ACTUAL DE MINA	74
3.3.1.	ORGANIGRAMA GENERAL UNIDAD MINERA SAN RAFAEL	75
3.4.	METODO DE EXPLOTACION	77
3.4.1.	“SUB LEVEL STOPING” TRANSVERSAL	77
3.4.2.	“SUB LEVEL STOPING” LONGITUDINAL	78
3.4.3.	BENCH AND FILL STOPING (AVOCA)	79
3.5.	OPERACIONES MINA	80
3.5.1.	SECUENCIA DE MINADO	80
3.5.2.	CICLO DE MINADO	81
3.5.2.1.	Perforación	81
3.5.2.2.	Voladura	84
3.5.2.3.	Sostenimiento	86
3.5.2.5.	Transporte	88
3.5.2.6.	Relleno	92
3.5.2.7.	Ventilación	93
3.5.2.8.	Depósito de desmonte Larancota	93
3.5.2.9.	Depósito de mineral marginal Cancha N°35	94



3.6. PROCESO PRODUCTIVO	97
3.6.1. PLANTA CONCENTRADORA	97
3.6.2. PLANTA PRE CONCENTRADORA	100
CAPITULO IV	102
EVALUACION DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE	102
4.1. GENERALIDADES	102
4.2. CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095-2016	103
4.2.1. ASPECTOS GENERALES	103
4.2.2. OBJETIVO DEL SERVICIO	103
4.2.3. DESCRIPCION DEL SERVICIO	104
4.2.3.1. Alcance	104
4.2.3.2. Cuantificación	104
4.2.4. OBLIGACIONES DEL LOCADOR	104
4.2.4.1. Descripción de los equipos requeridas para los trabajos	104
4.2.4.2. Velocidades dentro de la mina	105
4.2.5. PRESUPUESTO DEL CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095-2016	105
4.3. STRACON GyM	107
4.3.1. MISIÓN Y VISIÓN	107
4.3.2. SELECCIÓN Y DISTRIBUCION DE EQUIPOS PARA EL CUMPLIMIENTO DEL PLAN DE PRODUCCIÓN CONTRACTUAL	107
4.3.2.1. Programa de producción contractual	107
4.3.2.2. Selección de equipos	110
4.3.2.3. Distribución de equipos por frentes de trabajo	115
4.4. ANALISIS DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE	117
4.4.1. ANALISIS DEL SISTEMA DE CARGUIO	117
4.4.1.1. Costo del equipo de carguío	119
4.4.2. ANALISIS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE	121
4.4.2.1. Análisis del avance productivo Octubre 2016 – Enero 2017	121



4.4.2.2. Evaluación, recopilación y cálculo de datos para el nuevo dimensionamiento de flota de equipos de transporte.....	125
4.4.2.3. Costo del equipo de transporte.....	158
4.4.2.4. Análisis del avance productivo Marzo 2017 – Abril 2017	160
CAPITULO V.....	165
PROPUESTA DE MEJORA Y ANALISIS DE COSTOS EN EL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE	165
5.1. INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS PARA EL MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUÍO Y TRANSPORTE	165
5.1.1. MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUIO.....	165
5.1.2. MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE	166
5.1.3. NUEVA SELECCIÓN Y ASIGNACIÓN DE EQUIPOS PARA EL CUMPLIMIENTO DEL PLAN DE PRODUCCIÓN CONTRACTUAL	168
5.2. PROPUESTA DE MEJORA PARA EL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE	170
5.2.1. PRESUPUESTO DEL CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095- Adenda N°01.....	170
5.2.2.1. Cálculo del número de volquetes por ruta	172
5.2.2.2. Costos del equipo de carguío y transporte.....	174
5.3. ANALISIS DE RESULTADOS.....	176
5.3.1. ANALISIS DE PRESUPUESTOS.....	176
5.3.1. ANALISIS DE CURVA S	178
5.3.2. ANALISIS DE VENTAS	180
CONCLUSIONES.....	181
RECOMENDACIONES	183
BIBLIOGRAFIA.....	184
ANEXOS.....	186



INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Operaciones Básicas en Movimiento de Tierras	20
Figura 2.2: Fases del movimiento de tierras.....	22
Figura 2.3: Ciclo de carguío	27
Figura 2.4: Ciclo de transporte	29
Figura 2.5: Coeficiente de rodadura según la pendiente.....	32
Figura 3.1: Ubicación y acceso a la Unidad Minera San Rafael.....	58
Figura 3.2: Mapa Geológico Regional Unidad Minera San Rafael	63
Figura 3.3: Mapa Geológico Local Unidad Minera San Rafael.....	65
Figura 3.4: Sección Transversal Unidad Minera San Rafael	66
Figura 3.5: Columna Estratigráfica Unidad Minera San Rafael	68
Figura 3.6: Geología Estructural Unidad Minera San Rafael.....	69
Figura 3.7: Sección longitudinal-Veta San Rafael mostrando mineralización. .	70
Figura 3.8: Etapas de Mineralización Unidad Minera San Rafael	72
Figura 3.9: Ubicación tiempo real Cancha N°35 Unidad Minera San Rafael....	75
Figura 3.10: Secuencia de Minado en “Sub Level Stoping” Transversal.	77
Figura 3.11: Métodos de Minado “SLS” Longitudinal y Transversal	78
Figura 3.12: Método de Minado Bench & Fill Stoping (Avoca)	79
Figura 3.13: Equipo de Perforación Simba S7D.....	82
Figura 3.14: Equipo de Perforación Boomer T1D.....	83
Figura 3.15: Equipo de Perforación Sima H-157	83
Figura 3.16: Equipo de Perforación Raptor 44 XP	84
Figura 3.17: Carguío de Taladros en Vetas	85
Figura 3.18: Carguío de Taladros Largos.....	85
Figura 3.19: Sistema de alimentación por el Scooptram a los Orepas –FXM	87
Figura 3.20: Sistema de alimentación por el Scooptram a los Volquetes FMX	87
Figura 3.21: Vista Isométrica donde muestra la rampa principal hacia la C35.	88
Figura 3.22: Sección típica de la Rampa Principal 4523	89
Figura 3.23: Vista general de Cancha N°35 y Cancha N°2.5	90
Figura 3.24: Parrilla de Pre Concentración y Cancha N°2.5.....	90
Figura 3.25: Pilas de evacuación - Planta de Pre Concentrado	91
Figura 3.26: Deposito de Desmonte Larancota	94
Figura 3.27: Deposito de Desmonte Cancha N°35.....	96



Figura 4.1: Cancha N°35	103
Figura 4.2: Rutas de transporte – Cancha N°35.....	109
Figura 4.3: Camión Volvo FMX 8x4R	110
Figura 4.4: Dimensiones camión Volvo FMX 8x4R	111
Figura 4.5: Cargador Frontal Caterpillar 966H	112
Figura 4.6: Dimensiones Cargador Frontal Caterpillar 966H.....	112
Figura 4.7: Distribución de equipos por frentes de trabajo – Cancha N°35....	116
Figura 4.8: Distribución de rumas en la Cancha N°2.5.....	118
Figura 4.9: Cancha N°35, avancé hasta Enero 2017	121
Figura 4.10: Frente de evacuación de mineral y desmonte – Planta Pre Concentrado.....	126
Figura 4.11: Equipos parados- Cancha N°35	127

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Tiempos de posicionamiento en el punto de carguío según condición de operación y tipo de descarga.	26
Tabla 2.2: Tiempos de posicionamiento y descarga según tipo de descarga y condiciones de operación.....	29
Tabla 2.3: Factor de Eficiencia	34
Tabla 2.4: Factor de Eficiencia	35
Tabla 2.5: Factor de carga según tipo de material.	39
Tabla 3.1: Ruta de accesibilidad a la Unidad Minera San Rafael.....	58
Tabla 3.2: Relación de propiedades mineras de Minsur S.A.....	62
Tabla 3.3: Total de Recursos Medidos + Indicados e Inferidos UM SanRafael	73
Tabla 3.4: Total de Reservas Probada + Probable Unidad Minera San Rafael	74
Tabla 3.5: Características de Perforación en la Unidad Minera San Rafael.....	81
Tabla 4.1: Descripción del tonelaje a transportar en el Pre Concentrado	104
Tabla 4.2: Descripción de equipos de soporte para el Pre Concentrado	105
Tabla 4.3: Desglose del precio contractual - Partidas	106
Tabla 4.4: Programa de Producción mensual y diaria promedio	108
Tabla 4.5: Especificaciones Técnicas camión Volvo FMX 8x4R	110
Tabla 4.6: Especificaciones Técnicas Cargador Frontal Caterpillar 966H.....	113
Tabla.4.7: Tarifa del equipo de carguío.....	119
Tabla 4.8: Planilla de costo del equipo de carguío	120



Tabla 4.9: Nueva producción contractual planeada	144
Tabla.4.10: Tarifa del equipo de transporte.....	158
Tabla 4.11: Planilla de costo del equipo de transporte.....	159
Tabla 5.1: Desglose del precio contractual – Partidas – Adenda N°01	171
Tabla 5.2: Planilla de Costo del equipo de carguío	175
Tabla 5.3: Planilla de Costo del equipo de transporte	175

INDICE DE CUADROS

Cuadro 4.1: Master de equipos de transporte	111
Cuadro 4.2: Master de equipos de carguío	113
Cuadro 4.3: Master de equipos de auxiliares	113
Cuadro 4.4: Master general de equipos – Proyecto San Rafael.....	114
Cuadro 4.5: Distribución de equipos por frentes de trabajo	115
Cuadro 4.6: Control de producción (Oct16 -Ene17)	124
Cuadro 4.7: Recopilación de datos – Ruta A0.....	129
Cuadro 4.8: Recopilación de datos – Ruta B0.....	130
Cuadro 4.9: Recopilación de datos – Ruta C0	131
Cuadro 4.10: Recopilación de datos – Ruta D0	132
Cuadro 4.11: Recopilación de datos – Ruta E0.....	133
Cuadro 4.12: Recopilación de datos – Ruta F0.....	134
Cuadro 4.13: Recopilación de datos – Ruta G0	135
Cuadro 4.14: Detalle del cálculo del ciclo total por ruta.....	136
Cuadro 4.15: Tiempos promedios considerados en la zona de evacuación de la Planta de Pre Concentrado	140
Cuadro 4.16: Detalle del cálculo de numero de volquetes por ruta	157
Cuadro 4.17: Planilla de Control de producción (Oct16 -Jul17).....	161
Cuadro 4.18: Análisis de costos no cubiertos por menor	164
Cuadro 5.1: Características generales del nuevo equipo de carguío	166
Cuadro 5.2: Costo total mensual del equipo de carguío.....	166
Cuadro 5.3: Características de los nuevos equipos de transporte	167
Cuadro 5.4: Costo en exceso por equipos de transporte	167
Cuadro 5.5: Nuevo master de equipos.....	168
Cuadro 5.6: Nueva distribución de equipos por frentes de trabajo.....	169
Cuadro 5.7: Detalle del cálculo de numero de volquetes por ruta	173



Cuadro 5.8: Presupuesto de transporte para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01	176
Cuadro 5.9: Presupuesto de equipos de línea amarilla para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01.....	177
Cuadro 5.10: Presupuesto de Gastos generales, Movilización y Desmovilización para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01	177
Cuadro 5.11: Presupuesto total para CON-SR-095 & CON-SR-095 - Adenda 01	178

INDICE DE GRAFICOS

Grafico 2.1: Curva S.....	37
Grafico 4.1: Movimiento de material – Oct16	122
Grafico 4.2: Movimiento de material – Nov16.....	122
Grafico 4.3: Movimiento de material – Dic16.....	123
Grafico 4.4: Movimiento de material – Ene17.....	123
Grafico 4.5: Curva S.....	125
Grafico 4.6: Curva S.....	162
Grafico 5.1 : Curva S para el contrato CON-SR-095 – Adenda N°01.....	179
Grafico 5.2: Curva S para el contrato CON-SR-095.....	179
Grafico 5.4: Ventas durante el contrato CON-SR-095 – Adenda N°01	180
Grafico 5.3: Ventas durante el contrato CON-SR-095.....	180

INDICE DE DIAGRAMAS

Diagrama 2.1: Proceso del cálculo de la flota de transporte	43
Diagrama 2.2: Costo Horario de la Maquina	48
Diagrama 3.1: Organigrama general Unidad Minera San Rafael	76
Diagrama 3.2: Circuito de alimentación y evacuación de mineral y desmonte - Planta de Pre Concentrado	92
Diagrama 3.3: Circuito de Planta Concentradora – San Rafael	99
Diagrama 3.4: Circuito de Planta Pre Concentradora – C35 – San Rafael	101



CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DEL MARCO METODOLOGICO

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Unidad minera San Rafael se solicita implementar el nuevo sistema de Pre Concentración para tratar el Mineral Marginal almacenado en la desmontera Cancha N°35 permitiendo obtener un mineral con una ley apropiada que contribuya a incrementar la producción de finos de estaño (Sn) al ser adicionado al procesamiento de la planta existente.

Consecuentemente el movimiento de mineral y desmonte en superficie es una de las operaciones que genera mayores gastos, debido a que no se tiene una buena estimación en el cálculo de flotas, esto se debe a que no se aplica una correcta utilización de los controles técnicos operacionales (producción, productividad, rendimientos y disponibilidad), lo que genera un excesivo gasto en las operaciones unitarias de carguío y transporte.

En el sistema de carguío y transporte no se tiene una óptima elección del dimensionamiento de la flota de equipos, lo que provoca la disminución de su



productividad y el aumento de costos; así mismo, no se toma en consideración las aleatoriedades propias del proceso de carguío en un determinado punto.

Por otra parte, la congestión de volquetes Volvo FMX 8x4R durante la alimentación a la Planta de Pre Concentración y su posterior evacuación, genera efectos negativos en los costos mínimos de transporte, debido a que se tienen elevados costos en términos de tiempos muertos, que son generados por la espera en cola, y presentando al mismo tiempo restricciones de rendimiento en el sistema de carguío y transporte.

Finalmente, en el sistema de carguío y transporte se tienen diferentes tipos de demoras operativas y no operativas, mostrando como resultado un bajo rendimiento de cada equipo; generando un incremento en los costos a lo largo del proyecto y una reducción de utilidades que a la larga generaran pérdidas para la empresa

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿Cómo mejorar el sistema de carguío y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, para optimizar el dimensionamiento de flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS

- 1) ¿Cuáles son las causas para que se tenga un deficiente dimensionamiento de la flota de equipos de carguío y transporte en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno?
- 2) ¿Cuáles son los efectos de los tiempos muertos durante el carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno?
- 3) ¿Cuáles son las consecuencias del deficiente sistema de carguío y transporte en los costos de carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno?



1.3. JUSTIFICACION DEL ESTUDIO

Durante las operaciones en la Unidad Minera San Rafael, el mineral de baja ley (mineral marginal) extraído viene siendo almacenado en el depósito de Desmonte Cancha N°35, que está localizada en la superficie frente a las oficinas principales de Minsur, en una zona cercana al sistema de Pre-concentración.

Debido a ello el presente trabajo de investigación se justifica por analizar, mediante estudios, el beneficio que implica mejorar el sistema de carguío y transporte, permitiendo así optimizar el dimensionamiento de flota de equipos de carguío y transporte; y asimismo ayudar a incrementar la productividad y reducir el costo de los equipos en la empresa Stracon GyM.

La importancia del trabajo puede resumirse en los siguientes aspectos:

- Desde el punto de vista empresarial, significa una contribución para obtener mayor rentabilidad a un menor costo.
- Desde el punto de vista económico, permite analizar la estructura de los costos y la importancia que significa utilizar controles técnicos operacionales en el sistema de carguío y transporte de material.
- Desde el punto de vista académico, contribuye con la información bibliográfica, en un tema que constantemente constituye una parte fundamental en la optimización del dimensionamiento de una flota de equipos de carguío y transporte.

1.4. ALCANCES

El estudio tiene como alcance mejorar el sistema de carguío y transporte de mineral marginal, el cual es un causante indirecto del incremento de costos debido al bajo rendimiento de los equipos, generando paralizaciones imprevistas en los frentes de trabajo, los cuales se observan con frecuencia durante la alimentación a la planta de Pre concentración y su posterior evacuación, con la ejecución de controles técnicos operacionales se podrá generar una optimización del dimensionamiento de la flota de equipos de carguío y transporte, el cual ayudara a la empresa a minimizar uno de los problemas fundamentales del incremento de costos de carguío y transporte, es por eso la importancia de esta investigación para la empresa Stracon GyM S.A.



1.5. OBJETIVOS

1.5.1. OBJETIVO GENERAL

Mejorar el sistema de carguío y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, para optimizar el dimensionamiento de flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.

1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- 1) Determinar las causas que genera el deficiente dimensionamiento de la flota de equipos de carguío y transporte en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.
- 2) Evaluar los efectos de los tiempos muertos durante el carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.
- 3) Analizar las consecuencias del deficiente sistema de carguío y transporte en los costos de carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.

1.6. HIPOTESIS

1.6.1. HIPOTESIS GENERAL

Mejorando el sistema de carguío y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, se optimizara el dimensionamiento de la flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.

1.6.2. HIPOTESIS ESPECIFICOS

- 1) Evaluando en forma sistemática el ciclo de carguío y transporte de mineral marginal, se optimizará el dimensionamiento de flota de equipos de carguío y transporte en la Cancha N°35 - Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael - Melgar Puno.



- 2) Aplicando el modelo de teoría de colas, se eliminarán los tiempos muertos durante el carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 - Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael - Melgar Puno.
- 3) Identificando los sobrecostos del sistema de carguío y transporte, se reducirán los costos de carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 - Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael - Melgar Puno.

1.7. OPERACIONALIZACION DE VARIABLES

Variable	Dimensión	Indicador	Unidades
1. INDEPENDIENTE.			
	Controles Técnicos Operacionales	<ul style="list-style-type: none">➤ Tiempos muertos➤ Flota de equipos➤ Costos de carguío y transporte	<ul style="list-style-type: none">▪ Tiempo de carguío (min)▪ Tiempo de transporte (min)▪ Tiempo del ciclo Total (min)▪ Producción (tn/día)▪ Productividad(hr/día)▪ Rendimientos (Ton-km/hr)▪ Precio Unitario-transporte (\$/tn-km).▪ Precio Unitario-carguío (\$/hr).▪ Valorización (\$)
2. DEPENDIENTE.	Optimización del sistema de carguío y transporte	<ul style="list-style-type: none">➤ Carguío y transporte	<ul style="list-style-type: none">▪ Peso de mineral (Ton)▪ Distancia de transporte (km)



1.8. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

1.8.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACION

El presente trabajo de investigación tiene un tipo de investigación cuantitativo por los datos numéricos a utilizar en la toma de datos durante el análisis en campo.

Conforme a la naturaleza del estudio de la investigación, reúne por su nivel las características de un estudio: Explicativo porque busca identificar las causas que genera un deficiente dimensionamiento de flota de equipos de carguío y transporte ante la falta de aplicación de controles técnicos operacionales, ya en una segunda instancia será del nivel Analítico porque analizara la relación que exista entre las variables empleadas en dicha investigación (optimización en función a reducción de costos).

1.8.2. POBLACION Y MUESTRA

1.8.2.1. Población

Constituye toda el área de la Desmontera Cancha N°35 donde los equipos de carguío y transporte emplean el movimiento de mineral y desmonte en la Unidad Minera San Rafael –MINSUR.

1.8.2.2. Muestra

Constituye el total de equipos de transporte Camión VOLVO FMX 8x4 y el total de equipos de carguío Cargador Frontal CAT 966H de la empresa Stracon GyM.

$$N = 12$$

Para el respectivo estudio tal muestra será calculado mediante la siguiente formula:

$$n = \frac{N\sigma^2 Z^2}{(N-1)e^2 + \sigma^2 Z^2}$$

Donde:

n = Tamaño de la muestra.

N = Tamaño de la población.



σ = Desviación estándar de la población que, generalmente cuando no se tiene su valor, suele utilizarse un valor constante de 0,5.

Z = Valor obtenido mediante niveles de confianza. Es un valor constante que, si no se tiene su valor, se lo toma en relación al 95% de confianza equivale a 1,96 (como más usual) o en relación al 99% de confianza equivale 2,58, valor que queda a criterio del investigador.

e = Límite aceptable de error muestra que, generalmente cuando no se tiene su valor, suele utilizarse un valor que varía entre el 1% (0,01) y 9% (0,09), valor que queda a criterio del encuestador.

Para nuestra investigación se usaron los siguientes datos:

N: tamaño población 12

Z: 1.96 (nivel de confianza)

e: emplearemos 0.05 de error muestra

Remplazando en la formula tenemos:

$$n = \frac{12 * 0.5^2 * 0.95^2}{(12 - 1) 0.05^2 + 0.5^2 * 0.95^2} = 10.69$$

$$n = 11$$

Este es el número total de equipos de carguío y transporte que entraron en estudio en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.

1.9. MATRIZ DE CONSISTENCIA



PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES
<p>GENERAL: ¿Cómo mejorar el sistema de carga y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, para optimizar el dimensionamiento de la flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno?</p> <p>ESPECIFICOS:</p> <ol style="list-style-type: none"> ¿Cuáles son las causas para que se tenga un deficiente dimensionamiento de la flota de equipos de carga y transporte en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno? ¿Cuáles son los efectos de los tiempos muertos durante el carga y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno? ¿Cuáles son las consecuencias del deficiente sistema de carga y transporte en los costos de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno? 	<p>GENERAL: Mejorar el sistema de carga y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, para optimizar el dimensionamiento de la flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.</p> <p>ESPECIFICOS:</p> <ol style="list-style-type: none"> Determinar las causas que genera el deficiente dimensionamiento de la flota de equipos de carga y transporte en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. Evaluar los efectos de los tiempos muertos durante el carga y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. Analizar las consecuencias del deficiente sistema de carga y transporte en los costos de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. 	<p>GENERAL: Mejorando el sistema de carga y transporte de mineral marginal con la aplicación de controles técnicos operacionales, se optimizará el dimensionamiento de la flota de equipos en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno.</p> <p>ESPECIFICOS:</p> <ol style="list-style-type: none"> Evaluando en forma sistemática el ciclo de carga y transporte de mineral marginal, se optimizará el dimensionamiento de la flota de equipos de carga y transporte en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. Aplicando el modelo de teoría de colas, se eliminarán los tiempos muertos durante el carga y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. Identificando los sobrecostos del sistema de carga y transporte, se reducirán los costos de carga y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35 – Planta Pre Concentradora, Unidad Minera San Rafael – Melgar Puno. 	<p>INDEPENDIENTES:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ Controles Técnicos Operacionales <p>DEPENDIENTE:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ Optimización del Sistema de carga y transporte. 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Tiempos muertos <ul style="list-style-type: none"> ▪ Tiempo de carga (min) ▪ Tiempo de transporte (min) ▪ Tiempo del ciclo Total (min) ➤ Flota de equipos <ul style="list-style-type: none"> ▪ Producción (tn/día) ▪ Productividad (hr/día) ▪ Rendimientos (Ton-km/hr) ➤ Costos de carga y transporte <ul style="list-style-type: none"> ▪ Precio Unitario-transporte (\$/tn-km). ▪ Precio Unitario-carga (\$/hr). ▪ Valorización (\$)
				<ul style="list-style-type: none"> ➤ Carga y transporte <ul style="list-style-type: none"> ▪ Peso de mineral (Ton) ▪ Distancia a transporte (km)



CAPÍTULO II

MARCO TEORICO DE LA INVESTIGACION

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

Los siguientes trabajos de investigación brindaran gran referencia para la elaboración del presente trabajo de investigación debido a que comparten un objetivo común, que es el de buscar alternativas de mejora en el sistema de carguío y transporte.

- "Modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto: análisis de prioridades de atención según rendimiento". Pontificia Universidad Católica de Chile (2013), Daniel Esteban Rodríguez. Objetivo general: Estudiar los beneficios que podría traer la utilización de prioridades de atención en el proceso de carga de camiones en minería a cielo abierto, cuando la flota de transporte disponible es heterogénea en términos de capacidad, y por consecuencia, en costos operacionales. Conclusión: Propone un modelo analítico que permite dimensionar la flota de transporte para el proceso de carguío y transporte en minería a cielo abierto. Este modelo mejora el estado de la práctica, donde se utiliza comúnmente el método del factor de acoplamiento (MFA) o en inglés Match Factor.



- "Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto". Pontificia Universidad Católica del Perú (2010), Manuel Arturo Vidal Loli. Objetivo general: Medir, comparar y analizar para el periodo de producción de la mina superficial la cantidad idónea de camiones y la relación correcta con las palas, teniendo como variables los tiempos de ciclo, y las distancias, para evitar que exista tiempos muertos en ambos equipos. Conclusión: Para controlar cualquier actividad ésta debe de ser medida, es así que esta tesis demuestra que es factible medir las operaciones del ciclo de transporte y en base a ese cálculo obtener el número adecuado de camiones para la operación.

- "Mejoramiento continuo en la gestión del ciclo de acarreo de camiones en minería a tajo abierto en Antamina, Cerro verde, Toquepala, Cuajone, Yanacocha, Alto chicama, Las bambas, Cerro corona, Antapacay y Pucamarca". Universidad Nacional de Ingeniería (2015) Ing. Gerardo William Mauricio Quiquia. Objetivo general: Analizar e implementar algunos ítems para optimizar y reducir el tiempo de espera de camiones de acarreo en zona de carguío y descarga en mina a tajo abierto. Conclusión: Las oportunidades que se presentan por tener datos y cálculos de KPIs en tiempo real, brindan muchas posibilidades para la operación. El sistema de despacho (dispatch) presenta herramientas muy potentes para la gestión de la información.

2.2. BASES TEORICAS

2.2.1. MOVIMIENTO DE TIERRAS

Movimiento de Tierras está definido como el conjunto de actuaciones a realizarse en un terreno de forma manual o de forma mecánica para la ejecución de una obra.

Según Cruzat (2014), los conocimientos que se requieren para la ejecución económica y eficiente de obras de movimiento de tierra constituyen una ciencia. Donde su finalidad es alterar, en provecho del hombre y las características topográficas de un lugar.

En el movimiento de tierras la característica fundamental es mover más tierra en un tiempo determinado y a un mínimo costo por metro cúbico, en otras









palabras se trata de la relación: “Producción/Costos vs Máquina”. Entonces es necesario considerar 2 aspectos fundamentales:

- La producción de las máquinas
- Los costos de las máquinas

Según Cherné (2015) menciona que, en movimiento de tierra es necesario realizar las siguientes actividades:

- Excavar
- Cargar
- Transportar
- Descargar

Figura 2.1: Operaciones Básicas en Movimiento de Tierras

EXCAVACION	CARGA	TRANSPORTE	DESCARGA
EN BANCÓ 1,0  VOLADA 2,0 		1,25 a 1,50	MACHAQUEO PRIMARIO  TRITURACION  1,30 a 1,40  1,20 a 1,30

Fuente: Construcciones Industriales - Juan Cherné Tarilonte

Toda obra de excavación presenta dificultades y problemas, al remover la tierra ciertas características de las materias que la constituyen cambian, estos cambios dependen de las propiedades de los componentes. Lo primordial para estos trabajos no es conocer la naturaleza del material, sino sus propiedades físicas. Lo que desea saber es lo siguiente:

- El grado de facilidad al excavar y cargar un material determinado, in situ.
- El grado de facilidad al excavar y cargar un material determinado, suelto.
- El grado de facilidad al manipular y cargar un material determinado.
- El grado de facilidad al transportar y descargar un material determinado.

Según Cruzat (2014), son tres las características que se debe conocer respecto al movimiento de tierras:



2.2.1.1. Densidad

La densidad del material a moverse corresponde al peso por metro cúbico del material a transportar. Determinado este valor es posible evaluar el rendimiento de un equipo determinado. Expresándose de la siguiente manera:

$$\sigma: \text{Densidad de un material} = \text{Peso/Metro Cubico}$$

La densidad afecta incluso la eficiencia en los viajes, maniobras y acarreo de las máquinas, notándose finalmente en los rendimientos de las mismas y en la productividad.

2.2.1.2. Expansión

Es el aumento de volumen que se produce en un material al excavarlo. Es expresado a través de un determinado porcentaje de aumento de volumen.

Cuando se excava un material, normalmente se fractura en partículas menores que no pueden volver a ajustarse entre sí, al igual que en su estado natural. Dando lugar a la existencia de “huecos” en el material, causando el aumento de su volumen llamado “Esponjamiento”. Este concepto puede expresarse de la siguiente manera:

$$\text{Esponjamiento (\%)} = \frac{V_{\text{suelto}} - V_{\text{banco}}}{V_{\text{banco}}} \times 100$$

Donde:

- V_{suelto} : Volumen de material suelto (m^3)
- V_{banco} : Volumen de material en banco (m^3)

2.2.1.3. Comprensibilidad

Es la reducción porcentual de volumen entre los estados en banco y compacto con relación al estado en banco. La tierra suelta puede comprimirse de acuerdo a varios medios mecánicos. Lo usual, es que la tierra se apisone a mayor densidad de la que generalmente tiene en su estado natural.

$$\text{Comprensibilidad (\%)} = \frac{V_{\text{banco}} - V_{\text{compacto}}}{V_{\text{banco}}} \times 100$$

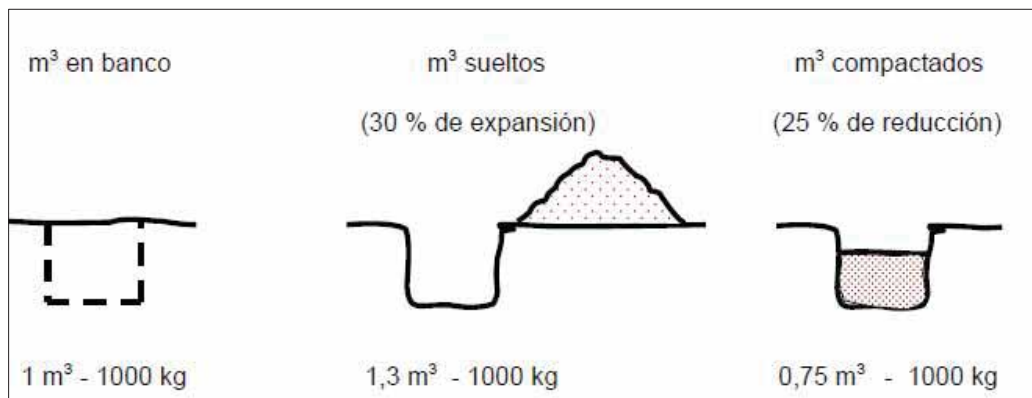


Donde:

- $V_{compacto}$: Volumen del material compacto (m^3)
- V_{banco} : Volumen de material en banco (m^3)

En la siguiente figura se muestra las tres fases típicas del movimiento de tierras.

Figura 2.2: Fases del movimiento de tierras



Fuente: Manual de carguío y transporte – Alejandro Cruzat Gallardo

Debe aclarar que la disminución de volumen referente al material compactado es en relación a la densidad que tenía en el terreno (banco), y no respecto a la densidad cuando estaba suelto.

2.2.2. SELECCIÓN DE EQUIPOS

Según Mallqui (2018), en cualquier trabajo de movimiento de materiales, lo primero es efectuar el reconocimiento de los materiales a manipular y establecer el contexto general del trabajo. Posteriormente se pasa a la etapa de selección de los equipos aplicables a ese trabajo y su selección.

En un plan de selección de equipos, es importante la determinación básica y el progreso económico de una empresa. Una selección apresurada o indebida origina una disminución en su capital y por lo tanto una disminución en la disponibilidad de dinero para emprender proyectos de inversión más rentables.

Entonces la selección de equipos es un proceso de tecnología y toma de decisiones que conlleva el conocimiento de sus especificaciones, funciones, rendimientos, requerimientos, costos, entre otros.



Esta selección debe tener en cuenta tres puntos fundamentales:

- La maquinaria prima debe tomar en cuenta el diseño y la geometría del trabajo a realizar, para lograr mayor producción/productividad, así como mayor seguridad.
- A mayor inversión en una máquina, corresponde generalmente un menor costo operativo y viceversa.
- La maquinaria debe asegurar durante su vida útil, un trabajo para el que fue diseñado. Para esto debe suministrarse un mantenimiento programado.

2.2.3. SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE

El sistema de carguío y transporte constituyen la principal operación en una faena minera, estas operaciones unitarias son responsables del movimiento de mineral o desmonte, involucrando el mayor costo, debido a su carácter dinámico y continuo.

El carguío, fundamentalmente, consiste en extraer el material acopiado desde el frente de operación por el equipo de carguío para luego ser depositado en el equipo de transporte, por lo cual se requiere de un área de trabajo en donde ambos equipos puedan operar sin problemas. Posteriormente, el transporte consiste en trasladar el material a un punto final de destino de acuerdo a sus características, el estéril a los botaderos, el mineral de baja ley a los acopios de mineral de alta ley, entre otros.

Según Arrau (2016), esta operación se puede acomodar a la siguiente secuencia:

- Preparación de la zona de trabajo.
- Posicionamiento de equipos.
- Retiro del material acumulado desde el frente de trabajo.
- Traspaso del material al equipo de transporte dispuesto para el traslado.
- Transporte del material a su lugar de destino (Planta, acopio y botaderos)
- Descarga del material.
- Retorno del equipo de transporte al punto de carguío.

Esta secuencia es cumplida hasta que se haya retirado el total de material.



El hecho de redundar en el sistema de carguío y transporte, es por la sencilla razón de que una óptima elección de los equipos de movimiento de material nos garantizará una producción diaria, mensual o anual acorde a los requerimientos de la planta concentradora, cumpliendo de esta manera con las metas de producción fijadas. Al mismo tiempo mejorar la seguridad de los trabajadores y la productividad de los equipos frente a la fluctuación de los costos y cambios en los precios de las materias primas en el mercado, convirtiéndose en prioridad para las operaciones en nuestro país y en el mundo entero.

Es por esto que al momento de realizar el diseño preliminar de un “sistema de carguío y transporte”, es imperiosamente necesario efectuar un acabado estudio de todas las variables que serán parte de este sistema, tales como:

2.2.3.1. Tiempo del ciclo total

Cruzat (2014) menciona que, en cualquier trabajo de movimiento de material, las máquinas se adaptan a un ciclo de trabajo determinado. En este ciclo están incluidas las operaciones de carga, transporte, descarga y retorno al lugar original, incluyendo además el tiempo ocupado en maniobras realizadas en esta operación. El tiempo de ciclo total es el que invierte una máquina para llevar a cabo todas estas operaciones.

En cuanto a la evaluación de la productividad o costos es necesario conocer el tiempo requerido de un ciclo total. Por entonces el tiempo de ciclo está compuesto por tiempos fijos y tiempos variables.

a) Tiempos variables

Los tiempos variables corresponden a los tiempos de viaje cargado y viaje descargado. Los tiempos de viaje de los camiones cargados y descargados son denominados variables porque además de depender de las condiciones de trabajo, varían a lo largo de la operación debido a la variación de las características de las rutas según la longitud de los tramos a recorrer, las pendientes, la velocidad que en éstos se desarrolle, curvas y paradas (Salazar, 2017).



i. Tiempo de transporte

El Transporte, es la acción de trasladar el material desde un punto a otro. El tiempo de transporte está definido por el peso del equipo y las condiciones de la vía. Si no existieran restricciones por condiciones laborales o por seguridad, la velocidad de transporte dependerá de la pendiente del camino, de la calidad y del peso del equipo de transporte y su carga.

Se considera el tiempo de transporte como:

$$\textit{Tiempo de transporte} = \textit{Tpo. Viaje Ida} + \textit{Tpo. Viaje Retorno}$$

$$\textit{Tiempo de Transporte} = \frac{\textit{Distancia}}{\textit{Velocidad Ida}} + \frac{\textit{Distancia}}{\textit{Velocidad Vuelta}}$$

Dónde:

- Tiempo de viaje de ida: Es el tiempo de viaje donde el camión cargado se desplaza desde la zona de carguío hacia la zona de descarga a través de una ruta designada.
- Tiempo de viaje de retorno: Es el tiempo de viaje donde el camión vacío o descargado se desplaza desde la zona de descarga hacia la zona de carguío, este tiempo varía en función a la distancia.

b) Tiempos fijos

Los tiempos fijos son los que invierte una máquina, durante el ciclo, en todo aquello que no sea tiempo de viaje de ida y viaje de retorno, solo Incluye el tiempo para cargar, descargar y maniobrar en el curso del trabajo. Todos estos tiempos fijos se mantiene constante desde el inicio de la operación hasta su culminación, sea cual sea la distancia de transporte o viaje. Como tiempos fijos se consideran al tiempo de posicionamiento, tiempo de carguío y tiempo de estacionamiento y descarga (Salazar, 2017).

$$\textit{Tiempos fijos} = \textit{Tpo. Posicionamiento} + \textit{Tpo. Carguío} + \textit{Tpo. Estacionamiento y Descarga}$$



i. Tiempo de posicionamiento

Es el tiempo necesario para disponer del camión en el lugar de carguío. Se considera como el tiempo empleado durante la acción de desplazar el camión desde el punto de inicio de la ruta hacia el costado del equipo de carguío, en posición de carga, estos tiempos también dependen del tipo de equipo de transporte y de las condiciones de trabajo. A continuación, se presenta una tabla con valores referenciales.

Tabla 2.1: Tiempos de posicionamiento en el punto de carguío según condición de operación y tipo de descarga.

Tiempo según tipo de descarga (min)			
Condición de Operación	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.15	0.15	0.15
Promedio	0.50	0.30	0.50
Desfavorables	1.00	0.50	1.00

Fuente: Costos de Carga y Transporte en Minería Superficial - Javier Salazar Ipanaque

Salazar (2017) menciona que, el posicionamiento descuidado en el punto de carguío es una práctica que puede causar grandes pérdidas en tiempo de operación. Un buen posicionamiento de los camiones permite reducir el tiempo de maniobra del cucharón del equipo de carguío y aumentar así su productividad.

Los camiones debieran posicionarse exactamente bajo la trayectoria del cucharón del equipo de carguío, de manera que no se requiera, por parte del operador del equipo de carguío, de un ajuste en el radio (mediante un cambio en el ángulo del brazo del cucharón).

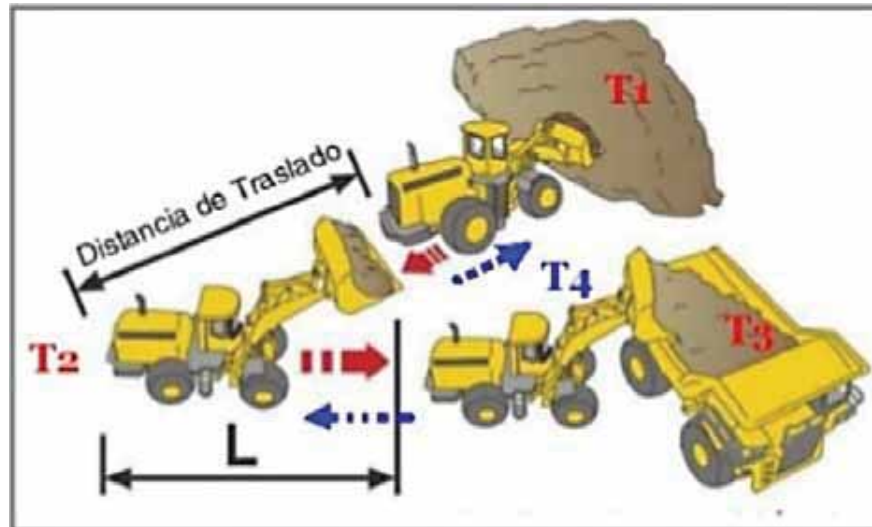
ii. Tiempo de Carguío

El tiempo que se necesita para llenar un camión, depende de la distancia mínima del frente de acopio de material y del volquete, de acuerdo a las condiciones de trabajo y de las dimensiones de los equipos, este tiempo involucra el tiempo de llenado del cucharón, el desplazamiento con el cucharón llenado, la descarga (vaciado del cucharón) y el retorno al punto de carguío.

$$\text{Ciclo de carguío} = \text{Tpo. de carga del cucharón} + \text{Tpo. de desplaz. cargado} \\ + \text{Tpo. de descarga del cucharón} + \text{Tpo. de desplaz. descargado}$$



Figura 2.3: Ciclo de carguío



Fuente: <https://slideplayer.es/slide/12955320/>

Ahora el tiempo de carguío depende del número de pases necesarios para llenar la capacidad de la unidad de transporte. Normalmente se llama “pase” a la acción unitaria de cargar material, por lo tanto el ciclo total de carguío, es el número de pases necesarios que tienen un tiempo determinado. El número de pasadas para cargar un camión se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Numero de pases} = \frac{\text{Capacidad del Volquete (m3, tn)}}{\text{Capacidad de la cuchara (m3, tn)}}$$

Se considera al tiempo de carguío, desde el instante en que el cucharón del equipo de carguío comienza la primera descarga del material realizando así el primer pase, hasta la última descarga de material que realiza el equipo de carguío sobre el camión.

El tiempo de carguío requerido por pase se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Tpo. de carguío} = \text{Tpo. primer pase} + \text{Tpo. pases siguientes}$$

Dónde:

- Tiempo del primer pase: Es el tiempo invertido donde el cucharón del equipo de carguío realiza la primera descarga de material sobre el camión.



- **Tiempo de pases siguientes:** Este tiempo es considerado desde el tiempo del primer desplazamiento del equipo de carguío con el cucharón vacío (punto de entrega – punto de acopio), luego el tiempo utilizado por el equipo de carguío para llenar su cucharón con el material, seguidamente el tiempo para que el equipo de carguío se desplace con el cucharón cargado (punto de acopio- punto de entrega) y finalmente el tiempo en el que el cucharón del equipo de carguío deje caer la última descarga de material al 100% sobre el camión.

$$Tpo. pases siguientes = (Num. Pase - 1) \times Tpo. prom. pases siguientes$$

Este tiempo depende adicionalmente, de la habilidad del operador del equipo de carguío al momento de cargar el material en el menor tiempo posible, de la habilidad del operador del camión al momento de realizar las maniobras de retroceso y estacionamiento y de las condiciones del área de carguío.

Se debe considerar que los factores como el tipo de material a ser cargado, condiciones físicas de la operación y eficiencia de los operadores influyen en la productividad de los equipos de carguío.

iii. Tiempo de estacionamiento y descarga

El tiempo de estacionamiento inicia con el desplazamiento del camión desde el punto final de la ruta de transporte hasta la zona de descarga, incluyendo la maniobra de posicionamiento.

El tiempo de descarga consiste en vaciar la carga de la tolva del camión, considerando que comienza desde el inicio del levantamiento de la tolva y finaliza cuando la tolva regresa a su posición inicial, (Salazar, 2017).

Estos tiempos dependen del tipo de descarga del equipo y de las condiciones de trabajo y, como referencia, se tiene los valores en la siguiente tabla.



Tabla 2.2: Tiempos de posicionamiento y descarga según tipo de descarga y condiciones de operación.

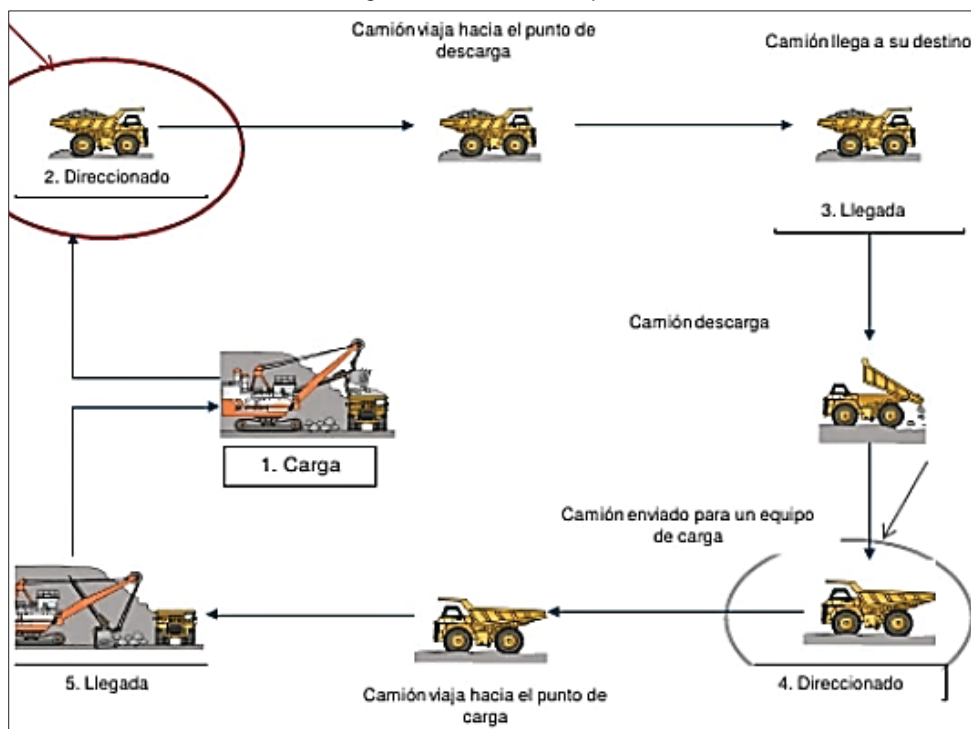
Tiempo según tipo de descarga (min)			
Condición de Operación	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.30	1.00	0.70
Promedio	0.60	1.30	1.00
Desfavorables	1.50	1.50 - 2.00	1.50

Fuente: Costos de Carra y Transporte en Minería Superficial - Javier Salazar Ipanaque

En la siguiente figura se muestra el circuito del ciclo total en el que invierte una máquina para llevar a cabo las operaciones de carguío y transporte.

$$\text{Ciclo total} = \text{Tpo. de carguio} + \text{Tpo. de viaje Ida} + \text{Tpo. de estacionamiento y descarga} + \text{Tpo. de viaje Retorno} + \text{Tpo. de posicionamiento}$$

Figura 2.4: Ciclo de transporte



Fuente: Costos de Carga y Transporte en Minería Superficial - Javier Salazar Ipanaque

2.2.3.2. Variables en el sistema de carguío

Según Salazar (2017), el sistema de carguío está determinada por las siguientes variables:



a) Densidad in-situ

Está definida por la densidad del material antes de ser excavado o sometido algún otro método de fragmentación. La densidad corresponde al peso de un volumen determinado de material que hay que transportar, esta densidad será un factor primordial en la ejecución del trabajo ya que ayuda a medir el peso de la carga removida. Conocido este valor es posible evaluar el rendimiento de un equipo determinado.

b) Factor de esponjamiento

Factor de esponjamiento, esta descrito como el incremento fraccional del volumen del material que ocurre cuando está fragmentado y ha sido sacado de su estado natural y depositado en un sitio no confinado, puede expresarse como un porcentaje o como una fracción decimal. El esponjamiento de un determinado material depende, de la homogeneidad del material disparado, de la forma del recipiente (tolva), características mecánicas del material (densidad, coherencia, humedad, formas de las partículas, entre otros). Calculándose:

$$1 + \text{Factor de esponjamiento} = \frac{\text{Densidad insitu}}{\text{Densidad suelta}}$$

c) Factor de llenado

Factor de llenado es un ajuste de la capacidad de llenado del cucharón de los equipos de carguío, se expresa como fracción decimal y corrige la capacidad del balde al volumen que realmente puede mover, dependiendo de su ángulo de reposo y de las características del material, como también de la habilidad del operador del equipo para efectuar la maniobra de llenado del cucharón. Es decir:

$$\text{Factor de llenado} = \frac{\text{Volumen cargado}}{\text{Volumen del contenedor}} \times 100\%$$

d) Capacidad del cucharón

La capacidad del cucharón de la unidad de carguío está en función a la cantidad de material apilado por cargar, el ciclo de carguío, las características del material apilado (tamaño, dureza y abrasión) y el



“mach factor”, que es la compatibilidad de equipo de carguío con el equipo de transporte. La relación general entre tasa de producción, duración del ciclo y capacidad es bastante simple y puede establecerse como:

$$Capacidad = \frac{Produccion\ requerida}{Tiempo\ ciclo}$$

e) Metodología de carguío

Esta variable depende del diseño del área de carguío y el equipo en evaluación. Por eso una de las mayores ventajas por su movilidad en áreas estrechas y la posibilidad de manejar grandes volúmenes de material, se asigna al Cargador frontal como equipo de carguío, ya que además este equipo permite mayor flexibilidad en la producción pues puede desplazarse con rapidez y relativamente fácil de un frente de trabajo a otro.

2.2.3.3. Variables en el sistema de transporte

Según Salazar (2017), el sistema de transporte está determinada por las siguientes variables:

a) Capacidad de Carga

Se define como la capacidad de material que puede cargar un camión por viaje, esta capacidad real o útil estará dada por las características del material cargado y la habilidad del operador del equipo de carguío. Los camiones tienen una capacidad nominal de carga dada por el fabricante, que está dado por el peso del chasis y la tolva estándar. El cálculo de la capacidad de carga de cada camión de la flota está dado por la producción requerida, el equipo de carguío y las distancias de transporte.

b) Longitud de la ruta

Es la medida lineal en metros de la distancia de la ruta o segmentos de la ruta a evaluar. Esta longitud está trazada desde el frente de carguío hasta la zona de descarga. Las rutas de transporte son dinámicas, es decir varían constantemente en la medida que la explotación del tajo va progresando.



c) Resistencia de la Pendiente

Es el esfuerzo de tracción necesario para sobreponerse a la gravedad y permitir el ascenso del vehículo en una vía con pendiente positiva (es decir, una vía que asciende). Por ejemplo, un camino con pendiente de un 10 %, significa que por cada 100 metros horizontales se asciende 10 metros. Como resultado de la pendiente, una componente de la fuerza gravitacional estará en contra o a favor del movimiento del camión. Cuando un vehículo sube una pendiente debe vencer una fuerza de resistencia debido a la fuerza de gravedad, pero cuando baja por dicha pendiente la fuerza de gravedad ayuda al movimiento.

d) Resistencia a la rodadura

La resistencia a la rodadura es el resultado de la fuerza friccional que ocurre entre los neumáticos del camión y la superficie de la ruta de transporte. Esta es tangente a los neumáticos del camión, ósea es paralelo a la superficie de tierra, y actúa en la dirección opuesta al movimiento del camión. Cuanto mayor es el peso del camión, mayor es la resistencia a la rodadura.

Esta resistencia se expresa como porcentaje del componente del peso del camión perpendicular a la superficie de la ruta. El componente perpendicular del peso del camión varía dentro del perfil del transporte en función a la pendiente de la ruta y a la carga útil del camión.

Figura 2.5: Coeficiente de rodadura según la pendiente.



Fuente: Costos de Carga y Transporte en Minería Superficial - Javier Salazar Ipanaque

La velocidad determina el tiempo de viaje de un camión. La velocidad del camión dependerá de muchos factores tales como el sistema de frenos y las características de rendimiento de motor, la resistencia a la



rodadura y la pendiente. Otros factores son la seguridad, clima, visibilidad, entre otros.

La mayor parte de las operaciones determinaran límites de velocidad en variadas situaciones, a fin de asegurar las condiciones operacionales. El trasladarse pendiente abajo y cargado o aquellas intersecciones de caminos son ejemplos de áreas en las cuales es necesario disminuir la velocidad.

Existen dos motivos por los cuales las velocidades están limitadas:

- Las características del camión varían entre modelos, debido a que el motor posee una capacidad de potencia característica.
- Las velocidades restringidas del camión, que son asignadas por motivos de seguridad. Estas son establecidas para que garanticen que el operador pueda mantener el control del vehículo, gestionar el tránsito o castigar la velocidad a la que puede trabajar el motor frente a una resistencia total desfavorable.

2.2.3.4. Parámetros operacionales en el sistema de carguío y transporte

a) Producción

En la mayoría de las aplicaciones de movimiento de tierras y manejo de materiales, la producción de una maquina se calcula multiplicando el número de ciclos en una hora por la cantidad de material (carga) movido, entonces podemos definir a la producción o rendimiento como la cantidad de material movido por hora. El objetivo de la producción es mover grandes cantidades de material al Costo más bajo posible.

Cruzat (2014) menciona que, una vez que se establezca la duración del ciclo, calculando el tiempo fijo y el tiempo variable, se puede determinar el número de viajes por hora:

$$\text{Ciclos por hora} = \frac{60}{\text{Tiempo de ciclo en minutos}}$$



Conociendo el número de ciclos por hora, se puede calcular la producción por hora.

$$\text{Produccion Teorica (Tn/hr)} = \frac{\text{Tn}}{\text{Ciclo}} \times \frac{\text{N}^{\circ} \text{ de ciclos}}{\text{hora}}$$

Sin embargo, la realidad en el movimiento de materiales es otra, esto por la simple razón de que nadie trabaja 60 minutos en cada hora. Existen varios factores que afectan el tiempo de trabajo de una máquina y/o hombre.

Por lo tanto, se debe reconocer que las fórmulas de cálculos anteriores logran cifras que expresan resultados de carácter teórico.

La relación entre los minutos trabajados y los 60' de una hora es lo que se denomina eficiencia horaria, tiempo productivo o factor operacional (operating factor), también conocido como factor de rendimiento de trabajo, básicamente este factor representa las pérdidas de rendimiento del equipo las cuales están en función directa con las condiciones de la máquina, de la adaptación que se tenga para cierto trabajo y las condiciones de la obra, (Cherné, 2015).

Al estimar la producción, el factor de eficiencia en el trabajo es uno de los elementos más dificultoso, pues depende de factores humanos, de parte de la administración y de los operadores; tales como la experiencia, la dedicación y la habilidad. Como también dependen de las fallas de las máquinas, del grado de disponibilidad de repuestos y de la atención técnica, (Cruzat, 2014).

Ahora dado que los hombres y las maquinas no trabajan 60 minutos en cada hora, se debe aplicar un coeficiente de eficiencia en los cálculos de producción, como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 2.3: Factor de Eficiencia

Horas Efectivas de Trabajo	Factor de Eficiencia
50 min./hora	0.83
45 min./hora	0.75
40 min./hora	0.67

Fuente: Manual de Carguio y Transporte - Alejandro Cruzat G.



Otros alcances sobre la eficiencia:

Tabla 2.4: Factor de Eficiencia

CONDICIONES DE TRABAJO	ORGANIZACIÓN DE OBRA		
	Buena	Promedio	Mala
Buenas	0.90	0.75	0.60
Promedio	0.80	0.65	0.50
Malas	0.70	0.60	0.45

Fuente: Construcciones Industriales - Juan Cherné Tarilonte

De tal forma, se puede encontrar un resultado más preciso con la siguiente expresión:

$$\text{Produccion Efectiva} \left(\frac{Tn}{hr} \right) = \text{Produccion Teorica} \left(\frac{Tn}{hr} \right) \times \text{Factor de Eficiencia}$$

Los rendimientos de un conjunto de máquinas, son una base sólida que aporta información valiosa para los procesos de planeación, estimación de costos y control, y así mismo mejora los presupuestos y cotizaciones, dando un ajuste a los cronogramas de actividades ligadas a los movimientos de material.

i. Cálculo del Rendimiento en Equipos de Carguío

Los cargadores frontales son equipos de carguío, que operan sobre neumáticos, accionadas por mando hidráulico, diseñadas para excavaciones en terrenos flojos y carga de materiales sueltos, como también para realizar trabajos de apoyo (servicios).

Es uno de los equipos más utilizados en construcción hoy en día. Muy conocido por su extrema versatilidad y capacidad de carga útil, aparte de tener autonomía y buen rendimiento, esta máquina realiza múltiples tareas a bajo costo, y es utilizado principalmente en el manejo de material.

Para hallar el rendimiento de un cargador frontal debe estimarse primero los tiempos de ciclo y la capacidad del cucharón, para seguidamente aplicar la siguiente fórmula:

$$\text{Rendimiento} \left(\frac{m^3}{hr} \right) = \frac{60 \times Q \times K \times E}{T \times Fv}$$



Dónde:

Q: Capacidad nominal del cucharón

K: Factor de llenado del cucharón

E: Factor de rendimiento de trabajo (Factor de eficiencia)

T: Tiempo de un ciclo (minutos)

F.V: Factor de abundamiento

ii. Cálculo del Rendimiento en Equipos de Transporte

El camión volquete, también conocido como camión basculante o bañera, diseñado para el movimiento de tierras y el acarreo de materiales en general. Este equipo consta de una tolva para su descarga, la cual realiza mediante gravedad o de forma hidráulica.

Estas grandes unidades fueron creadas para transportar ingentes cantidades de materiales y reducir los costos por tonelada en el transporte, permitiendo así acelerar los tiempos de ciclo y aumentar al máximo la productividad en toda obra.

Para hallar el rendimiento de los camiones, debe aplicarse la siguiente fórmula:

$$\text{Rendimiento} \left(\frac{m^3}{hr} \right) = \frac{60 \times Vc \times Fe}{Tc}$$

Dónde:

Vc: Capacidad de la tolva del camión en m³ o tn.

Fe: Factor de Capacidad de eficacia de la máquina, está en función de la experiencia del conductor y estado de la misma, tipo de tierras a transportar y estado del terreno. Varía entre el 70 y 80%.

Tc: Tiempo del ciclo en minutos.

b) Curva S

La Curva S es una representación gráfica del avance acumulado del proyecto en función del tiempo y sirve para comparar el avance real con el avance esperado de la producción. El avance puede ser expresado en porcentaje o en unidades (monetarias, HH, entre otros).

Se le denomina Curva S debido a que la gráfica toma forma de “S” a medida que se va representando los valores acumulados en el eje de

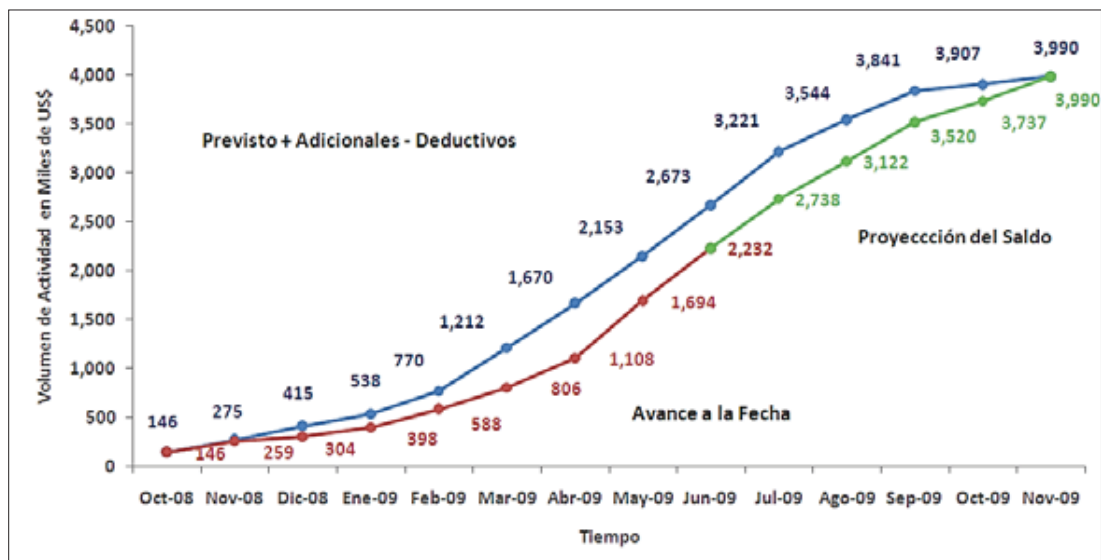


tiempo. El objetivo de la Curva S es poder realizar la comparación del avance real versus el avance previsto. La Curva S NO controla las variaciones del monto contractual.

Detalle de la curva:

- El avance acumulado previsto está graficado para todo el proyecto con base en los avances mensuales presupuestados previstos en el cronograma general para el alcance previsto actualizado del proyecto.
- El avance acumulado real se va graficando mes a mes según se va registrando.
- El avance acumulado proyectado incluye la provisión de adicionales por aprobar. Se representa gráficamente desde el mes actual hasta el fin del proyecto.

Grafico 2.1: Curva S



Fuente: Control de gestión de proyectos – Graña y Montero

Beneficios:

- Permite identificar si es que el proyecto se encuentra adelantado o retrasado según lo esperado.
- Permite realizar un seguimiento al avance acumulado real del proyecto.
- Permite analizar tendencias de comportamiento del proyecto.
- Y todo lo anteriormente detallado permite realizar una adecuada toma de decisiones preventivas ó correctivas.



Puntos a considerar:

- Si la curva del avance real se encuentra por encima de la curva del avance previsto, significa que el proyecto se encuentra más adelantado de lo esperado.
- Si por el contrario, la curva de avance real se encuentra por debajo de la curva de avance previsto, significa que el proyecto se encuentra retrasado con respecto a lo esperado.
- Para que esto se cumpla es importante que las actividades a controlar sean las mismas y los montos totales a ejecutar se encuentren actualizados en la curva de avance previsto.
- Las gráficas de las curvas de avance real y avance proyectado deben encontrarse una a continuación de otra y no superpuesta o desfasada.

c) Productividad

Implica la mejora del proceso productivo, lo que significa una comparación favorable entre la cantidad de recursos utilizados y la cantidad de bienes y servicios producidos.

En este contexto la productividad puede alcanzarse rápidamente en la medida que logremos reducir el tiempo del ciclo de las operaciones del proceso de carguío y transporte, logrando transportar mayores cantidades de material con los mismos recursos humanos, tecnológicos, operacionales y financieros.

i. Cálculo de productividad en equipos de carguío

La productividad de equipos de este tipo se calcula de la siguiente forma:

$$\text{Capacidad promedio del balde}(m^3) = Ccd(m^3) \times Fr(\text{fraccion})$$

Donde:

Ccb: Capacidad colmada del balde (m^3)

Fc: Factor de carga (fracción)

Algunos factores de carga (FC) para distintos tipos de material se presentan a continuación:



Tabla 2.5: Factor de carga según tipo de material.

Material	Rango de factor de carga (en porcentaje de capacidad colmada de balde)%
Tierra húmeda o arcilla arenosas	100 - 100
Arena y grava	95 - 110
Arcilla dura	80 - 90
Roca-buena fragmentación	60 - 75
Roca-mala fragmentación	40 - 50

Fuente: Manual de Carguío y Transporte - Alejandro Cruzat G.

$$Productividad\ nominal(m^3/hr) = \frac{Cpd(m^3) \times 60(min/hr)}{Tc(min)}$$

Donde:

Cpb: Capacidad promedio del balde (m^3)

Tc: Tiempo de ciclo (min)

$$Productividad\ real(m^3/hr) = Pn(m^3/hr) \times Fe(fracción)$$

Donde:

Pn: Productividad nominal (m^3/hr)

Fe: Factor de eficiencia (fracción)

ii. Cálculo de productividad en equipos de transporte

La productividad de los equipos de transporte depende de la capacidad de la tolva y del número de viajes que pueden realizar en una hora. La capacidad de la tolva está definida por construcción y por las características del material a transportar (densidad, tamaño de colpas, esponjamiento, entre otros).

El número de viajes por hora dependerá de la distancia de transporte, peso del vehículo, la potencia del motor y condiciones del camino (pendiente y calidad del terreno).

Se pueden distinguir tres valores diferentes para la productividad, cada uno de los cuales tiene un significado y uso diferente.



➤ **Productividad teórica.**

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación si no ocurren retrasos o pausas en la producción. Indica el potencial máximo productivo de un equipo, lo que muy raramente ocurre en la práctica, se obtiene mediante la fórmula:

$$Productividad\ teórica(ton/hr) = \frac{60(min/hr) \times Ctt(ton)}{TCt(min)}$$

Donde:

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

Además tenemos una tasa de remoción de volumen in situ (TRpt) dada por:

$$TRpt(m3/hr) = \frac{60(min/hr) \times Ctt(ton)}{TCt(min) \times Fe \times DMe(ton/m^3)}$$

Donde:

Fe: Factor de esponjamiento (%).

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

DMe: Densidad del material esponjado (ton/m³).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

➤ **Productividad promedio.**

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación, considerando retrasos fijos y variables. Esta tasa de producción debe aplicarse al periodo de tiempo deseado (día, turno) para estimar la producción total.

$$Productividad\ promedio(ton/hr) = \frac{60(min/hr) \times [Dt - Rf] \times Ef \times Ctt}{[Dt \times TCt]}$$

Donde:

Dt: Duración del período de tiempo, como turno, día. (hr)

Rf: Retrasos fijos en operación, como mantenciones, colación. (hr)



Et: Eficiencia del trabajo (fracción), equivale a los retrasos variables en la operación del equipo, son cualquier retraso no planificado en la operación.

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

Además tenemos una tasa de remoción de volumen in situ (TRpp) para esta productividad dada por:

$$TRpp(m^3/hr) = \frac{60(min/hr)[Dt - Rf] \times Ef \times Ctt}{[Dt \times TCt \times Fe \times DMis]}$$

Donde:

Fe: Factor de esponjamiento (%).

DMis: Densidad del material in situ (ton/m³).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

Dt: Duración del período de tiempo (hr).

Rf: Retrasos fijos en la operación (hr).

Et: Eficiencia del trabajo (fracción).

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

➤ **Productividad máxima por hora**

Corresponde al peso o volumen por hora producido por una unidad en operación, considerando sólo retrasos variables. Esta tasa de producción debe aplicarse para determinar el número de unidades de transporte asignadas a una pala, para lograr cierta producción requerida. La productividad máxima viene dado por:

$$Productividad\ maxima(ton/hr) = \frac{60(min/hr) \times Ef \times Ctt}{TCt}$$

Donde:

Et: Eficiencia del trabajo (fracción).

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).



Además se obtiene una tasa de remoción de volumen in situ (TRpm) para esta productividad mediante la siguiente fórmula:

$$TRpp(m^3/hr) = \frac{60(min/hr) \times Ef \times Ctt}{[TCt \times Fe \times DMis]}$$

Donde:

Fe: Factor de esponjamiento (%).

DMis: Densidad del material in situ (ton/m³).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

Et: Eficiencia del trabajo (fracción).

Ctt: Capacidad nominal del equipo de transporte (ton).

TCt: tiempo del ciclo de transporte (min).

2.2.3.5. Dimensionamiento de la flota de equipos

Según Cruzat (2014) menciona que, en un sistema carguío-transporte el indicador más importante es el que refleja la relación (ratio) entre la productividad del equipo de carguío y la productividad de las unidades de transporte. La productividad de una unidad (equipo de carguío o transporte) se define como inversamente proporcional al tiempo de ciclo e directamente proporcional a su capacidad de carga.

Para conseguir lo anteriormente mencionado, es necesario atender los siguientes factores:

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

Por otro lado una buena asignación de los equipos a su lugar de trabajo se ve reflejada no tan solo en el valor económico sino que también en la continuidad con que se logra alimentar la planta con mineral y en el cumplimiento de plan de producción.

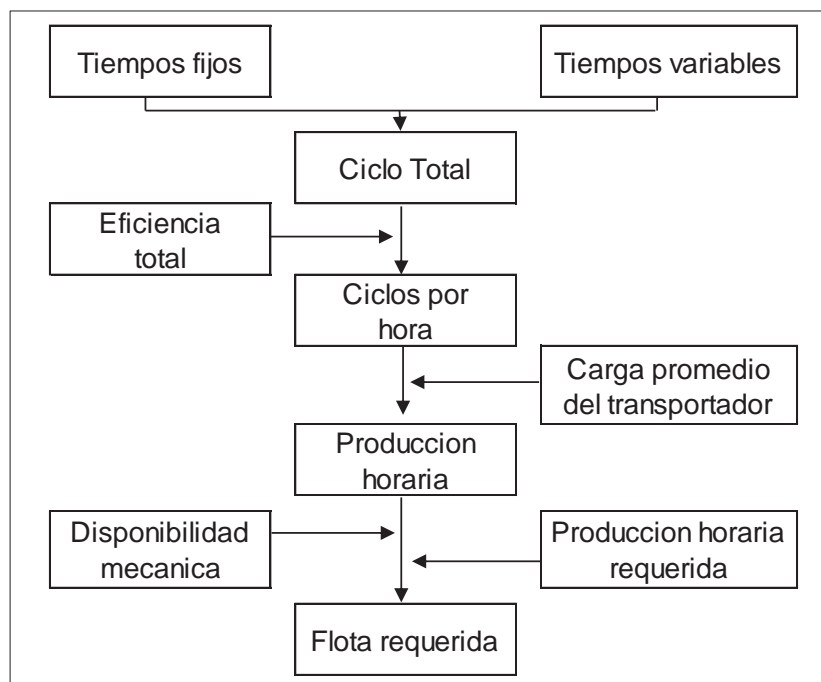


Según Salazar (2017), el procedimiento para dimensionar el equipo de transporte tiene 2 etapas principales:

- Calcular el ciclo de transporte
- Calcular el número de unidades de transporte en función a la producción requerida.

En el siguiente diagrama veremos el proceso de cálculo de la flota de transporte.

Diagrama 2.1: Proceso del cálculo de la flota de transporte



Fuente: Costos de Carga y Transporte en Minería Superficial - Javier Salazar Ipanaque

a) Cálculo del número de equipos de transporte

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

Cruzat (2014), cita la siguiente fórmula para el cálculo del número de volquetes necesarios requeridos en una operación minera:

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Necesarios} = \frac{\text{Produccion Horaria Necesaria}(tn/hr)}{\text{Produccion Horaria por unidad}(tn/hr)}$$

Generalmente, cualquier valor con una parte decimal superior a 0,3 se redondea por exceso hasta completar la unidad. Una cifra inferior a esa



será objeto de un análisis más detallado, pues probablemente incrementando la eficiencia de operación pueda suprimirse la necesidad de adquirir otra unidad de transporte.

2.2.4. COSTOS Y PRESUPUESTOS EN MOVIMIENTO DE TIERRA

Según Aguirre (2017), la estimación de costos y la elaboración de presupuestos, representa uno de los pasos más importantes en lo que se refiere a la planificación de una obra.

2.2.4.1. Presupuesto

El presupuesto de obra es el cálculo aproximado o la predicción monetaria que representa realizar una actividad u obra determinada.

Presupuestar una obra, es establecer de qué está compuesta (composición cualitativa) y cuántas unidades de cada componente se requieren (composición cuantitativa) para, finalmente, aplicar precios a cada uno y obtener su valor en un momento dado.

Un presupuesto traduce los planes en dinero, dinero que necesita gastarse para conseguir actividades planificadas (gasto) y dinero que necesita generarse para cubrir los costos de finalización del trabajo (ingresos).

2.2.4.2. Costo

El costo constituye la medida monetaria de los recursos sacrificados por la empresa para obtener los factores que se usan para producir bienes y servicios, cuyos importes quedan registrados en el activo del balance general.

Actualmente, la gran competitividad en el sector de la construcción y minería, hace que la estimación de costos sea una de las causas de éxito o fracaso de empresas. En general se puede identificar los siguientes componentes los cuales participan en los costos de una obra:

a) Costos Directos

En los costos directos, se analizan cada una de las partidas confortantes de una obra. Además, que estos costos están directamente relacionados con el volumen de la producción.



Los costos directos se clasifican en los siguientes conceptos:

i. Mano de obra

Es el costo del recurso humano, recoge el costo de toda la mano de obra directa como son peones, ayudantes, capataces y oficiales afiliados por la empresa y que intervienen en la ejecución de la obra.

Los salarios de los recursos de mano de obra están basados en el número de horas por día, y el número de días por semana. La tasa salarial horaria incluye: salario básico, beneficios sociales, vacaciones, feriados, sobre tiempos y todos los beneficios legales que la empresa otorgue.

ii. Materiales

Es el costo de todos los materiales y materias primas (recursos) que se consumen en la ejecución de la obra y que quedan incorporados en las unidades de obra.

Los materiales están determinados por las especificaciones técnicas, donde se define la calidad, cantidad, marca, procedencia, color, forma, o cualquier otra característica necesaria para su identificación.

iii. Maquinaria, equipo y herramientas

Es el costo de la maquinaria y equipos que son seleccionados para la ejecución de la obra. En el caso de las maquinarias puede haber dos posibilidades para analizar los costos:

- Equipos alquilados, en esta situación sólo se considera un precio por el alquiler del equipo,
- Equipos propios, para este caso, la situación es un poco más compleja, ya que se requiere determinar los costos de depreciación del equipo y los de posesión y operación del mismo, el cual se desarrollará más adelante.
- El costo de las herramientas se refiere a las herramientas necesarias que empleara el personal en la ejecución de las diferentes partidas. Este monto estará reservado para la reposición del desgaste de las herramientas y equipos menores.



b) Costos Indirectos

Los costos indirectos son aquellos que se generan en la obra y que no están directamente relacionados con el volumen de la producción. Los costos indirectos son aquellos gastos que no son fácilmente cuantificables como para ser cobrados directamente al cliente.

Los costos indirectos se clasifican en los siguientes conceptos:

i. Gastos Generales

Son aquellos gastos no incluidos en los costos directos y son muy variables, dependiendo de aspectos como el lugar donde se debe realizar la obra, estos gastos no pueden ser incluidos dentro de las partidas de obra. Los gastos generales no son un porcentaje de los costos directos; se los expresa como porcentaje solamente como un artificio matemático, para distribuir el gasto en cada uno de las actividades de la obra, ya que la certificación de la obra, se realiza mediante medición del volumen de cada actividad multiplicado por su precio unitario.

ii. Utilidad

La utilidad es el monto que percibe el contratista por ejecutar la obra. Este monto forma parte del movimiento económico general de la empresa con objeto de dar dividendos, capitalizar, reinvertir, pagar impuestos relativos a la misma utilidad e incluso cubrir pérdidas de otras obras. Las utilidades deben ser calculadas en base a la política empresarial de cada empresa, al mercado de la construcción, a la dificultad de ejecución de la obra y a su ubicación geográfica (urbana o rural).

iii. Impuestos

Respecto a los impuestos, se toma el Impuesto al Valor Agregado (IVA) y el Impuesto a las Transacciones (IT). El impuesto IVA grava sobre toda compra de bienes, muebles y servicios, su costo es el del 13% sobre el costo total neto de la obra y debe ser aplicado sobre los componentes de la estructura de costos. El IT grava sobre ingresos



brutos obtenidos por el ejercicio de cualquier actividad lucrativa, su valor es el del 3% sobre el monto de la transacción del contrato de obra, pero el IT puede ser compensado con el importe pagado por el impuesto sobre las utilidades de las empresas (IUE) en la gestión anterior.

2.2.5. COSTO HORARIO DE LA MAQUINARIA

Carhuavilca (2010) menciona que, una de las inversiones de mayor importancia en una empresa lo constituye la maquinaria, pudiendo ser esta en donde estén casi todos sus activos, por lo que siempre se deberá contar con análisis bien detallados sobre su uso y recuperación de inversión a través costos horarios reales.

Las maquinarias debido a su uso generan un desgaste natural y van perdiendo su valor a través del tiempo; por lo que su propietario deberá preparar sistemáticamente un fondo de reserva, que consienta restituir oportunamente dicho equipo; por uno nuevo o por cualquier otro equipo.

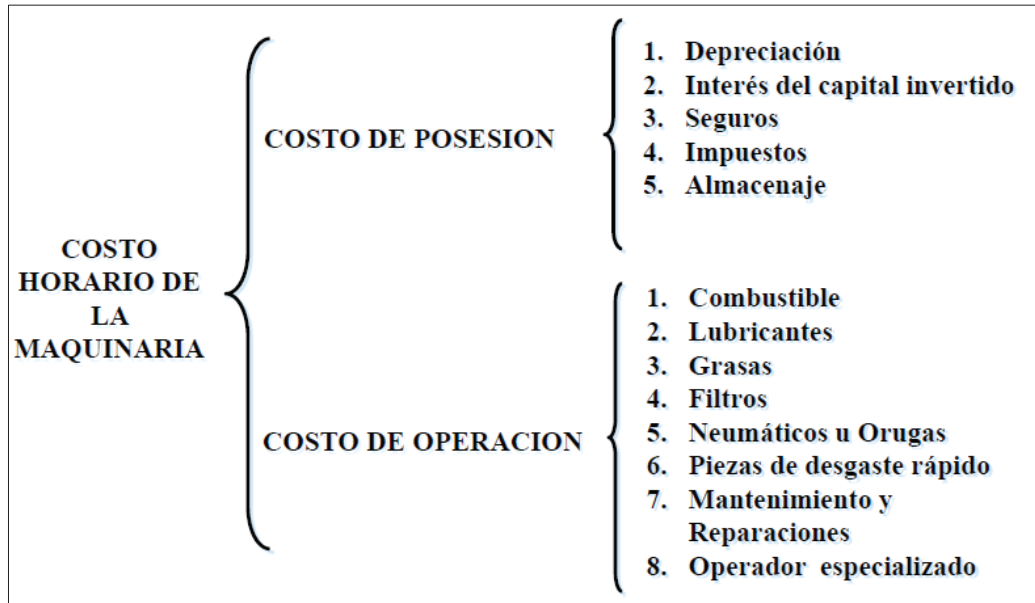
El cálculo del costo horario de la maquinaria influye directamente en un presupuesto por ser un componente importante que, de no calcularse bien puede ocasionarnos pérdidas al momento de ejecutar una obra. Es importante indicar, así mismo, que para el análisis del costo de hora-máquina; se consideran condiciones medias o promedio de trabajo; por lo que, cada vez que se está presupuestando un proyecto de obra, será necesario estudiar con cuidado las condiciones de trabajo y hacer las correspondientes modificaciones a las tarifas.

El costo horario de Posesión y de Operación de la maquinaria, se determina como la cantidad de dinero necesaria que permita: adquirirla y operarla, es decir; hacerla funcionar, realizar los trabajos para lo cual fue adquirida, mantenerla en buen estado de conservación antes, durante y después de su uso, con un adecuado programa de mantenimiento; a lo que habría que agregar que dicha maquinaria deberá estar debidamente depositada y custodiada, contar con los seguros correspondientes y pagar los impuestos que indique la legislación vigente.



A continuación, se describirá los elementos que como mínimo deben considerarse para el cálculo del costo horario de la maquinaria.

Diagrama 2.2: Costo Horario de la Maquina



Fuente: Costo Horario de Equipos y Maquinarias – Carlos Carhuavilca Mechato

2.2.5.1. Componentes para el cálculo del costo horario de posesión

a) Valor de adquisición (VA)

Es el precio actual en el mercado y se obtiene solicitando cotizaciones a los proveedores en venta de maquinaria. Este costo depende si el equipo es de fabricación nacional o extranjera, y se deben tener en cuenta todos los gastos incurridos en la adquisición de la maquinaria, tales como fletes, seguros, embalajes, impuestos, entre otros.

b) Vida económica útil (VEU)

La Vida Económica Útil de una máquina puede definirse como el período durante el cual dicha máquina trabaja con un rendimiento económicamente justificable. Generalmente, los manuales de los fabricantes y libros técnicos estiman la vida útil en horas totales, dándose los siguientes rubros:

- Maquinaria liviana: 6,000 horas de trabajo; 3 años de duración.
- Maquinaria pesada: 10,000 horas de trabajo; 5 años de duración.
- Maquinaria súper pesada: 16,000 horas de trabajo; 8 años de duración.



Lo señalado supone 2,000 horas de trabajo por año, esto representa que la máquina trabaja (o está disponible) en un año de 10 meses, un mes de 25 días y un día de 8 horas; con un rendimiento del 80%, lo que se ajusta con bastante aproximación a la realidad.

c) Valor de rescate (VR)

El Valor de Rescate llamado también Valor de Recuperación ó Salvataje, se define como el valor de reventa que tendrá la máquina al final de su vida económica útil.

Generalmente, el valor de rescate que se puede considerar fluctúa entre 20% a 25% del valor de adquisición para maquinarias pesadas (cargadores, tractores, entre otros.).

Asimismo, para maquinarias y equipos livianos (compresoras, mezcladoras, motobombas, entre otros.), el valor de rescate puede variar del 10% al 20% del valor de adquisición.

d) Inversión media anual (IMA)

La variación en el rendimiento de una maquinaria a lo largo de su vida Económica Útil, obliga a buscar un valor representativo e invariable sobre el cual aplicar los intereses, seguros, impuestos, entre otros; a este valor se le denomina INVERSIÓN MEDIA ANUAL (IMA), y se define como la media aritmética de los valores que aparecen en los libros al final de cada año, después de deducirles la cuota de depreciación correspondiente a cada año. Esta inversión media es muy importante, ya que sobre ella se calculará el interés del capital invertido, el costo de los seguros, los impuestos y el costo del almacenaje.

2.2.5.2. Calculo del costo horario de posesión o gasto fijo

El costo de posesión se refiere a la inversión que ha realizado el propietario de la maquinaria para adquirir el mismo y representa un costo continuo al estarse utilizando. El costo horario de posesión de una maquinaria está compuesto por la suma de los siguientes conceptos:



a) Depreciación (d)

La máquina al trabajar se desgasta y por consiguiente se devalúa, tanto así que aun no trabajando la maquinaria se devalúa; para cubrir esta devaluación progresiva, está la depreciación (anual, mensual diaria u horaria), que deberá ser obtenida del mismo resultado económico que esa maquinaria consigue con su trabajo, cuya acumulación hasta el final de la vida útil de la misma, deberá proporcionar fondos para adquirir otra.

A la depreciación se le denomina también fondo de reposición, y consiste en crear un fondo de reserva para reemplazar el equipo por uno nuevo, cuando se complete su vida económica útil.

La fórmula a emplearse para el cálculo de la depreciación horaria es la siguiente:

$$\text{Depreciacion por hora de trabajo} = D = \frac{Va - Vr}{VEU}$$

Donde:

Va = Valor de adquisición (es el valor original por el cual el propietario adquirió la maquinaria)

Vr = Valor de rescate o de salvataje (es aquel valor mediante el cual se puede re-vender la maquinaria al final de su vida económica, esto varía entre el 15 y el 25% del valor de adquisición original)

VEU = Vida Económica Útil de la maquinaria expresada en horas anuales de trabajo (es el periodo con el que una máquina puede trabajar a un buen rendimiento, para la maquinaria ligera se estiman entre 5,000 y 6,000 horas de trabajo para un periodo de 3 años y para la maquinaria pesada se estima aproximadamente un total de 10,000 horas de trabajo en un periodo de 5 años)

b) Interés del capital invertido o Tasa de interés

Cualquier empresa para comprar una máquina, financia los fondos necesarios en los bancos, pagando por ello el interés correspondiente; o puede darse el caso, que si la empresa dispone de los fondos suficientes podrá adquirirla con capital propio; pero debemos insistir que, a pesar de que la empresa pague la máquina al contado, debe cargársele el interés de esa inversión ya que ese dinero bien pudo



haberse invertido en otro negocio que produzca dividendos a la empresa. La fórmula genérica para el cálculo horario del interés del capital invertido es:

$$\text{Interés horario del capital invertido} = I = \frac{\text{IMA} \times \text{Tasa de Interés}}{\text{VEU en horas}}$$

Donde:

IMA = Inversión media anual.

T = Tasa de interés anual vigente para el tipo de moneda a utilizar. (TAMN, Tasa Activa en Moneda Nacional ó TAMEX, Tasa Activa en Moneda Extranjera) más gastos bancarios.

VEU = Vida Económica Útil de la maquinaria expresada en horas anuales de trabajo.

c) Seguros

Es el que cubre los riesgos a que está sujeta la maquinaria durante su vida económica, por los accidentes que sufra. Este cargo forma parte del precio unitario, ya sea que la maquinaria se asegure por una compañía de seguros, o que la empresa decida hacer frente, con sus propios recursos, a los posibles riesgos de la maquinaria.

Sin embargo, para una primera aproximación para la determinación del cálculo del costo horario de la maquinaria, por este concepto se puede considerar un porcentaje que varía entre el 2% y 3% de la Inversión Media Anual. El seguro que comúnmente toman las empresas constructoras, es el seguro denominado **TREC: Seguro contra todo riesgo de los equipos del Contratista**, cuyo costo varía de acuerdo a las empresas aseguradoras, al costo del equipo, la antigüedad del mismo, entre otros.

d) Impuestos

Es la tasa anual de los impuestos exigidos por el gobierno, los que se aplican sobre el bien adquirido; este monto también se encuentra determinado por la Legislación Tributaria vigente, pero como en el caso anterior se puede considerar para una primera aproximación un porcentaje de la Inversión Media Anual.



e) Almacenaje

Es el valor asociado con el costo del almacén, la seguridad y vigilancia de la maquinaria fuera de las jornadas de trabajo; este costo suele expresarse entre alrededor del 2% y 3% de la Inversión Media Anual. Para el cálculo del costo horario por Seguros, Impuestos y Almacenaje, se aplicará la siguiente fórmula:

$$\text{Seguros, Impuestos y Almacenaje} = \frac{\text{IMA} \times \Sigma \text{ de tasas anuales}}{\text{VEU en horas}}$$

Donde:

IMA = Inversión Media Anual.

Σ de tasas anuales = Primas anuales de seguros, tasas de impuestos anuales y el porcentaje de almacenaje.

VEU = Vida Económica Útil de la maquinaria expresada en horas anuales de trabajo.

2.2.5.3. Calculo del costo horario de operación o gasto variable

El costo de operación de una maquina es el resultado del costo de adquisición y el costo de funcionamiento, ya que en base a él se calculan los costos netos de la unidad de trabajo producido por la maquinaria en estudio. El Costo Horario de Operación de una Maquinaria está compuesto por la suma de los siguientes conceptos:

a) Combustibles

Este es un consumible muy importante debido a su alto valor; la cantidad y precio de los combustibles consumidos variará con la potencia, ubicación, clase de trabajo y tipo de maquinaria a utilizarse; el consumo de combustible también dependerá de la habilidad del operador, por lo que resulta importante capacitarlos periódicamente cada vez que de adquieran nuevos equipos. Para obtener el costo total de combustible simplemente haremos la siguiente multiplicación:

$$\text{Costo total de combustible} = \text{Cantidad de combustible usado por hora de trabajo} \times \text{Precio del litro de combustible}$$



b) Lubricantes

El método más exacto para averiguar el costo hora del consumo de cada uno de los aceites, consiste en tomar el dato de la capacidad en galones del depósito de aceite o cárter para los motores y el de los tanques, depósitos de aceite o capacidad del sistema para los aceites hidráulicos, de transmisión mandos finales y reductores, multiplicar este dato por el valor del galón de aceite respectivo y dividir todo en las horas recomendadas para cada cambio correspondiente.

$$\text{Costo lubricantes}(S./hr) = \frac{\text{Costo galon} \times \text{Capacidad del deposito}}{\text{Vida util en horas}}$$

Finalmente conviene advertir que es muy importante la calidad de los lubricantes, en base de lo señalado precedentemente puede estimarse el costo de lubricación entre el 10 y 15% del consumo del carburante en motores diésel.

c) Grasas

La cantidad grasa que se va a usar depende del tipo y tamaño de la máquina, para tener un dato más exacto se debe recurrir a los datos que suministra el fabricante para cada máquina específica.

$$\text{Costo hora de Grasa} = \frac{\text{Costo de la grasa por Equipo}}{\text{Periodo en horas de engrase}}$$

d) Filtros

El costo de los filtros solo se logrará a partir de una amplia estadística de las máquinas de construcción; sin embargo en forma práctica, y ajustándose bastante a la realidad como una primera aproximación se puede considerar que el valor de los filtros es igual al 20% de la suma de los combustibles y lubricantes.

$$\text{Costo hora de Filtro} = \frac{20(\text{Costo hora combustible} + \text{Costo hora lubricante})}{100}$$



e) Neumáticos

El costo hora de los neumáticos es muy difícil de determinar, en la medida de que su vida útil depende de muchas variables; tales como el mantenimiento, presiones de inflado, estado de la vía, velocidad de desplazamiento, curvas y pendientes de la vía, posición de la llanta en la máquina (delantera, trasera, dirección o de tracción), carga, entre otros. Lo que si debemos tener en cuenta es que el costo por hora de las llantas es alto y merece un cálculo aparte.

Para calcular el costo horario de los neumáticos o llantas es necesario que ejecutemos la siguiente fórmula:

$$\text{Costo hora de la llanta (S./hr)} = \frac{\text{Costo de la llanta}}{\text{Vida util de la llanta (hrs.)}}$$

f) Piezas de desgaste

Son aquellas piezas sujetas a desgaste rápido, pero de fácil reemplazo se considerarán aparte de las reparaciones generales de las maquinarias, entre estas piezas podemos citar los dientes del cucharón, las cuchillas las punteras, puntas de los escarificadores, mandíbulas, hojas de motoniveladoras y martillos.

Como se comprende no se pueden dar reglas concretas dada la gran variedad de condiciones de uso, sin embargo, hay valores de la experiencia que resulta necesario tener presente en el momento de elaborar los presupuestos de obra.

- Trenes de orugas: de 2,000 a 6,000 h.
- Neumáticos pesados: de 30,000 a 50,000 km (3,000 a 5,000 h)
- Cuchillas de traíllas: de 150 a 200 h.
- Hojas de motoniveladora: de 350 a 500 h.
- Cintas transportadoras: de 500 a 1,500 h (2 reencauchadas)

$$\text{Costo hora de piezas de desgaste (S./h)} = \frac{\text{Costo de las piezas de desgaste}}{\text{Vida util de las piezas en horas}}$$



g) Mantenimiento y reparación

En este rubro se debe de considerar el costo que significa mantener en buen estado de conservación y utilización inmediata la maquinaria, lo que requiere mano de obra de mantenimiento, repuestos y mano de obra de reparaciones, este gasto puede tener una gran variación por las condiciones particulares de cada equipo y de cada obra.

Un adecuado mantenimiento significa prolongación de la vida económica útil de una maquinaria; los mantenimientos que más se usan en las maquinarias son el correctivo, el preventivo y el predictivo; las buenas prácticas de mantenimiento tienen una gran influencia en los costos operacionales de las máquinas.

Se estima, con bastante aproximación; que por reparación y repuestos una máquina, durante su vida útil, consume, en reparaciones y repuestos, un porcentaje del Valor de Adquisición denominado Factor de mantenimiento, que varía según el tipo de la complejidad del trabajo, referencialmente se usan los siguientes promedios:

Trabajo duro: 80 a 100%

Trabajo normal: 70 a 90%

Trabajo suave: 50 a 80 %

Del costo de los gastos de mantenimiento, se considera que el costo de la mano de obra representa el 25% y los repuestos el 75%; para obtener el costo de mano de obra y el costo de repuestos.

Las fórmulas son las siguientes:

$$\text{Costo de mano de obra} = \frac{25\% \times \text{Factor de mantenimiento}}{\text{Horas de Vida Economica util}}$$

$$\text{Costo de repuestos} = \frac{75\% \times \text{Factor de mantenimiento}}{\text{Horas de Vida Economica util}}$$

Una vez obtenida el costo de mano de obra y el costo de repuestos, su sumatoria dará el costo total de mantenimiento y reparación.



h) Costo horario de operador especializado

El costo de hora hombre (H-H) de los operadores va a estar en función de la normatividad legal de los trabajadores de construcción civil, sin embargo dado el costo de la maquinaria a utilizarse la destreza adicional que deberán tener sus operadores, esto implica de que los operadores de máquinas livianas y pesadas, tengan una bonificación adicional por la operación de éstas, esta bonificación adicional dependerá de cada empresa por lo que en forma referencial podemos indicar el costo de H-H de operador más usualmente utilizado.

Operador Especializado de equipo liviano =

$$1.2 \times \text{costo de HH del operador de Construcción Civil}$$

Operador Especializado de equipo pesado =

$$1.5 \times \text{costo de HH del operador de Construcción Civil}$$

2.2.5.4. Calculo del costo horario total

Para obtener el costo horario total se debe sumar todos los factores antes desarrollados.

$$\text{Costo Horario Total} = \text{Costo Horario de Posesion} + \text{Costo Horario de Operacion}$$

En este costo total no incluye el Impuesto General a las Ventas (I.G.V.), gastos generales ni utilidad.



CAPÍTULO III

DESCRIPCION GENERAL DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

3.1. AMBITO GEOGRÁFICO

3.1.1. UBICACIÓN

La Unidad Minera San Rafael, propiedad de MINSUR S.A., está ubicada en el departamento de Puno, provincia de Melgar, distrito de Antauta, al suroeste del nevado de San Mario Arenas Bartolomé Quenamari a 5299 msnm, de la Cordillera Carabaya, siendo esta un segmento de la cordillera Oriental de los Andes del Perú, a una altitud que varía entre los 4,500 y 5,200 msnm.

Siendo las coordenadas geográficas:

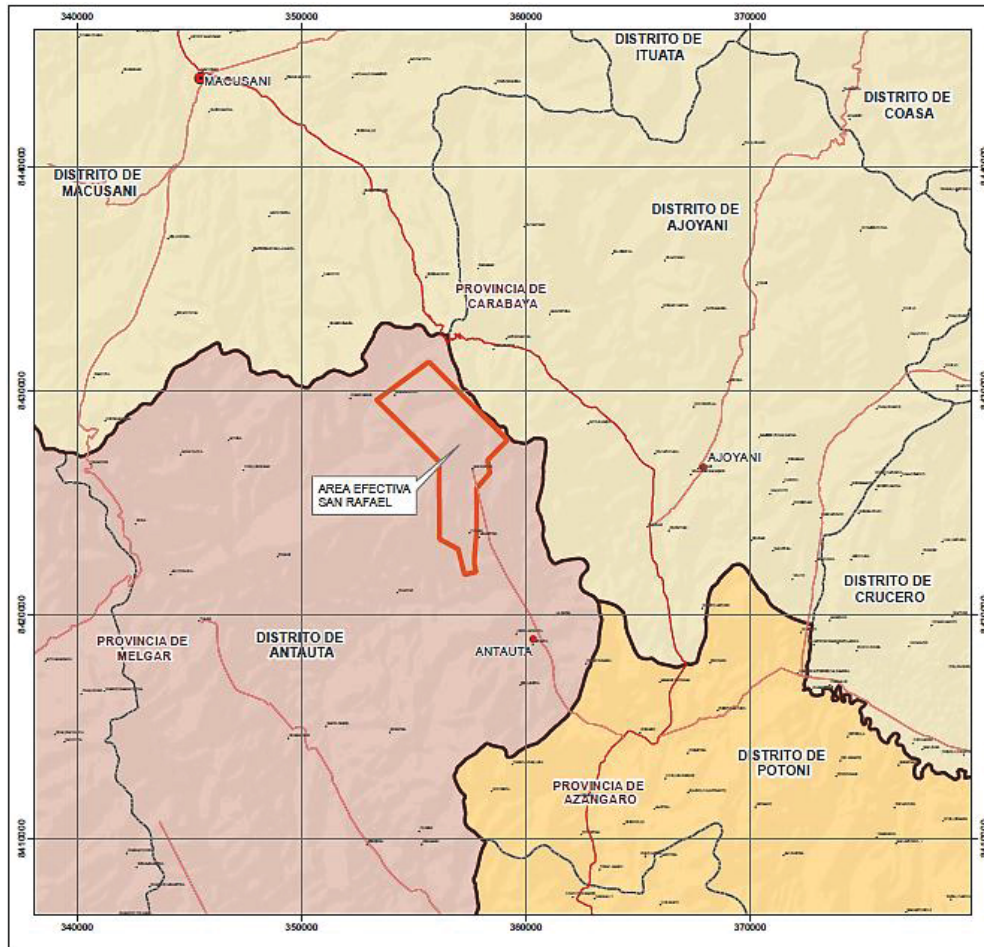
- 70° 19' Longitud oeste
- 14° 14' Latitud sur

Con coordenadas UTM:

- Este: 357,730
- Norte: 8'426,570



Figura 3.1: Ubicación y acceso a la Unidad Minera San Rafael.



Fuente: MINSUR S.A. Plano de Ubicación

3.1.2. ACCESIBILIDAD

El acceso a la unidad minera San Rafael la podemos realizar por vía aérea viajando por avión de Lima (Aeropuerto internacional Jorge Chavez) a Juliaca (Aeropuerto comercial Inca Manco Cápac) volando un tiempo aproximado de una hora y media.

Tabla 3.1: Ruta de accesibilidad a la Unidad Minera San Rafael

Vía Terrestre				
Desde	Hasta	Distancia	Tiempo	Tipo de Vía
Juliaca	Azángaro	80 km	95 min	Asfaltada
Azángaro	San Antón	29 km	30 min	Asfaltada
San Antón	Desvió Antauta	63 km	45 min	Asfaltada
Desvió Antauta	Antauta	12 km	20 min	Asfaltada
Antauta	Cumani	6 km	15 min	Afirmada

Fuente: MINSUR S.A.



A partir de la ciudad de Juliaca, a través de una carretera asfaltada nos dirigimos en camioneta hacia el control de Garita en Cumani con una distancia aproximadamente en 180 km en un viaje aproximado de 3 horas.

3.1.3. FISIOGRAFIA Y TOPOGRAFIA

La Unidad Minera San Rafael se encuentra ubicada entre el flanco sur de la Cordillera Oriental, denominada también Cordillera del Quenamari (4500 a 5250 msnm), hacia el norte, y las estribaciones occidentales de la misma, hacia el sur, que bordean y delimitan la prolongación más septentrional de la meseta del Collao, en la depresión Antauta - Crucero.

La quebrada Chogñacota, donde específicamente se asienta la Unidad Minera San Rafael, se distingue dos rasgos topográficos saltantes: hacia el nevado Quenamari, abrupto, con cerros altos, de laderas pronunciadas y fuertes escarpas, que en su conjunto configuran un circo glaciar en cuyo fondo se ubica la laguna de Chogñacota. Aguas abajo, el relieve es ondulado, con laderas de moderada pendiente, conformando valles en forma de “U” característico de eventos glaciáricos. Estos se distinguen por su poca profundidad, con respecto a los cerros colindantes.

En este sector la Cordillera Oriental, cuyo eje actúa como divisoria de aguas de las cuencas hidrográficas del Titicaca al Sur y la del río Amazonas al Norte, está caracterizada por exhibir una topografía muy accidentada y agreste donde destaca el nevado de San Francisco de Quenamari, que alcanza una cota de 5 294 m.s.n.m. en contraste al altiplano que es una zona relativamente menos accidentada, conformada por peniplanicies disectadas por valles profundos, con cerros bajos; que conforman una superficie heterogénea aplanada a ondulada. De acuerdo a la topografía de la zona, las cumbres cordilleranas, corresponden a las elevaciones topográficas más altas y resaltantes en las cuales se halla la mina y localmente delimitan la cabecera de las subcuencas, a partir de la divisoria de estos cerros se originan varias y pequeñas vertientes secundarias. En esta sub-unidad se hallan algunos cerros con pequeñas áreas con glaciales (hielos), con huellas del retroceso y procesos de desglaciación.



3.1.4. CLIMA Y METEOROLOGIA

De acuerdo a la clasificación climática de las zonas de vida naturales del Perú (Holdridge, ONERN 1976), el clima de la Unidad Minera San Rafael está dentro de la zona de vida “Tundra pluvial – alpino subtropical (tp-AS)”, la cual ocupa la franja inmediata inferior del piso a nivel, entre los 4300 y 5000 metros de altitud y a lo largo de la cordillera de los Andes. Se caracteriza por una bio temperatura anual entre 2,5 y 3,2 °C, y el promedio de evapotranspiración potencial total por año, que varía entre la octava y la cuarta parte del promedio de la precipitación total por año; ubicándola en la provincia de humedad súper húmeda.

El clima es frígido durante todo el año, con variaciones drásticas de temperaturas entre el día y la noche (18°C en el día y 15°C bajo cero en la noche). La humedad relativa es de 45%, como en toda zona alto andina hay dos estaciones bien definidas; una con precipitaciones abundantes en forma de lluvia, granizo y nieve que dura desde el mes de noviembre hasta el mes de abril y la otra estación es marcadamente seca y comprende desde el mes de mayo a octubre, esta es la época durante la cual se producen las más bajas temperaturas que varía de 2 a -15°C sobre todo en los meses de junio y julio, aunque también en contraste se producen las mayores insolaciones, durante los meses de agosto y setiembre, se producen fuertes vientos y en las tardes caída de granizo.

3.1.5. HIDROGRAFIA

La Unidad Minera San Rafael se emplaza en el flanco sur del nevado San Francisco de Quenamari, donde se origina un sistema hídrico conformado por las lagunas (Chogñacota, Estancococha, Suytococha, Aciruni y Yanacocha) y quebradas que desembocan al río Antauta.

En la Unidad Minera San Rafael se encuentra:

- Microcuenca Chuquisani, de forma alargada, la pendiente de la cuenca de 0,142 lo cual favorece la escorrentía superficial moderada y garantiza una adecuada humedad del suelo.
- Microcuenca Caquene, la pendiente de la cuenca de 0,203 favorece la formación del escurrimiento directo.



- Subcuenca Antauta, el factor de forma de 0,57 es un indicador de la mayor posibilidad de tener una tormenta intensa simultánea en toda la extensión de la cuenca.
- Cuenca San Rafael, se encuentran las instalaciones de operación de la mina, sobre su superficie se han desarrollado las actividades de exploración y acomodo de desmonte de mina. La forma de la cuenca es alargada y tiene un área de drenaje hasta la laguna Chogñacota de 3.6 km², sobre los 5225 msnm se encuentra el nevado de San Bartolomé y San Francisco y en la parte baja a los 4500 msnm, se encuentra la laguna Chogñacota.

3.1.6. CURSOS DE AGUA SUBTERRÁNEA

A nivel local, los recursos de agua subterránea están divididos en:

- Acuíferos de porosidad primaria, consisten de depósitos cuaternarios constituidos por Glaciares, fluvio-glaciares y coluviales que se encuentran cubriendo parte del área investigada y los flancos de las quebradas, los que absorben la escorrentía superficial y se infiltran en las rocas.
- Acuíferos de porosidad secundaria, es el acuífero rocoso, que puede tener gran espesor en las rocas de la formación Sandia, que se encuentran desde las cumbres de los nevados hasta los flancos de las cuencas hidrográficas por debajo de los depósitos cuaternarios.

Como acuíferos en el área de la mina se considera a las rocas filitas de la formación Sandia, que se hallan afectadas por fallas, que junto a las fracturas y vetas constituyen las vías de circulación de las aguas, constituyendo la permeabilidad secundaria del acuífero.

3.1.7. FLORA Y FAUNA.

En la Unidad Minera San Rafael la vegetación es escasa y pobre en su predominancia, aunque en sus alrededores hay arbustos como el Quinua, generalmente está restringido a pastos de altura conocidos como Ichu, musgos y líquenes desarrollados en lagunas secas (bofedales). Abundan auquénidos (camélidos sudamericanos) como llamas y alpacas, vicuñas y guanacos silvestres en la cercanía (Carabaya).



3.1.8. PROPIEDAD MINERA

El total de Recursos Minerales estimados están ubicados en Derechos Mineros cuya titularidad está 100% a nombre Minsur S.A. en la concesión minera llamada Nueva Acumulación Quenamari – San Rafael.

Dentro de las concesiones mineras de Minsur se tienen 24 propiedades superficiales, dentro de estas, está repartido todos los componentes de la mina San Rafael. Como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.2: Relación de propiedades mineras de Minsur S.A.

N°	CODIGO	DERECHO MINERO	HAS. PMN	TITULAR	ESTADO
1	010873495	AJOYANI 13	75	MINSUR S.A.	TITULADO
2	010908095	AJOYANI 15	307	MINSUR S.A.	TITULADO
3	010907995	AJOYANI 16	220	MINSUR S.A.	TITULADO
4	010362903	DON MANUEL CINCO	1,000	MINSUR S.A.	TITULADO
5	010362103	DON MANUEL CJ	1,000	MINSUR S.A.	TITULADO
6	010361703	DON MANUEL CUATRO	800	MINSUR S.A.	TITULADO
7	010361903	DON MANUEL DOS	1,000	MINSUR S.A.	TITULADO
8	010362003	DON MANUEL UNO	400	MINSUR S.A.	TITULADO
9	010503608	HUALLATA 200	200	MINSUR S.A.	TITULADO
10	13006894X01	MINSUR 26	1,000	MINSUR S.A.	TITULADO
11	010000310L	NUEVA ACUMULACION QUENAMARI-SAN RAFAEL	21,263	MINSUR S.A.	TITULADO
12	010265210	LARIMAYO	600	MINSUR S.A.	TITULADO
13	P0100281	PLANTA CONCENTRADORA SAN RAFAEL	129	MINSUR S.A.	TITULADO
TOTAL Ha			27,994		

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de exploraciones

3.2. GEOLOGIA

Su principal unidad geomorfológica está constituida por la Superficie Puna, conformada por las subunidades geomorfológicas constituidas por cumbres cordilleranos, valles y circos glaciares, quebradas, lomadas y laderas.

En la unidad minera San Rafael se aprecian dos fallas cercanas siendo esta la falla Estanco Cocha y la falla Suytococho, estando estas dentro del nevado de Bartolomé de Quenamari, teniendo direcciones NW-SE estando estas alejadas de la veta Jorge aproximadamente 1 km.

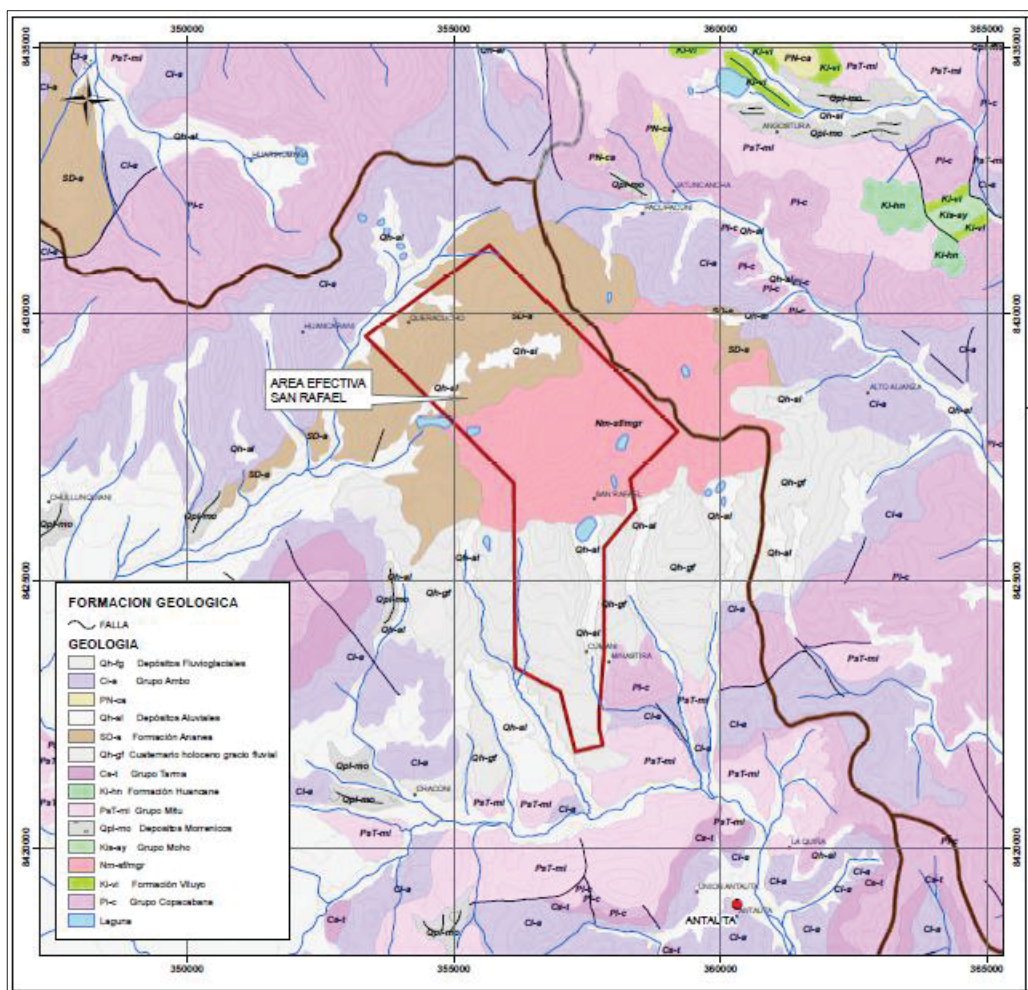
3.2.1. GEOLOGIA REGIONAL

En la región abunda una gruesa secuencia marina del Paleozoico Inferior, como las lutitas de la formación San José, de edad Ordoviciano Medio; las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Sandia, de edad Ordoviciano Superior, y las lutitas intercaladas con cuarcitas del grupo Ananea, del Devónico-Silúrico, que han sufrido los efectos de la tectónica comprensiva herciniana temprana.



Rocas del Paleozoico Superior han sufrido los efectos de la tectónica herciniana final, representada por areniscas y lutitas del grupo Ambo, de edad Missisipiana; lutitas y calizas del grupo Tarma, de edad Pensilvaniana, y calizas del grupo Copacabana, de edad Pérmico Inferior. El tectonismo anterior fue seguido por un levantamiento continental que dio origen a los sedimentos continentales y volcanismo del grupo Mitu, de edad Pérmico Medio a Superior, sobre los cuales se depositaron secuencias calcáreas, arenosas y lutíticas del Cretáceo.

Figura 3.2: Mapa Geológico Regional Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

Las rocas paleozoicas de la Cordillera de Carabaya fueron intruidas por rocas peraluminosas de los plutones Limacpampa, Limbani, Aricoma y Coasa, agrupados en el batolito de Coasa, de edad Triásica. Hacia el noroeste se



encuentra un Plutón de sienita nefelínica peraluminosas y volcánicos per alcalinos, ambos del Jurásico; así mismo, el complejo San Gabán (Kontak, 1991). En la depresión de Crucero y en las estribaciones de la Cordillera o pre cordillera de Carabaya existen rocas ígneas extrusivas e hipabisales del terciario. Las rocas extrusivas comprenden lavas y piroclásticos, basaltos, shoshonitas, riocitas y riolitas del tipo S, además, intrusivos hipabisales peraluminosos emplazados entre los 22Ma y 26Ma, del Oligoceno Superior-Mioceno Inferior.

3.2.2. GEOLOGIA LOCAL

Las filitas y cuarcitas de la formación Sandia han sido instruidas por dos stocks graníticos terciarios. En los alrededores se encuentran rocas del Paleozoico Superior. Este tipo de intrusivo está asociado directamente con la mineralización de la mina San Rafael y la mina Quenamari, y estos stocks se juntan en profundidad para formar uno solo de mayor amplitud.

3.2.2.1. Formación Sandia

Con una edad del Ordovícico Superior, formada en su mayoría por pizarras que se encuentran altamente plegadas, fracturas y zonas alteradas por la presencia de 2 cuerpos monzograníticos que intruyen a esta formación.

Un fósil encontrado por Palma (1981) en rocas pizarrosas fue identificado como *Michelinoceros Nautilus* del Ordoviciano Superior, lo que permitió definir la edad de estas rocas en la zona mineralizada como pertenecientes a la formación Sandia. Las filitas son las rocas predominantes, son de color gris oscuro con Muscovita en los planos de foliación.

Las cuarcitas están intercaladas con las filitas; se encuentra principalmente en el paso a Umbral y en los alrededores del Campamento San Rafael, en la laguna Chogñacota.

3.2.2.2. Rocas Intrusivas

Formado por un cuerpo monzogranítico del Oligoceno Superior-Mioceno Inferior que intruyó a la formación Sandia ocasionándole grandes sistemas de fracturas a la Formación Sandia.

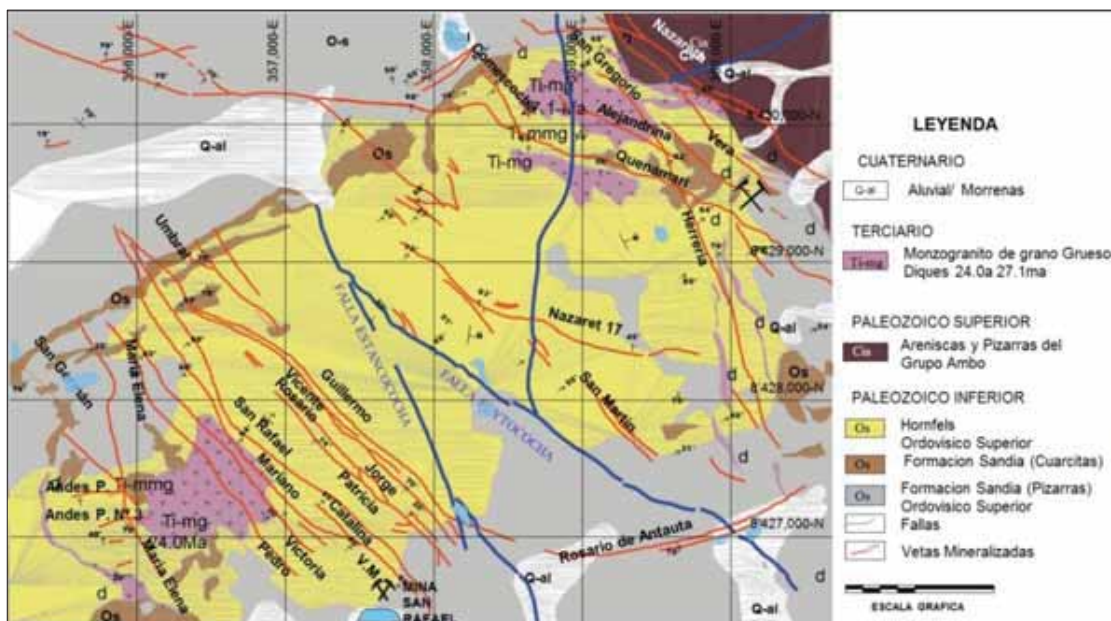


La erosión ha dejado al descubierto dos stocks en el nevado Quenamari: uno en el nevado San Bartolomé de la mina San Rafael y el otro en el nevado San Francisco de la mina Quenamari, de los cuales salen varios diques.

El eje mayor del intrusivo de San Rafael tiene un rumbo NE-SW, una longitud de 1 000m y anchos de 300m a 800m. En profundidad, el ancho es de 2 000 m, donde los contactos tienden a juntarse. El intrusivo de la mina Quenamari tiene una forma circular de 1 000m de diámetro, las labores subterráneas muestran un alargamiento al S.E. El afloramiento de este intrusivo es discontinuo, porque está cubierto parcialmente por las cuarcitas de la formación Sandia.

Una cortada en el nivel 4200 entre las minas San Rafael y Quenamari muestra que los dos intrusivos tienden a ser un mismo cuerpo con un eje mayor NE-SW de 5000 m. de longitud.

Figura 3.3: Mapa Geológico Local Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

3.2.3. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

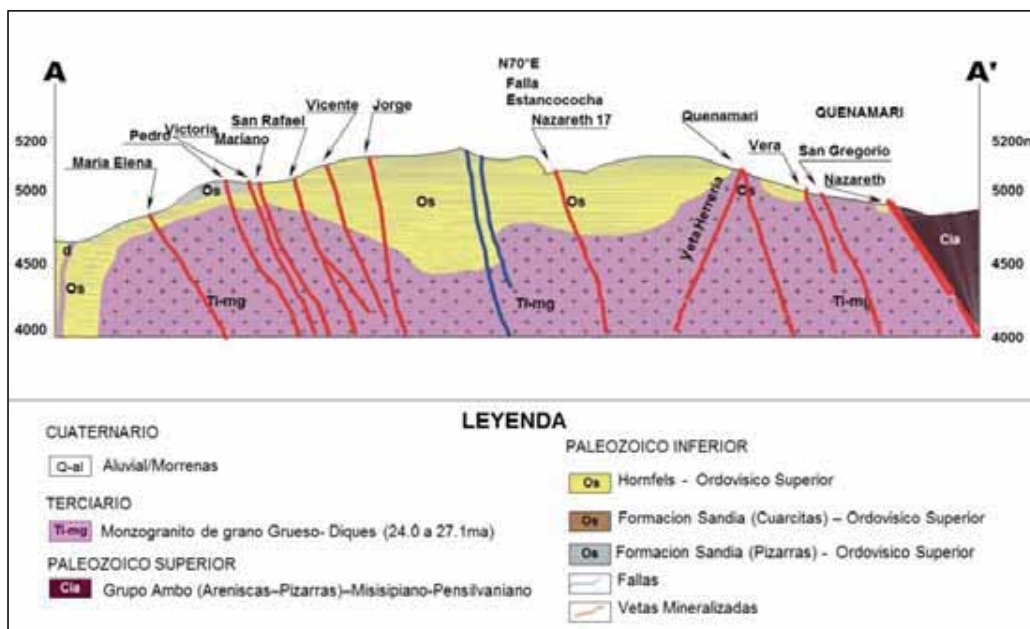
La mineralización es de origen hidrotermal en vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas y cuerpos de mineral en el monzogranito y filitas - cuarcitas de la formación Sandia. La zona mineralizada de este distrito minero abarca una extensión de 5 km por 7,5 km, en donde se encuentran las minas San Rafael y Quenamari.



La veta de mayor explotación dentro de la mina San Rafael es la veta del mismo nombre donde presenta un marcado zoneamiento vertical, tiene incremento de estaño en profundidad, aun se tiene presencia de mineralización de estaño en profundidad en los niveles 3600.

Los cuerpos minerales dentro de la mina San Rafael tienen lugar en un sistema de vetas con fisura siniestral izquierda, albergados en un monzogranito, estos cuerpos son localizados en empujes de dilatación donde la falla de San Rafael ha deflexionado o escalonado al Oeste, donde forman lazos sigmoides que dejaron espacios abiertos y el desarrollo de fracturas de tensión rellenos de mineral (vetas, brechas, stockwork).

Figura 3.4: Sección Transversal Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

Cuatro etapas de mineralización y alteración han sido descritas en la estimación de recursos minerales de estaño en San Rafael, lo cual da una secuencia paragenética que es como sigue:

- Vetas de cuarzo-turmalina; en esta etapa no cuenta con valores económicos.
- Cuarzo-clorita-casiterita botroidal; en esta etapa se tiene abundante clorita y cuarzo, calcopirita en menores cantidades, arsenopirita y es la etapa más importante de la mineralización de San Rafael.



- Cuarzo–clorita–chalcopyrita, esfalerita, galena, estaño en agujas; en esta etapa viene a ser la principal de los sulfuros, con calcopirita asociada con esfalerita, galena, pirita, clorita, cuarzo y poca casiterita.
- Vetas de cuarzo–calcita; esta última etapa con pequeñas trazas de calcopirita y alteración clorítica y poco espesor.

3.2.4. ESTATIGRAFIA REGIONAL Y LOCAL

En la descripción de la Estratigrafía de la mina San Rafael podemos mencionar a la Formación Ananea, la cual aflora al NO del nevado San Francisco de Quenamari, esta unidad está compuesta generalmente de limo arcillitas pizarrosas, limolitas pizarrosas con algunas intercalaciones de areniscas cuarzosas, siendo posible encontrar pizarras micáceas de color gris oscuro a negro.

Además se puede encontrar diversos depósitos recientes, rellenando valles, depresiones y planicies. Entre estos, se tiene:

3.2.4.1. Depósitos Morrénicos

Estos depósitos se encuentran rellenando los valles glaciares antiguos, por encima de los 4,200 msnm., están constituidas por brechas de composición variada.

3.2.4.2. Depósitos Glaciofluviales

Estos depósitos provienen de la erosión y re movilización de los depósitos morrénicos debido a la desglaciación. Estos depósitos están constituidos por gravas de clastos hasta 0.5m de diámetro, con una matriz arenosa o areno-limosa.

3.2.4.3. Depósitos Aluviales

Son aquellos depósitos que se acumulan en los flancos de los valles y quebradas tributarias.

3.2.4.4. Depósitos Fluviales

Estos depósitos se encuentran ubicados en los fondos y riberas de los ríos, está constituido por gravas gruesas y finas de diferente constitución, arenas gruesas y finas, y depósitos limo-arcillosos.



Figura 3.5: Columna Estratigráfica Unidad Minera San Rafael

ERATAMA SISTEMA	SERIE	UNIDADES	Metros	GRÁFICO	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICO	Cuaternario	Depósitos Fluviales			Arenas gravas y limoarcillitas	
		Depósitos Aluviales			Gravas y arenas de clastos polimícticos	
	Pleistoceno	Dep. GlacioFluviales			Gravas subredondeadas en matriz areno-limosa	
		Dep. Morfénicos			Gravas y arenas brechosas en matriz areniscosa	
	Neógeno	Formación Quenamari	Miembro Yapamayo	500		Tobas blanco grisáceas pobremente estratificadas con intercalaciones de tobas lapilíticas. Se caracterizan por su naturaleza riolítica
			Miembro Chacacuniza	200		Tobas lapilíticas bien estratificadas de naturaleza litoclastica generalmente riolítica
Paleógeno	Oligoceno	Formación Caytoni			Basaltos gris oscuros, muy erosionados en capas poco definidas	
	Paleoceno	Grupo Puno	80		Conglomerado con matriz areniscosa oscura de clastos polimícticos intercalados con areniscas conglomerádicas.	
MESOZOICO	Cretáceo	Superior	Formación Auzangate	400		Arenisca cuarzosa blanca con intercalaciones de areniscas lutáceas y limoarcillitas,
			Grupo Mollo	Formación Hanchipacha	300	
		Formación Ayabacas		20		Caliza micrítica, es común encontrarla silicificada o con nódulos de chert
		Formación Viluyo		<150		Arenisca cuarzosa rojiza con niveles de areniscas cuarzosas blancas y limoarcillitas.
	Inferior	Formación Huancane	<200		Arenisca cuarzosa blanca en capas gruesas niveles de arenisca cuarzosa rosácea y arenisca limosa roja.	
		Form. Muni	100		Limoarcillitas laminadas rojizas	
PALEOZOICO	Pérmico	Superior	Grupo Mitu	500		Lavas porfíricas con grandes fenocristales de plagioclasas
		Inferior	Grupo Copacabana	300		Conglomerado polimíctico, brechas y areniscas.
	Carbonífero	Superior	Grupo Tarma	200		Caliza espática y micrítica gris clara con niveles de dolomitas y calizas nodulares en la base, niveles fosilíferos
		Inferior	Grupo Ambo	800		Areniscas calcáreas blancas y rojizas con intercalaciones de areniscas verdes y calizas en la base y techo respectivamente.
	Dev					Areniscas cuarzosas blancas y grisáceas con intercalaciones de limoarcillitas negras carbonosas y limoarcillitas violáceas. Algunos niveles de areniscas con estratificación sesgada
	Slur		Formación Ananea	> 1000		Pizarras, filitas, fuertemente deformadas, se encuentran numerosas vetillas de cuarzo.

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

3.2.5. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Desde el punto de vista estructural en la zona, se observa una estructura simple representada por juntas y fallas, las que se notan con nitidez en superficie y en labores subterráneas.

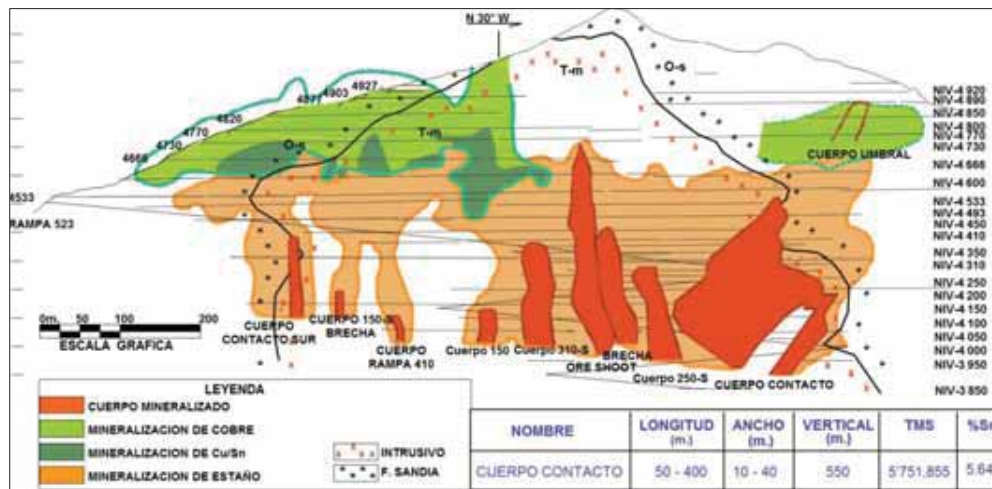
Las fallas se encuentran bien definidas en el intrusivo; pero al pasar a las pizarras se ramifican por la incompetencia de éstas últimas y por eso algunas veces se les confunden con las diaclasas. Gran parte de estas fracturas pre-



3.2.6. GEOLOGIA ECONOMICA

La mineralización es de origen hidrotermal en vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas y cuerpos de mineral en el monzogranito y en los meta sedimentos. La zona mineralizada de este distrito minero abarca una extensión de 5 km por 7.5 km, en donde se encuentran las minas San Rafael y Quenamari.

Figura 3.7: Sección longitudinal de la Veta San Rafael mostrando la mineralización de Sn – Cu.



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

3.2.6.1. Mineralización y Paragénesis

Los principales minerales hipogénicos de mena son: casiterita y estannita. Otros minerales son: valmorfito, esfalerita, galena, enargita, estibina, scheelita, wolframita. Los minerales de ganga son: cuarzo, clorita, sílice, pirita, arsenopirita, turmalina, calcita, fluorita, marcasita, pirrotita, rodocrosita, siderita y adularia.

Minerales secundarios por oxidación o por enriquecimientos supergénicos son: bornita, calcosina, covelita, cuprita, malaquita, cobre nativo, acantita en una ganga con goethita, limonita, pirolusita, psilomelano. Estos fueron abundantes en la parte superior de las vetas San Rafael y Quenamari.

Palma (1981) distinguió 4 etapas de mineralización. La secuencia de mineralización de la veta San Rafael es compleja, porque existen varias etapas en las que el cuarzo, clorita, casiterita y calcopirita fueron repetidamente precipitados.



a) Primera Etapa: Vetas de Cuarzo – Turmalina

Vetillas de turmalina, vetas de cuarzo-turmalina y brechas de turmalina. Esta etapa no tiene valores económicos. Las temperaturas de homogenización de las inclusiones fluidas varían entre 385°C a 545°C y las salinidades entre 38% a 60% de NaCl equivalente en peso.

b) Segunda Etapa: Caserita Botroidal – Cuarzo – Clorita

Esta es la más importante etapa de la mineralización de San Rafael. La casiterita botroidal está formada por agregados formados por la precipitación de una o más capas de casiterita megascópicas, con formas curvas y groseramente hemisféricas. Esta variedad de casiterita es llamada estaño madera (wood tin) y es de color marrón claro a marrón.

En esta etapa hay también abundante clorita y cuarzo, y cantidades menores de calcopirita, wolframita, scheelita, arsenopirita. A menudo se encuentra clorita finamente intercalada con casiterita botroidal. En algunos casos, la casiterita botroidal está recubierta por una fina capa de un mineral de color amarillo claro llamado valamorfitita.

Las temperaturas de homogenización de las inclusiones fluidas varían entre 220°C a 400°C y las salinidades entre 5% a 18% de NaCl equivalente en peso.

c) Tercera Etapa: Calcopirita – Estaño acicular – Cuarzo – Clorita

Es la etapa principal de los sulfuros, con calcopirita asociada con esfalerita, galena, pirita, arsenopirita, pirrotita, estannita, fluorita, bismuto nativo, clorita, cuarzo, adularia y poca casiterita.

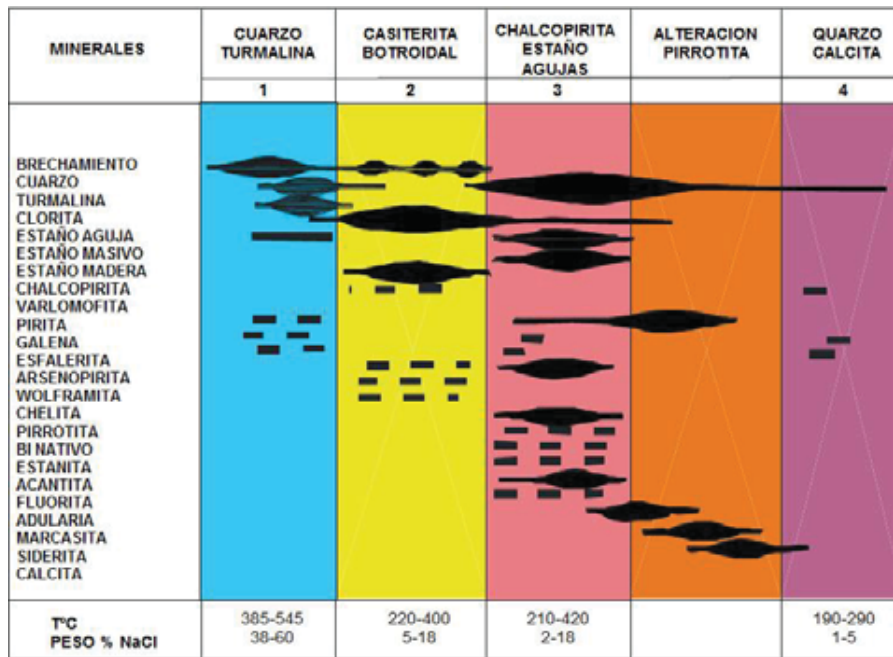
La casiterita acicular (needle tin) está en agregados radiales. Clorita y cuarzo son los minerales de ganga más abundantes, Kontak (1984) sostiene que en una etapa final de esta mineralización la pirrotita fue convertida a marcasita, arsenopirita, pirita y siderita. Las temperaturas de homogenización de las inclusiones fluidas varían entre 210°C – 420°C y la salinidad entre 18% de NaCl equivalente en peso.



d) Cuarta Etapa: Vetas de Cuarzo – Calcita

Vetas de cuarzo o de cuarzo y calcita, las últimas con trazas de calcopirita y alteración clorítica. Estas vetas son de potencias < 12cm o más de potencia. Las temperaturas de homogenización varían entre 190°C a 290°C y las salinidades entre 1% y 5% de NaCl equivalente en peso.

Figura 3.8: Etapas de Mineralización Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de geología

3.2.6.2. Recursos y reservas de mineral

La Compañía Minera MINSUR, propiedad del Grupo Breca, se dedica a la compleja tarea de producir el valioso mineral de estaño, siendo la única mina productora de estaño en el Perú y la segunda productora mundial. Aplicando la más moderna tecnología en la extracción y procesamiento del mineral, con un proceso altamente tecnológico que incide en el manejo ambiental responsable, consciente del entorno en que se desenvuelve su actividad y con una innovadora política de responsabilidad social.

El Inventario de Recursos y Reservas al 31 de diciembre 2017 ha sido estimado conforme a los lineamientos del Código JORC 2012, y procedimiento de estimación en la mina San Rafael.



Los recursos medidos + indicados e inferidos al 31 de diciembre del 2017 de mina subterránea, Cancha N°35 y Cancha N°2.5, son 10,7 MM de t con ley promedio de 1.99% Sn, del cual los recursos medidos e indicados suman 8,2 MM de t con ley promedio de 2.06% Sn.

Los recursos Medidos e Inferidos incluyen las Reservas Probadas y Probables.

Los recursos de mina subterránea utiliza una Ley mínima por perímetro de cubicación 0.30% Sn. y una Potencia mínima por perímetro de cubicación 0.30 m y para las Canchas utiliza una Ley mínima por perímetro de cubicación 0.15% Sn. y una densidad de 1.88.

Tabla 3.3: Total de Recursos Medidos + Indicados e Inferidos Unidad Minera San Rafael

RECURSOS TOTALES MINA+CANCHA 35+CANCHA 2.5 Al 31 de Diciembre del 2017			
Ley de Corte: 0.30% Sn			
Categoría	t (miles)	%Sn	TMF
Medidos	4,569,658	2.40	109,857
Indicados	3,671,535	1.63	58,970
Total de Recursos (M + I)	8,241,193	2.06	168,827
Recursos Inferidos	2,549,490	1.75	44,710
Total General (M + I e Inf)	10,790,683	1.99	213,537

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

El Estimado de Reservas Probadas representa el 63% y las Probables el 37% del total de Reservas al 31 de diciembre del 2017.

Las reservas probadas + probables al 31 de Diciembre del 2017 de mina subterránea, Canchas N°35 y Cancha N°2.5 (Stock Pile), son para el mineral usado de mina es 5.9 MM de t, con 1.75% Sn y de canchas es de 0.89 MM de t con 0.60% Sn, el total de reservas usado para el tratamiento es de 6.8 MM de t, con 1.60% Sn. Las reservas de mina subterránea utiliza una ley de corte de 0.54% Sn. y para la cancha N°35 y cancha N°2.5 una ley de corte 0.16% Sn.

Cabe precisar que de acuerdo a la información proporcionada en la Declaración Anual Consolidada correspondiente al año 2013, la Unidad Minera San Rafael tendría una vida útil de 5 años.



En ese sentido, el aprovechamiento del mineral marginal del depósito de desmonte Cancha N° 35 y Cancha N° 2.5 a través del sistema de pre concentración, no variará la vida útil de la mina proyectada hasta el 2022, puesto que este sistema operará en paralelo a la planta concentradora permitiendo un pre tratamiento del mineral (similar al pallaqueo) del cual se obtendrá pre concentrado de mayor ley que ingresará a la planta.

Tabla 3.4: Total de Reservas Probada + Probable Unidad Minera San Rafael

RESERVAS MINA SUBTERRANEA		Al 31 de Diciembre del 2017		
		Ley de Corte: 0.54% Sn		
Categoría	t (miles)	% Sn	TMF	
Probada	3,854	1.90	73,129	
Probable	2,133	1.48	31,273	
Total de Reservas	5,968	1.75	104,402	

RESERVAS CANCHAS #35 y #2.5		Al 31 de Diciembre del 2017		
		Ley de Corte: 0.16% Sn		
Categoría	t (miles)	% Sn	TMF	
Probada	94,30	0,59	560	
Probable	803,76	0,60	4,857	
Total de Reservas	898,06	0,60	5,417	

RESERVAS TOTALES MINA+CANCHA 35+CANCHA 2.5		Al 31 de Diciembre del 2017		
		Ley de Corte: 0.54% Sn		
Categoría	t (miles)	% Sn	TMF	
Probada	3,948,971	1.87	73,689	
Probable	2,917,549	1.24	36,085	
Total de Reservas	6,866,520	1.60	109,774	

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

3.3. DIAGNOSTICO ACTUAL DE MINA

Las actividades mineras en la Unidad Minera San Rafael consisten en la extracción de minerales de estaño mediante actividades de explotación minera subterránea, y en su posterior beneficio en una planta concentradora mediante procesos de flotación y concentración gravimétrica, para obtener concentrados de estaño como producto final. En la actualidad la capacidad de la planta concentradora es de 2900 (t/d), en donde se procesan minerales con una ley promedio de 2.46%.



Las actividades en la Unidad Minera San Rafael han evolucionado de acuerdo al reconocimiento geológico progresivo y al avance de la tecnología, habiéndose a la fecha mecanizado las operaciones mineras, implementando nuevos métodos de minado y optimizado los procesos en la planta concentradora; lo que ha permitido el incremento progresivo de la producción y la mejora permanente en la productividad.

Figura 3.9: Ubicación tiempo real Cancha N°35 Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

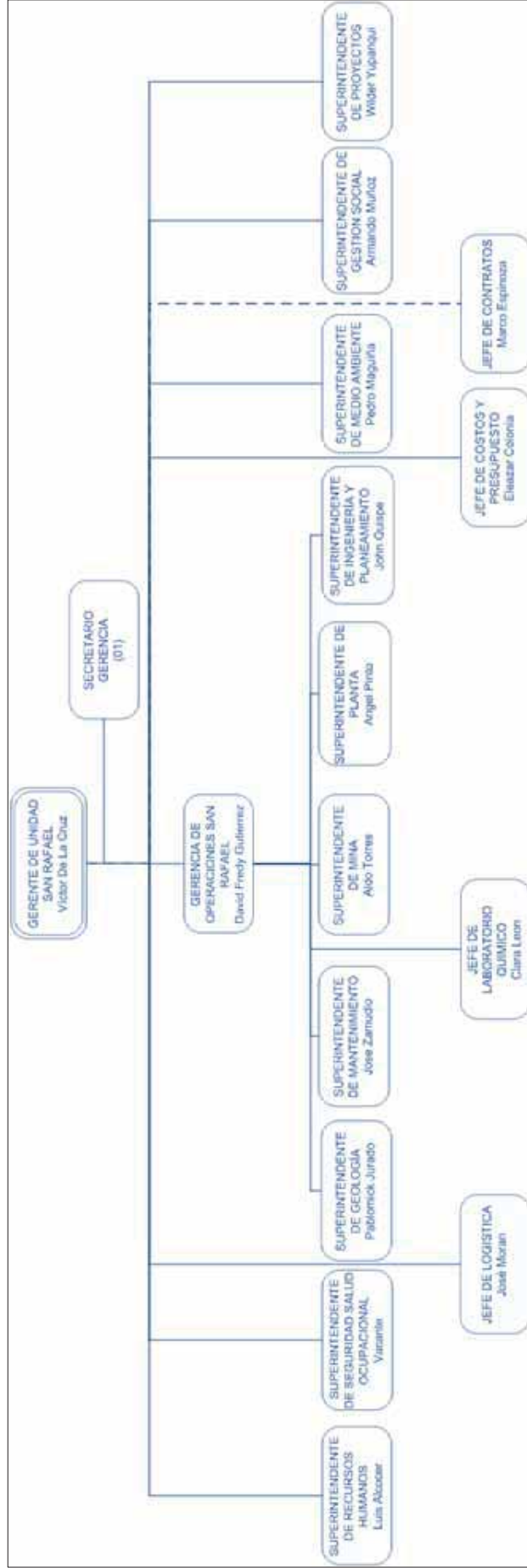
Dándose así el aprovechamiento del mineral marginal procedente del Depósito de Desmonte Cancha N°35 y de mina, implementando una etapa de pre-concentración al actual proceso de la Planta Concentradora, a fin de recuperar los contenidos metálicos de este mineral de baja ley, permitirá obtener un mineral con una mayor ley de Sn, al ser adicionado al procesamiento existente.

3.3.1. ORGANIGRAMA GENERAL UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

Para garantizar el cumplimiento del ciclo de minado y los procesos adjuntos se cuenta con el siguiente grupo de profesionales quienes ramifican en diferentes áreas operativas en la Unidad Minera San Rafael.



Diagrama 3.1: Organigrama general Unidad Minera San Rafael



Fuente: MINSUR S.A. - Departamento de Recursos Humanos



3.4. METODO DE EXPLOTACION

Los métodos de minado considerados para el Planeamiento de Minado en la Unidad San Rafael son: “Sublevel Stopping” transversal, “Sublevel Stopping” longitudinal y “Bench and Fill Stopping (Avoca)”, basado en el Estudio denominado “Trade Off de Métodos de Minado” para la Unidad San Rafael, elaborado por la consultora AMEC.

Los métodos son seguro durante la explotación considerando las condiciones de la calidad de roca, la geometría del cuerpo y la recuperación, dilución y la productividad. A continuación, los comentarios de las condiciones de aplicación de cada método.

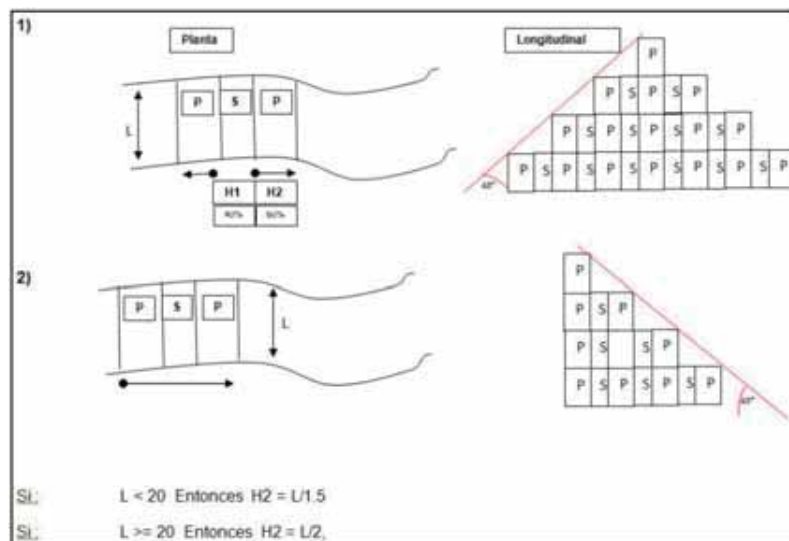
3.4.1. “SUB LEVEL STOPING” TRANSVERSAL

Utilizado en estructuras calificadas como cuerpos con potencias mayores a 10 m, con disposición de las cámaras de explotación en forma transversal a la corrida de la veta.

El minado se realiza en forma de paneles primarios y secundarios transversales al rumbo de la estructura mineralizada y se empleará relleno en pasta después del minado de cada panel.

La secuencia de explotación es similar al método Bench and Fill, primero se explotan y rellenan las cámaras o tajos primarios, para luego recuperar en forma secuencial los tajos adyacentes, expandiéndose siempre hacia un lado con roca in situ.

Figura 3.10: Secuencia de Minado en “Sub Level Stopping” Transversal.



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería



3.4.2. “SUB LEVEL STOPING” LONGITUDINAL

Método que se utiliza en estructuras y rocas de caja con RMR de calidad regular a buena.

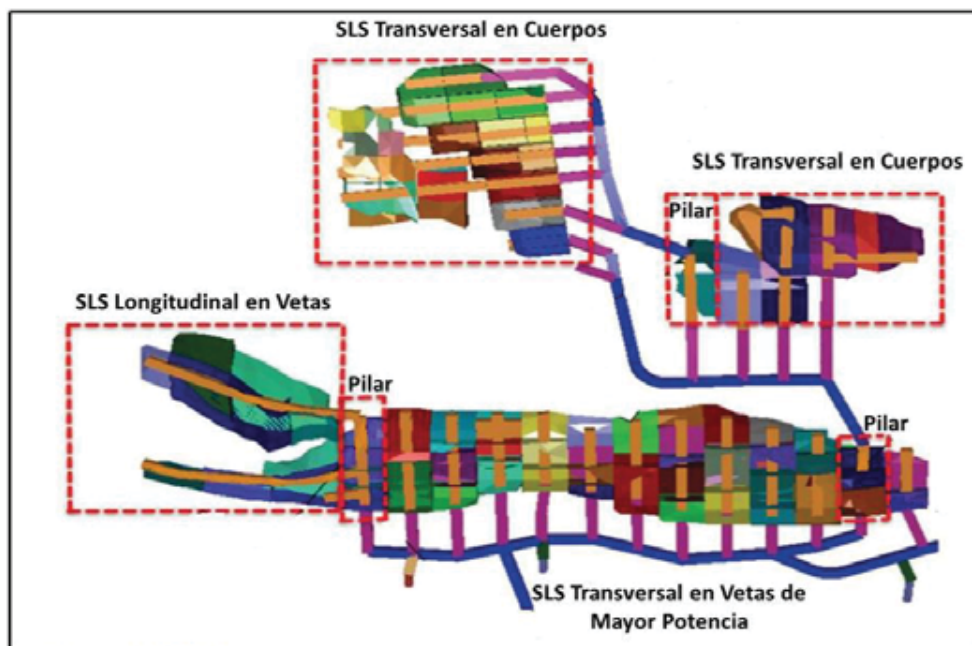
Se utiliza principalmente en vetas y cuerpos de mediana a alta potencia; sin embargo, puede emplearse en vetas de baja potencia si hay marcadas sinuosidades, principalmente en altura. Se utiliza relleno en pasta para dar estabilidad a las zonas de explotación, pero principalmente con el fin de generar paredes autoestables en la vecindad de las zonas de minado que permita recuperar la mayor cantidad del mineral existente y asegurar la continuidad de la explotación.

Las dimensiones del bloque consideradas para los costos operativos y de capital son 100 m de largo y 56 m de altura que incluyen los niveles inferior y superior.

Su aplicación está recomendada en vetas con potencias menores a 10 m principalmente por sus características de secuencia y estabilidad.

La Figura 3.11 muestra el cambio del método transversal al método longitudinal, lo que es importante en minas como San Rafael, en el que ocurren cambios de cuerpos o vetas de gran potencia a vetas angostas.

Figura 3.11: Métodos de Minado “Sub Level Stopping (SLS)” Longitudinal y Transversal



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería



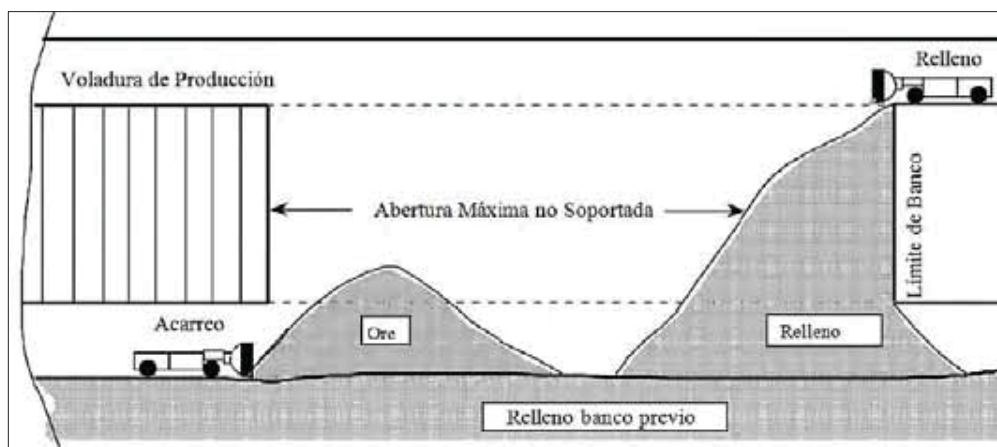
3.4.3. BENCH AND FILL STOPING (AVOCA)

Es un método altamente selectivo y de baja productividad, por lo que permite explotar cuerpos de baja regularidad y continuidad espacial. Consideran la posibilidad de aplicación en estructuras con potencias mayores de 3 a 10 m y con buzamiento mayor a 65° , para potenciar la utilización de la flota general de equipos, sin impactar la selectividad del método y para incrementar su productividad por disparo.

El avance del minado es horizontal con la perforación de taladros verticales y voladura vertical. La perforación se realiza con equipos tipo Simba. Luego de cada voladura, el equipo de limpieza saca el mineral fragmentado. Como parte del ciclo de minado, una vez concluida la limpieza del mineral fragmentado, por el extremo opuesto proceden al relleno del espacio vacío, antes de continuar con la voladura siguiente. Las dimensiones conceptuales del bloque de minado son de 150 m de largo y 56 m de altura.

El relleno considerado es principalmente detrítico aunque también podría ser utilizado relleno en pasta (a un mayor costo). Rellenan hasta dejar un espacio vacío, para cara libre para la siguiente voladura, entre el mineral perforado y el relleno en sí.

Figura 3.12: Método de Minado Bench & Fill Stoping (Avoca)



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería



3.5. OPERACIONES MINA

Actualmente la explotación del mineral se realiza en bancos de 12.5 m y cuando se explota por más de 2 subniveles la altura de la excavación llega a 35 metros de excavación, la perforación de taladros de producción se realiza con diámetros de 2 pulgadas y media. La voladura se realiza con explosivos generalmente utilizados en minería superficial como son el ANFO y las emulsiones.

3.5.1. SECUENCIA DE MINADO

La capacidad de producción en cuerpos y vetas es determinada por cálculos analíticos en función a los rendimientos obtenidos a través de estudios de tiempo, control y seguimiento.

También se comparan con las producciones históricas registradas por los levantamientos topográficos, mapeos geológicos y muestreo de leyes, ya que cada tajeo presenta una condición diferente con respecto a otro, para este análisis se toma en consideración los siguientes datos.

- Definición del método de minado para el caso de san Rafael , Sublevel Stoping y algunas variantes como el minado longitudinal por el rumbo como transversal.
- Secuencia de minado respetando los radios hidráulicos, y aberturas calculadas por el área de geomecánica.
- Disponibilidad, utilización y eficiencia de equipos (Simba, Raptor, Scoop, equipos de servicios, equipos de sostenimiento, ventiladores, bombas).
- Producción Histórica de los cuerpos y vetas en tonelajes y leyes.
- Estimación de reserva actualizada al periodo de las estructuras a explotar.
- Tipo de estructura mineralizada (vetas o cuerpos).
- Calidad del macizo por cada estructura.
- Aplicación del sostenimiento, tipo, rendimiento y eficiencia.
- Infraestructura de servicios, aire, agua, energía, relleno.
- Infraestructura de ventilación, labores de preparación de ventanas o Accesos al cuerpo.
- Infraestructura de chimeneas tolvas o echaderos para la limpieza del mineral.
- Rendimiento y capacidad disponible de relleno en pasta.



3.5.2. CICLO DE MINADO

El ciclo de minado en la operación subterránea de mina San Rafael, está dado por el método de minado, los cuales cumplen una secuencia operativa, que conllevan a obtener los resultados previstos teniendo en consideración la seguridad y el costo de minado.

El ciclo en nuestro caso en particular se da a través de las siguientes etapas.

3.5.2.1. Perforación

Para el proceso de perforación la labor debe estar completamente acondicionada con sostenimiento e instalado los servicios considerando que el piso debe estar también bien raspado ya que contamos con equipos sofisticados como Simbas y Raptor (S7D, H104, H157, T1D), La malla de perforación varía de acuerdo a la potencia de la mineralización y del equipo de taladros largos, el rango del burden es para cuerpos (1.0-2.5) y para vetas es (0.80-1.3) metros. Al culminar la perforación se realiza un levantamiento topográfico para medir la desviación de taladros, en caso este desviado se procede a realizar un nuevo diseño y a perforar el taladro corregido, con la finalidad de asegurar la salida de los taladros hacia la cara libre y que no genere mayor dilución debido a la desviación, cuando los taladros estén correctos se procede a tapar los taladros para evitar que se entierren y no se pierda tiempo en el momento de carguío con explosivo de los taladros.

Tabla 3.5: Características de Perforación en la Unidad Minera San Rafael

	CUERPOS	VETAS
RMR de las cajas	45-60	46-57
Buzamiento	40 - 75 NE	60-80 NE
Equipos de perforacion	Simba S7D, Boomer T1D, Simba H-157, Raptor 44XP	Simba S7D, Boomer T1D, Simba H-157, Raptor 44XP
Diametro de perforacion	2 1/2"	2 1/2"
Malla de perforacion	2.60 x 2.20	1.20 x 1.30
Equipo de Limpieza	Scoops 6yd3	Scoops 6yd3 y Scoops 4yd3
Secciones de minado	4.00 x 3.80m	3.50 x 3.50m

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Perforación y Voladura



Las características de los equipos de perforación son:

a) Simba S7D

Es un equipo de perforación de barrenos largos para galerías medianas a grandes; en el rango de diámetros de perforación de 51 a 89 mm. Puede perforar barrenos paralelos ascendentes y descendentes con un espaciado de hasta 3 metros. Equipado con un martillo en la cabeza COP 1838ME de 18 kW para alta disponibilidad y productividad; y una unidad de perforación montada en el brazo para lograr el máximo alcance y la máxima flexibilidad en la perforación de barrenos largos y barrenos para bulones.

Cuenta como la parada de perforación automática que previene accidentes y garantiza una alta seguridad tanto para el equipo como para el personal.

Figura 3.13: Equipo de Perforación Simba S7D



Fuente: www.maquinariaspesadas.org/s/perforadoras-atlas-copco

b) Boomer T1D

Equipo de perforación diseñado para realizar trabajos en vetas angostas, requiriendo una sección mínima de 3.5 x 3.5 m para la operación, puede perforar taladros en un ángulo de 360° de giro, en todas las direcciones y con diferentes grados de inclinación.

Incluye un motor Tier 3 más potente y limpio que permite mayores velocidades de desplazamiento y ofrece ventajas medioambientales. El sistema de suspensión del brazo reduce la tensión en la máquina, lo



cual hace que aumente la vida útil y mejore el confort del operario durante la conducción. Cuenta con una cabina más ergonómica, más cómoda y con mayor visibilidad. Los puntos de servicio más accesibles facilitan las labores de mantenimiento.

Figura 3.14: Equipo de Perforación Boomer T1D



Fuente: MINSUR S.A. - Departamento de Planeamiento e Ingeniería

c) **Simba H-157**

Un equipo muy versátil para la perforación en ángulos de 0° a 360°, es utilizado para taladros de producción. La longitud de los taladros varía de 12 m a 18 m, con un diámetro de 2.5" y cuenta con una COP 1238-ME.

Figura 3.15: Equipo de Perforación Sima H-157



Fuente: www.maquinariapesadas.org/s/perforadoras-atlas-copco



d) Raptor 44

Equipo electrohidráulico para perforación de taladros largos, requiriendo una sección mínima de 2.8 x 2.8 m para la operación, puede perforar taladros en un ángulo de 360° de giro, en todas las direcciones y con diferentes grados de inclinación.

Equipado con la perforadora que incorpora Extractor de barras para evitar atascamientos.

Figura 3.16: Equipo de Perforación Raptor 44 XP



Fuente: www.maquinariaspesadas.org/s/perforadoras-atlas-copco

3.5.2.2. Voladura

La operación unitaria de voladura de rocas ha sufrido varios cambios a raíz del cambio en la potencia de cuerpos a vetas, implementando así controles operacionales más rigurosos de tal manera que permitiera un mejor manejo de la dilución.

Los tipos de voladura que tenemos en la unidad minera San Rafael, son la voladura primaria que se considera a la voladura de los taladros largos con longitudes de 12.5 metros aprox. y la voladura secundaria se realiza mediante plasteos, calambucos, cachorro en el nivel base de extracción ubicado en una labor de acumulación con uso para este fin.

Para la perforación de chimeneas se tiene una malla con diseño diferenciado, la voladura de chimeneas se realiza con el método de VCR (vertical cráter retreat) se dispara por tramos de 3-5 metros esto sirve para hacer la cara libre y así se empiezan la voladura de producción disparando secciones en cada subnivel en forma de gradines invertidos con Examón, Emulex, para continuar con el minado del tajeo.



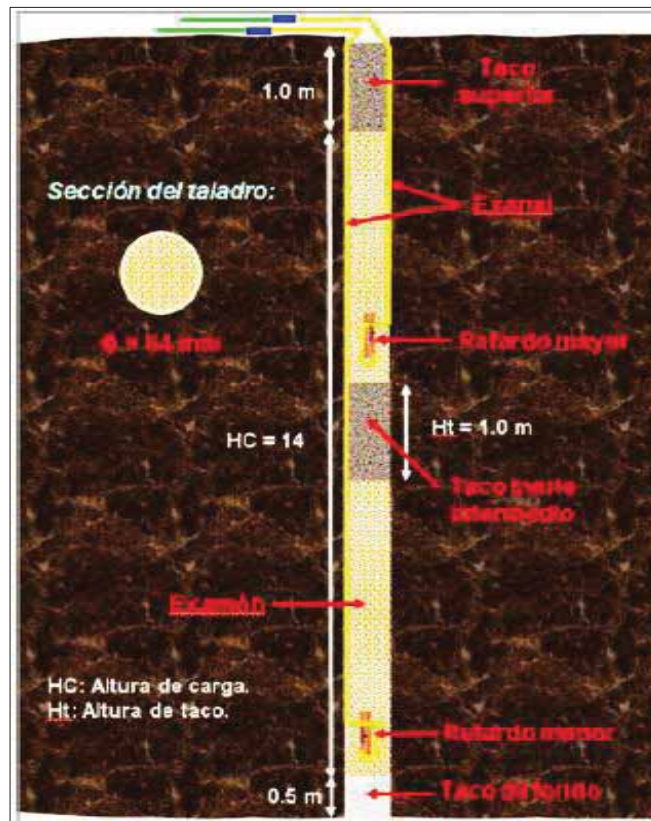
Para disminuir la sobrerotura se está implementando el uso de mayor cantidad de tubotacks, donde se desacopla la carga, en base a un diseño de voladura de tal manera que se evite el error de desviación en el emboquillado, en algunos sectores donde la roca es incompetente se diseña la instalación de cable bolting, para reducir el descaje post voladura.

Figura 3.17: Carguío de Taladros en Vetas



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Perforación y Voladura

Figura 3.18: Carguío de Taladros Largos



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Perforación y Voladura



- Iniciador (cebo): Gelatina Especial 75% (1 1/8"x8"), considerando entre 01 y 02 cebos de gelatina con su respectivo número de Exanel.
- Carga de columna: Examon-P, Semexa 65 y Exagel en la columna según el comportamiento de las cajas, además se emplea tubería de PVC de 50 mm de diámetro para proteger el hueco taladro así como para conseguir la distribución de carga de diseño.
- Taco: Detritus.

3.5.2.3. Sostenimiento

En la Unidad Minera San Rafael se viene instalando los siguientes tipos de sostenimiento:

- Malla de 2.4m x 6.0m
- Pernos helicoidales de 7 pies y 10 pies
- "Split Sets" de 3 y 5 pies
- Cuadros de madera
- Cimbras de acero
- "Wood packs"
- "Shotcrete"
- "Cable bolting"

3.5.2.4. Limpieza o acarreo

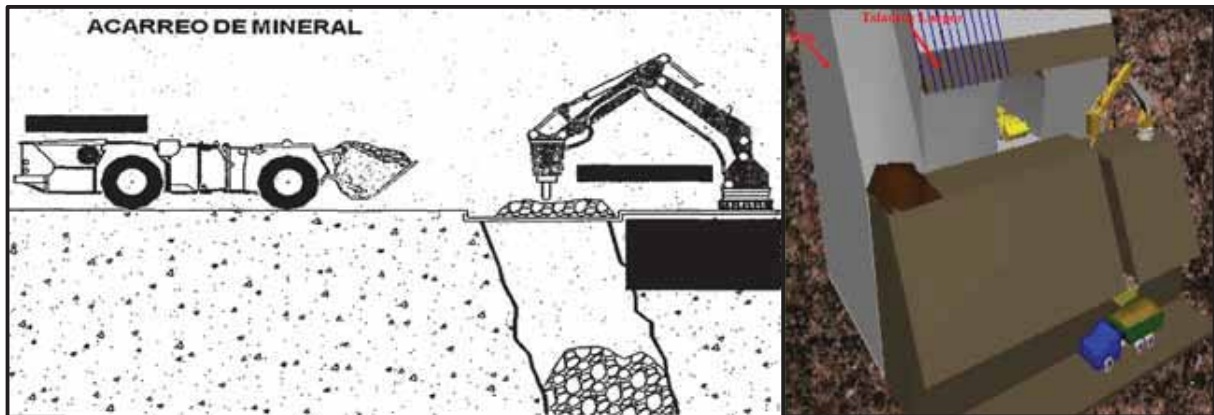
La limpieza y el acarreo de mineral se realiza con scooptram de 6 yardas cubicas y 4 yardas cubicas, ya sea mediante el carguío directo a las unidades de transporte o carguío mediante tolvas electro-hidráulicas, según la variante de explotación utilizada en el tajo y la distancia donde se encuentran los tajos con respecto a los puntos de acceso de estos equipos.

a) Carguío mediante tolvas electrohidráulicas.

El mineral que es fragmentado después de la voladura es extraído de las estocadas o de los tajos para ser evacuado a una parrilla que comunica mediante una chimenea de transferencia (Ore pass) en forma de Y una tolva electro hidráulica, ubicada en una cámara de carguío, donde los volquetes podrán realizar el carguío de mineral.



Figura 3.19: Sistema de alimentación por el Scooptram a los Orepass – Volquetes FMX



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

b) Carguío directo

El mineral acumulado es sacado de las estocadas o ventanas para ser cargado en forma directa por el Scooptram hacia las unidades de transporte, la cámara de carguío tiene un diseño en forma de H con una pequeña rampa paralela a la posición del volquete para que la cuchara del Scooptram pueda alcanzar la tolva del volquete y realice la descarga del mineral sin problemas.

Figura 3.20: Sistema de alimentación por el Scooptram a los Volquetes FMX



Fuente: Propia



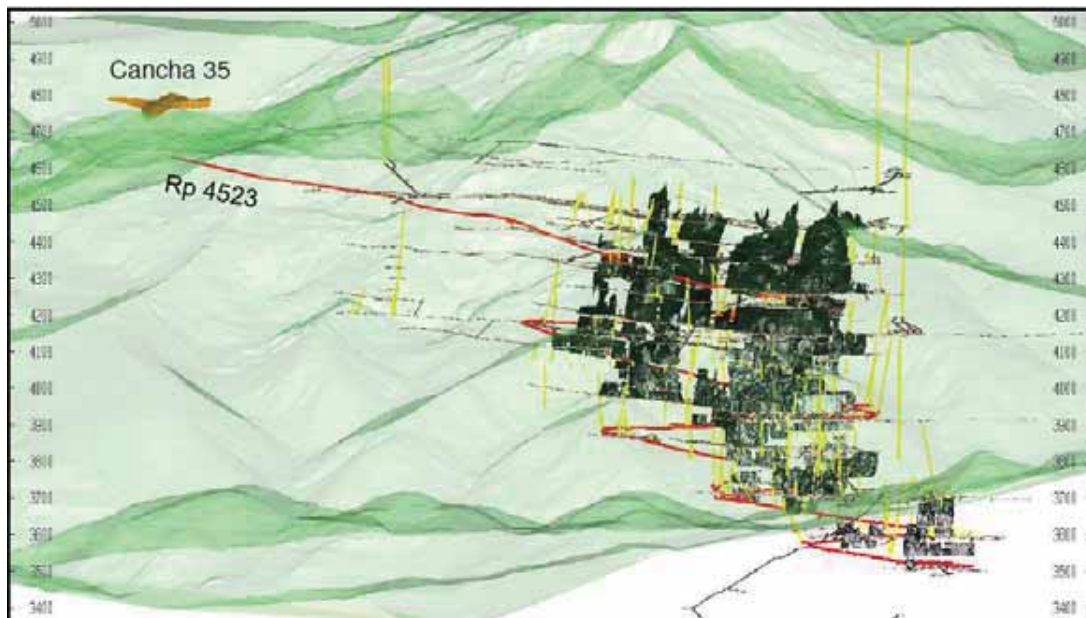
3.5.2.5. Transporte

a) Transporte - Interior mina

Para el transporte de mineral desde interior mina a superficie se usan volquetes Volvo FMX de 35 toneladas de capacidad, los cuales cargan el mineral de las tolvas electro-hidráulicas o mediante carguío directo con Scooptram, para posteriormente dirigirse según la ley del mineral hacia la Cancha N° 01 para alimentar a la planta concentradora existente o hacia la Cancha N°35 para alimentar a la Planta de Pre Concentración con mineral de baja ley (Marginal).

En el caso de desmante también se usan volquetes los cuales extraen el material desde los diferentes puntos donde se origina el desmante producto de los avances horizontales y transportados por la rampa principal hasta la desmontera Larancota, el cual tiene una longitud desde bocamina hasta la desmontera de 5.4 Km.

Figura 3.21: Vista Isométrica donde muestra la rampa principal hacia la Cancha N°35



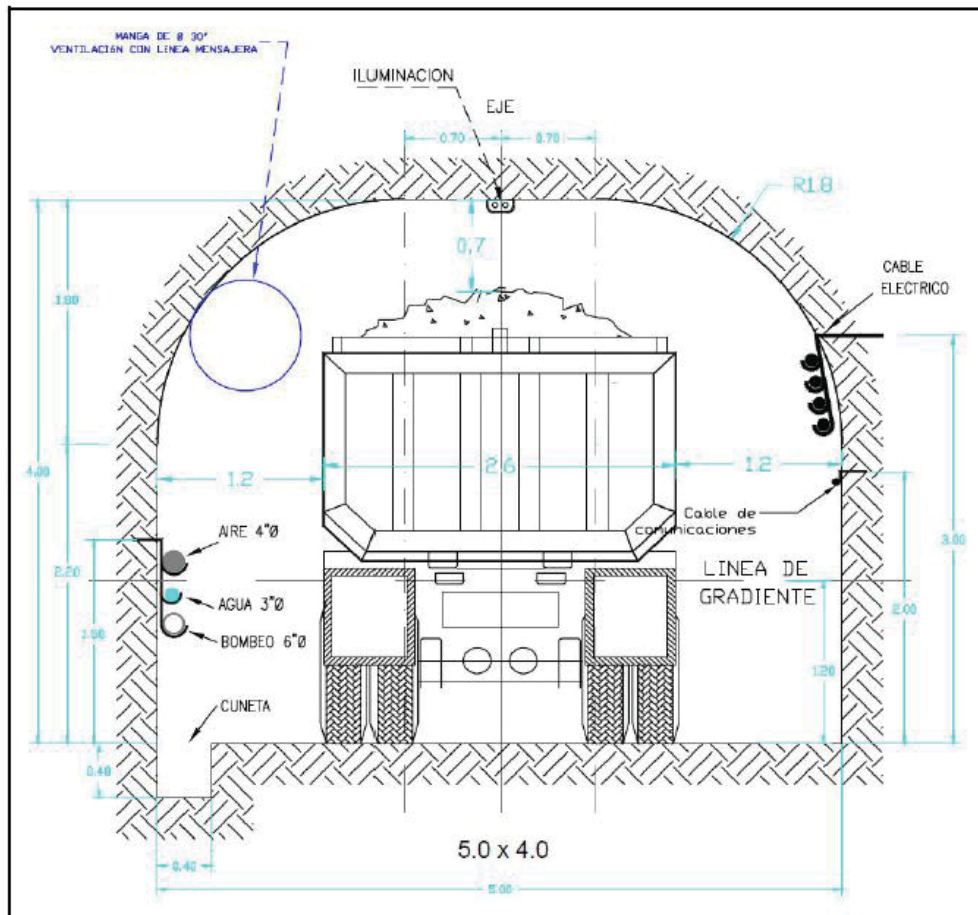
Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

El desmante y mineral extraído de mina subterránea es transportado por la rampa principal 4523, que tiene una sección de 5 x 4 metros de sección con una longitud total de 9 km y pendiente de 10% en tramos



rectos y 5% en curvas, la distancia promedio de extracción de mineral o desmonte en mina es de 7 Km. Con una cantidad de 6 volquetes de Minsur de 35 toneladas y 12 Volquetes de la Empresa Especializada OPEMIN 8 de 32 toneladas y 4 de 25 toneladas. En total 18 volquetes que ingresan a Mina.

Figura 3.22: Sección típica de la Rampa Principal 4523



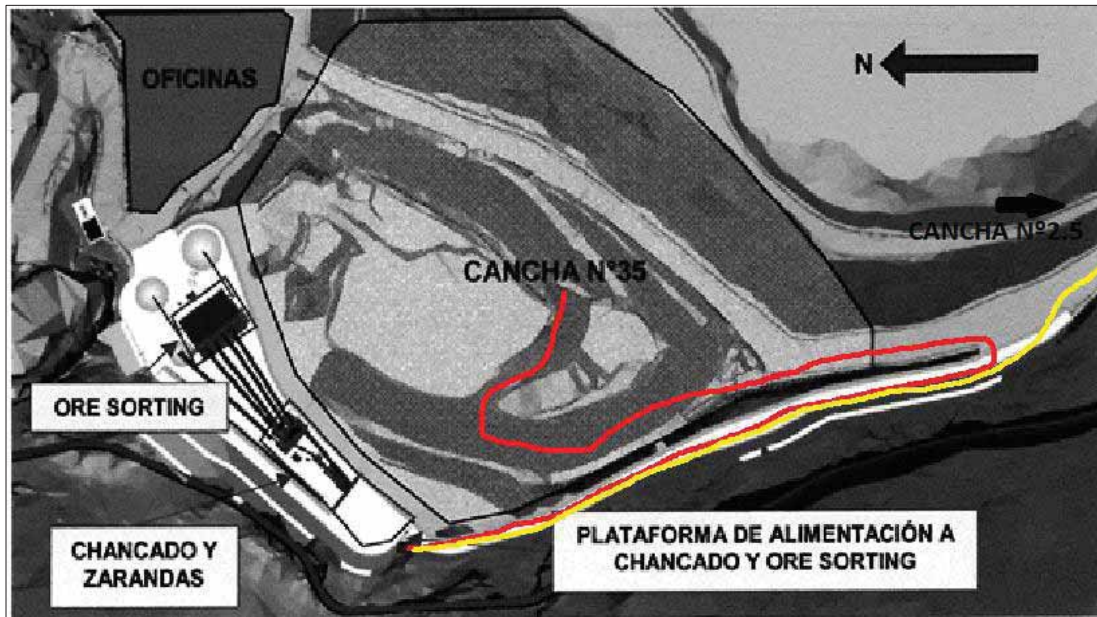
Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

b) Transporte - Planta de Pre Concentración

Durante las operaciones de la Unidad Minera San Rafael, el mineral de baja ley (marginal) extraído de mina fue almacenado en el depósito Cancha N°35 ubicado en la superficie frente a las oficinas principales. Se asignó a la Empresa Especializada Stracon GyM para extraer el mineral marginal acumulado y transportarlo al sistema de Pre-Concentración, para poder obtener un mineral con una mayor ley de Sn, al ser adicionado al procesamiento existente.



Figura 3.23: Vista general de Cancha N°35 y Cancha N°2.5



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planeamiento e Ingeniería

Adicional, se cuenta con mineral marginal acumulado en la Cancha N°2.5 que junto al mineral marginal de la Cancha N°35 son extraídos mediante cargadores frontales CAT 966 de 6.4 m³ y transportado para la alimentación a la Planta de Pre Concentración mediante camiones Volvo FMX de 20 m³.

La distancia de Cancha N°35 a Ore Sorting es 0.672 km y la distancia de Cancha N°2.5 a Ore Sorting es 1.665 km

Para visualizar el diseño de las canchas N°35 y N°2.5 las podemos observar en el Anexo 01 y Anexo 02

Figura 3.24: Parrilla de Pre Concentración y Cancha N°2.5



Fuente: Propia



El mineral marginal una vez procesado en el sistema de chancado, zarandeo y clasificación; será separado en rangos de tamaños para su posterior evacuación donde:

- El material menor a 6 mm sera apilado para ser transportado al sistema de Gravimetria, el cual tiene una distancia de Ore Sorting a Gravimetria de 1.530 km.
- Mientras que los materiales entre 6mm y 70 mm seran procesados por 4 equipos de Ore Sorting trabajando en paralelo utilizando sensores de rayos X para separar el mineral preconcentrado de estaño del desmorte y generar dos pilas de estos materiales (Pre Concentrado y Desmorte) que seran transportados por camiones Volvo FMX de 20 m³ a la planta de procesos actuales y al deposito de Larancota respectivamente.

La distancia de Ore Sorting a Cancha N°01 es 1.310 km (Pre Concentrado) y la distancia de Ore Sorting a Larancota es 4.986 km (Desmorte).

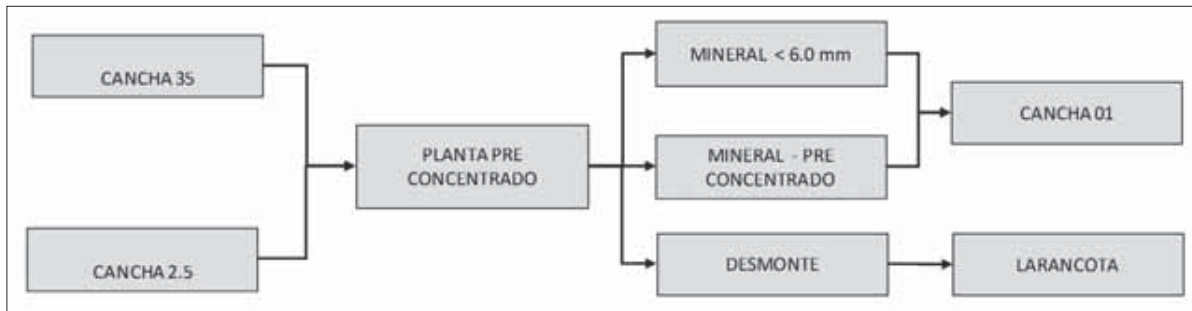
Figura 3.25: Pilas de evacuación - Planta de Pre Concentrado



Fuente: Propia



Diagrama 3.2: Circuito de alimentación y evacuación de mineral y desmonte - Planta de Pre Concentrado



Fuente: Propia

3.5.2.6. Relleno

En la unidad minera San Rafael las aberturas tienen que ser rellenadas para que cumplan la función de Pared auto estable (Pilar), para lo cual se realiza de dos diferentes formas.

a) Relleno en Pasta

El relleno en pasta es una técnica que permite reestablecer la estabilidad del macizo rocoso, llenando los tajos vacíos para permitir la recuperación de pilares y continuar con la explotación de mineral en niveles inferiores.

Este tipo de relleno, utiliza los relaves totales de la planta concentradora como componente principal. La preparación de la pasta, empieza por un proceso de separación sólido – líquido de la pulpa de relave, añadiendo cemento y escoria metalúrgica molida como aditivos. Siendo transportada a través de tuberías de alta presión desde la Planta de relleno hasta el Tajo en interior mina, impulsado por una bomba de desplazamiento positivo, capaz de desarrollar alta presión, que mueve un fluido de alta concentración de sólidos.

La planta de relleno en pasta (Planta PRELL) actualmente está ubicada en el Nivel 4370. Cuenta con una capacidad para producir 45,000 m³/mes de relleno, actualmente la producción mensual promedio es de 38,787 m³ correspondiente a un 85% de su capacidad operativa.



b) Relleno en Detrítico

El desmonte proveniente de las labores de exploración, desarrollo y preparación, como también el desmonte generado por la planta Ore Sorting se utiliza para rellenar tajeos vacíos programados con detrítico. El desmonte es transportado por camiones desde diferentes niveles y dejado en la parte superior cerca al tajeo de minado, y con scooptram se procede a acarrear el material por subniveles y ventanas para depositar en el tajeo abierto, hasta culminar el relleno permitiendo asegurar la estabilidad de las labores.

3.5.2.7. Ventilación

El sistema de ventilación de la mina San Rafael es forzado con ventiladores principales, se tiene circuitos de ingreso de aire fresco y evacuación de aire viciado, para poder coberturar el requerimiento del personal, equipos y dilución de gases.

Se utilizan 9 ventiladores principales extractores de diferentes capacidades y tipos (axiales y centrífugos).

La ventilación auxiliar se realiza con ventiladores axiales de diferentes capacidades, instalados en ejes de aire fresco e inyectando el aire a los frentes de trabajo con mangas de ventilación, el retorno de aire se evacúa a los ejes principales de extracción de aire viciado.

3.5.2.8. Depósito de desmonte Larancota

San Rafael cuenta con la desmontera Larancota el cual tiene una aprobación para construcción de 5 fases. Fase1: 1MM m³, Fase2: 1.9 MM m³, Fase3: 4 MM m³, Fase 4: 4MM m³, Fase 5: 4.1 MM m³ y una autorización para operación hasta la segunda fase, actualmente en la desmontera se culminó la Fase1- 2 Años y se inició la Fase 2- 4 Años.

La distancia de transporte desde la bocamina hasta Larancota es de 5.4 Km, todo el tramo es una carretera afirmada, teniendo como total de desmonte acumulado al 31 de diciembre año 2017, 1, 363,530 MM m³.



Para la extracción y transporte de material se utilizará una flota compuesta por volquetes de doble eje de 34 toneladas métricas de capacidad, que trabajarán con tolvas hidráulicas y carguío directo hacia los volquetes, contabilizando una cantidad de 70 viajes, a una velocidad promedio de 15 km/h, durante los 365 días del año. Además el desmonte generado por el aprovechamiento del mineral marginal de la Cancha N°35 es transportado a la desmontera de Larancota, donde se conformara el material por un tractor y una retroexcavadora.

Figura 3.26: Deposito de Desmonte Larancota



Fuente: Propia

3.5.2.9. Depósito de mineral marginal Cancha N°35

Durante las operaciones de la Unidad Minera San Rafael, el mineral de baja ley (marginal) extraído de mina, la mayor cantidad proveniente de labores de avances fue almacenado en el depósito de desmonte Cancha N°35. El volumen actual de este depósito es de aproximadamente 715500 m³, el cual ocupa un área aproximada de 29514 m². Las coordenadas de ubicación del eje central del depósito de desmonte Cancha N°35 son 8426082 N, 357179 E (WGS84).

Con relación a las características mineralógicas del mineral de baja ley identificado en este depósito es que este consiste en un material



acumulado de distintas granulometrías, cuya litología presente son intrusivos y pizarras con disseminación y venillas de casiterita asociado a pirita y cuarzo. Asimismo, se observa en la mayoría de la Cancha N°35 una oxidación supergena producto del intemperismo.

A partir de la evaluación de las investigaciones geotécnicas de campo y laboratorio en la etapa anterior de diseño, se determinó que el material de desmonte/baja ley está constituido por grava pobremente gradada, grava bien gradada con arena, grava pobremente gradada con limo y arena, grava bien gradada con limo y arena, y grava pobremente gradada con arcilla y arena. La compacidad del depósito de material de desmonte de la Cancha N°35, varía con la profundidad, desde un material suelto (desde la cota 4536 msnm) a uno medianamente denso (a partir de la cota 4532 msnm).

El material de desmonte/baja ley tiene un peso unitario natural que varía aproximadamente entre 20 y 21 kN/m³ que corresponde una compacidad medianamente densa. Teniendo en cuenta una humedad máxima de aproximadamente 7%, este material tendría un peso unitario seco aproximado de 18,7 kN/m³. Para fines de análisis geotécnico para cimentación y análisis de estabilidad de taludes, se ha considerado que este material tiene un peso unitario de 20 kN/m³, una cohesión nula, y un ángulo de fricción de 38°.

El sistema de pre-concentración del Depósito de Desmonte de la Cancha N°35 considera la remoción para tratamiento de la mayor parte del volumen de material acumulado actualmente en este depósito en un periodo aproximado entre 1.5 y 2 años. El proceso de explotación del depósito está definido por un método de minado superficial por bancos de manera descendente, sin la aplicación de procesos de perforación y voladura.

Del área del Depósito de Desmonte de la Cancha N°35, se ha identificado dos zonas: una zona que contendría recursos de mineral marginal, los cuales serán aprovechados y un área donde se implementará el sistema de Ore Sorting, conformado por material de desmonte. El volumen



estimado de desmonte (sin movilizar) que conformará el relleno de la plataforma para el sistema de Ore Sorting será de 34500 m³, mientras que el material a movilizar (conformado por mineral marginal y desmonte) tendrá un volumen de 715500 m³, es por tal que se estima que una vez terminada la remoción del mineral marginal del Depósito de Desmonte de la Cancha N°35, éste se reducirá en un 95% aproximadamente.

El ritmo de aprovechamiento de este material ha sido calculado en 1950 t/día. La remoción del mineral se realizará por bancos individuales, lo que permitirá mantener una adecuada estabilidad de cada área de trabajo, así como de los taludes finales cuando toda la operación de extracción hay sido concluida.

El diseño del plan de aprovechamiento se basó en los equipos mineros seleccionados para su ejecución, tales como camiones de 34 t, pala hidráulica de 3.5 m³ y un Bulldozer de 1.98 m³, con dichos equipos se determinó: ancho de áreas de labor, pendientes de rampas, altura de bancos, entre otros. Dentro del área del depósito de habilitarán rampas de acarreo diseñadas para que transiten la maquinaria y vehículos requeridos para el laboreo en los bancos del depósito.

Figura 3.27: Deposito de Desmonte Cancha N°35



Fuente: Propia



3.6. PROCESO PRODUCTIVO

En el proceso productivo de San Rafael, se trata minerales de casiterita (SnO_2) provenientes de 02 fuentes definidos:

- Mina, mineral de ley económica.
- Planta de Pre concentración (Ore Sorting), mineral de mina de ley no económica (ley marginal), mineral de la Cancha N°35 (desmontera).

3.6.1. PLANTA CONCENTRADORA

La Planta Concentradora produce 02 tipos de concentrados, utilizando el método de concentración Gravimétrica (Jigs + espirales + mesas) con una flotación inversa para la eliminación de contaminantes y por flotación directa de la casiterita, previa limpieza de contaminantes por flotación de sulfuros.

Para tratar las 3,044 TMSDT de minerales de estaño con una ley de cabeza promedio de 1.74 % Sn y obtener concentrados del orden del 38.00 % Sn en calidad, con una recuperación de 92.03 %; se requiere de un consumo de agua tratada de 18.26 M^3/TMS .

Las principales instalaciones de la planta concentradora son las siguientes:

- a) Chancado
 - Chancado primario
 - Chancado secundario
 - Chancado terciario

- b) Molienda
 - Molienda Primaria
 - Molienda Secundaria
 - Molienda Terciaria
 - Molienda de Preconcentrados

- c) Concentración Gravimétrica
 - Concentración Jigs Gekkos
 - Concentración Jigs Triplex Espirales



- Concentración Mesas Espirales
- Flotación Sulfuros Gravimetría
- Filtrado Concentrado Gravimétrico
- Despacho de Concentrado Gravimétrico

d) Concentración por Flotación

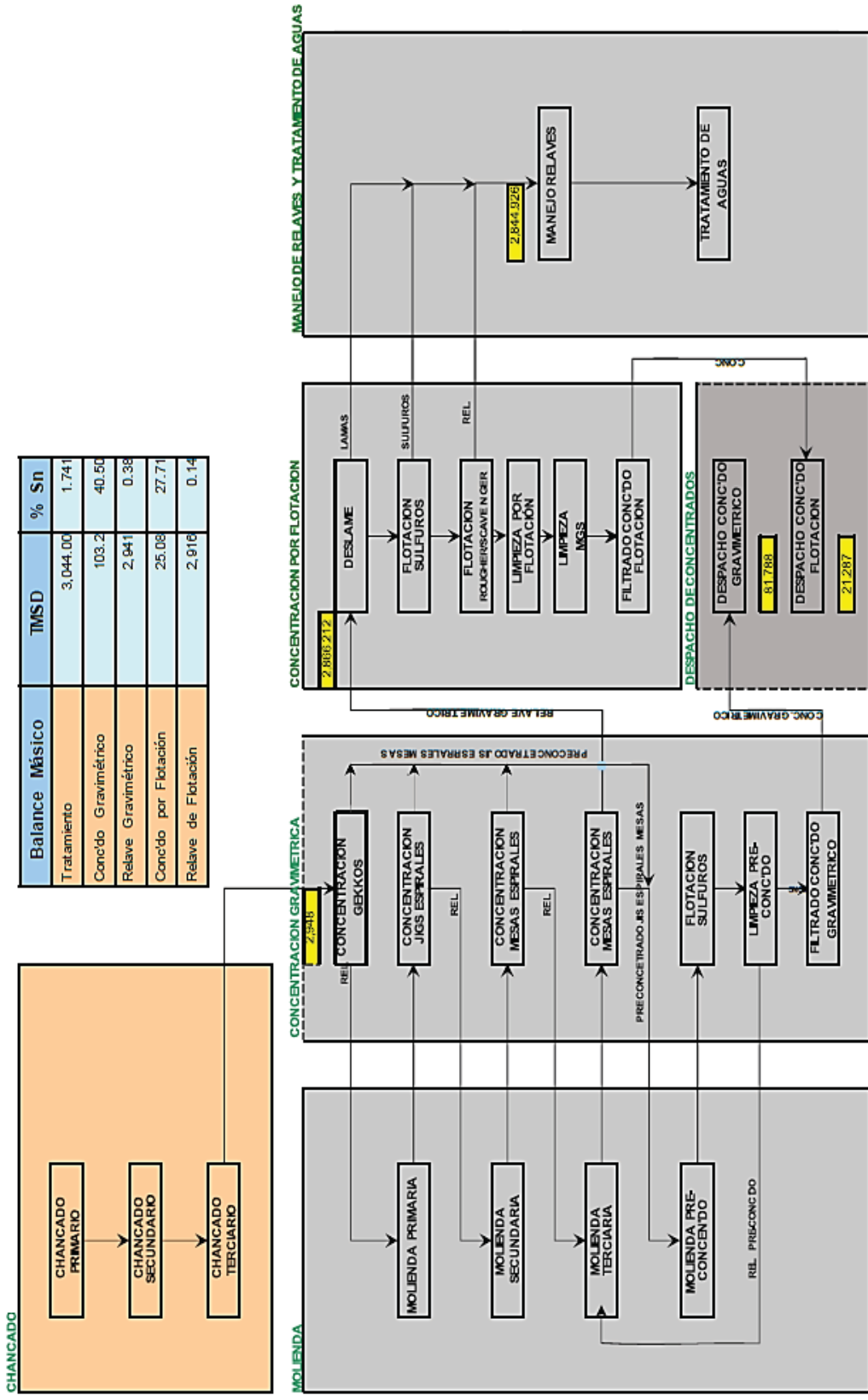
- Deslame
- Flotación Sulfuros Flotación
- Flotación Rougher/Scavenger
- Limpieza por Flotación
- Limpieza MGS
- Flotación Ultrafinos
- Filtrado Concentrado por Flotación

e) Manejo de Relaves y tratamiento de Aguas

- Manejo de Relaves
- Tratamiento de aguas



Diagrama 3.3: Circuito de Planta Concentradora – San Rafael



Balance Mésico	TMSD	% Sn
Tratamiento	3,044.00	1.741
Conc'do Gravimétrico	103.2	40.50
Relave Gravimétrico	2,941	0.38
Conc'do por Flotación	25.08	27.71
Relave de Flotación	2,916	0.14

Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planta Concentradora



3.6.2. PLANTA PRE CONCENTRADORA

El sistema de pre-concentración corresponde a un proceso mixto que incluye las metodologías de Ore Sorting y Gravimetría que permitirá incrementar la ley del mineral que ingrese al sistema para luego ser alimentado al proceso de concentración actual sin modificar la capacidad de la planta concentradora.

El diseño del sistema de pre-concentración ha sido definido principalmente para generar valor al mineral marginal almacenado en la Cancha N°35 y de manera secundaria mejorar el valor del mineral económico de baja ley proveniente de la mina. El volumen minable de la Cancha N°35 estimado a partir del modelo de bloques es de aproximadamente 1, 111,588 t con una ley promedio de 0.78% SN/t. Bajo este esquema su capacidad operativa para 15 horas diarias es de 3,000 t/d a razón de 200 toneladas métricas secas por hora (TMSH), de las cuales 1,950 t/d provienen del mineral marginal de la Cancha N°35 y 1,050 t/d provienen del mineral económico de baja ley de la mina subterránea.

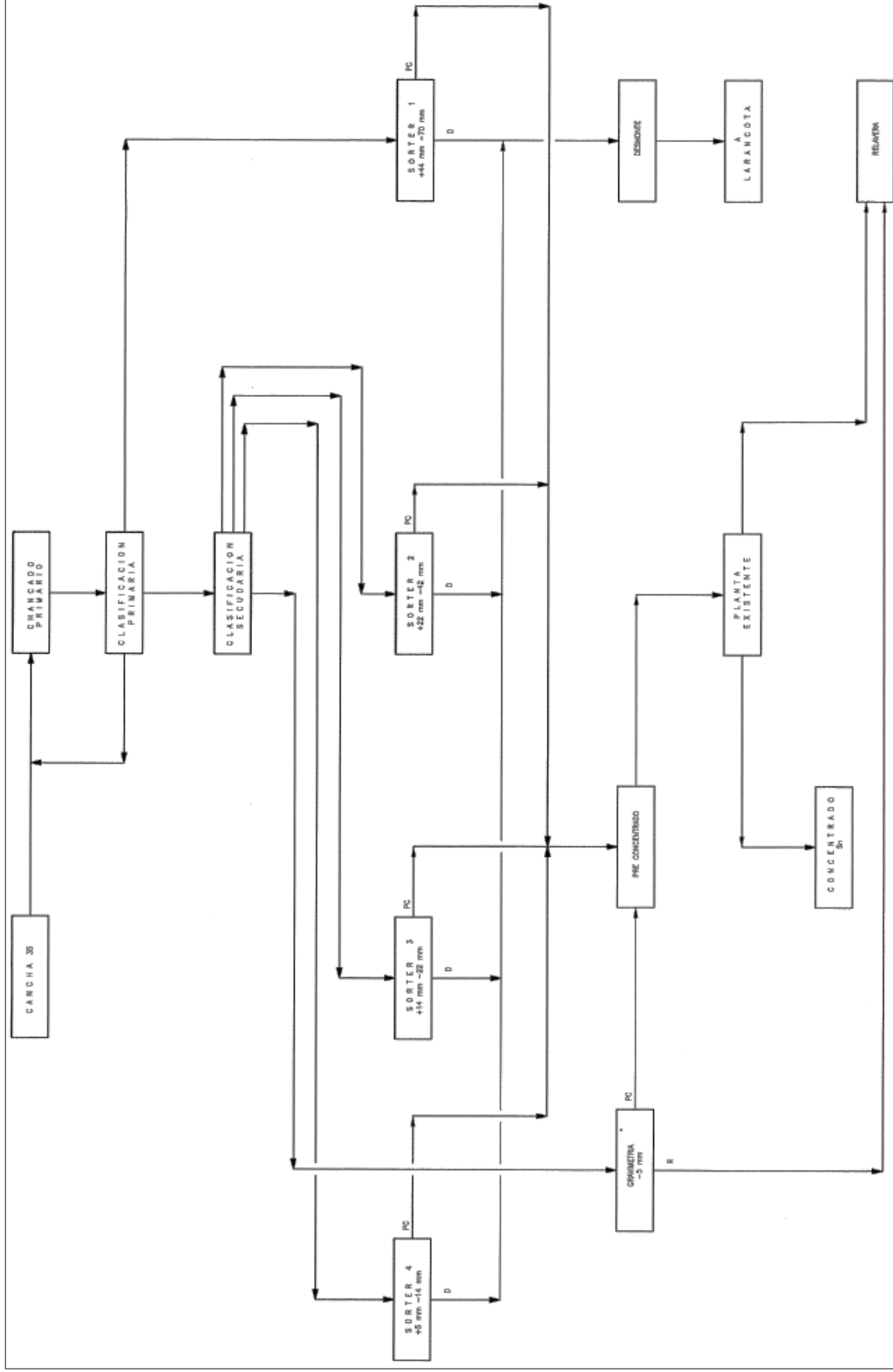
En este proceso metalúrgico intervienen operaciones unitarias de chancado primario, clasificación por zarandas y pre-concentración con equipos sorter con tecnología de difracción de rayos X y pre-concentración por gravimetría empleado equipos de concentración centrífuga y de lechos fluidizados.

El sistema Ore Sorting corresponde a una tecnología nueva mientras que el sistema de gravimetría es ampliamente conocido y aplicado en las operaciones de San Rafael.

Para visualizar el diseño del sistema de pre concentrado lo observaremos en el Anexo 03.



Diagrama 3.4: Circuito de Planta Pre Concentradora – Cancha Nº35 – San Rafael



Fuente: MINSUR S.A.- Departamento de Planta



CAPITULO IV

EVALUACION DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE

4.1. GENERALIDADES

Dentro de las operaciones mineras, las actividades de carga y transporte tanto de mineral como de material estéril, son actividades cotidianas y permanentes, para el logro de los objetivos operacionales; además son la clave para asegurar la continuidad del proceso de beneficio del mineral y por ello contratan empresas especializadas para realizar estas actividades.

Estas empresas trabajan bajo contratos con los titulares mineros, para los cuales realizan un presupuesto según el servicio a prestar. La precisión del contrato es de vital importancia ya que permite la asignación de recursos para determinado servicio, además que un mal presupuesto podría ocasionar millonarias pérdidas para la contratista.



4.2. CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095-2016

4.2.1. ASPECTOS GENERALES

El diseño del sistema de Pre Concentración ha sido definido principalmente para generar valor al mineral marginal almacenado en la Cancha N°35 y de manera secundaria para mejorar el valor del mineral económico de baja ley proveniente de la mina. Bajo este esquema su capacidad operativa para 15 horas diarias es de 3,000 t/d a razón de 200 t/h, de las cuales 1,950 t/d provienen de la Cancha N°35 y 1,050 t/d de la mina subterránea.

4.2.2. OBJETIVO DEL SERVICIO

El objetivo es contratar los servicios de una empresa especializada para el movimiento de materiales (mineral y desmorte en superficie), para la alimentación de la planta de Pre Concentración y su posterior evacuación, por un lapso de 10 meses.

Figura 4.1: Cancha N°35



Fuente: Propia



4.2.3. DESCRIPCION DEL SERVICIO

4.2.3.1. Alcance

Se describe y establece el alcance del servicio a ser desarrollado por la empresa Stracon GyM, adjudicatario del contrato denominado “Transporte de Material Mineral y Desmonte en Planta de Pre Concentración – Superficie “. El alcance del contrato está definido para el transporte de material producto del Pre Concentrado, cuyos orígenes se encuentran ubicados en las zonas en superficie y/o dentro de la zona industrial de la unidad minera San Rafael.

4.2.3.2. Cuantificación

De acuerdo al estimado de los trabajos a realizar en el transporte de material, estos están dados por la siguiente actividad:

- Transporte de 3'754,584.75 tn de mineral y desmonte ubicado en superficie a la Planta de Pre Concentración.
- El tonelaje a transportar se detalla según la siguiente tabla:

Tabla 4.1: Descripción del tonelaje a transportar en el Pre Concentrado

Descripción	Toneladas Oct-Dic 2016	Toneladas Ene-Jul 2017	Distancia (m)
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	315.828	1.460.000	672
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	79.132	429.879	1.310
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	72.641	335.800	1.530
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	131.245	554.737	3.624
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	32.811	138.684	5.876
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	9.600	33.600	5.020
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	20.000	140.628	1.665

Fuente: Contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016

4.2.4. OBLIGACIONES DEL LOCADOR

4.2.4.1. Descripción de los equipos y/o maquinarias requeridas para los trabajos

Para efectuar el servicio se consideran equipos con las siguientes características:

- Los equipos utilizados en el servicio deberán mantener una disponibilidad mecánica mínima de 85%.



- Los postores deberán considerar las capacidades de tolva de 20 m³ de capacidad para toda la flota, con unidades FMX 8x4 o similar.
- Vehículos de Soporte

Tabla 4.2: Descripción de equipos de soporte para el Pre Concentrado

Equipo	Unidad	Modelo	Capacidad
Cargador Frontal	2	CAT-966H	4,25 M3
Retroexcavadora	1	CAT-460	1,0 M3
Excavadora	1	CAT-330 CL	1,4 M3
Tractor	1	CAT-D6M	3,18 M3

Fuente: Contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016

4.2.4.2. Velocidades dentro de la mina

Las velocidades consideradas para efectuar este servicio de transporte en la zona de interior mina son las siguientes:

- Velocidad con carga: 12 km/h.
- Velocidad máxima sin carga 30 km/h (de acuerdo a RITRA 2016).

Y las velocidades consideradas para el transporte en la zona industrial de la unidad minera son:

- Velocidad con carga: 25 km/h.
- Velocidad máxima sin carga 30 km/h (de acuerdo a RITRA 2016).

4.2.5. PRESUPUESTO DEL CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095-2016

El presupuesto del contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016, esta descrita por:

a) Presupuesto - Transporte Pre Concentración

Describe 7 rutas de transporte, cada una de ellas asignada por un tonelaje planificado, junto a una distancia definida y su respectivo precio unitario (USD/Ton-km). Indicando una suma total de servicio por 10 meses de \$ 2.383.969,00 (Dos Millones Trecientos Ochenta y tres Mil, Novecientos Sesenta y nueve con 00/100 dólares).





b) Presupuesto – Equipos de Soporte para Transporte Pre Concentración

Describe 5 equipos de línea amarilla, considerando 250 horas por mes por equipo y su respectivo precio unitario (USD/hora). Indicando una suma total de servicio por 10 meses de \$ 1.014.325,00 (Un Millón Catorce Mil, Trecientos Veinticinco con 00/100 dólares).

En la siguiente tabla observaremos con más detalle el presupuesto del contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016.

Tabla 4.3: Desglose del precio contractual - Partidas

		MINSUR S.A. CON-SR-095-2016				
Presupuesto - Transporte Preconcentración						
SERVICIOS / MATERIALES						
Item No.	Descripción	Toneladas Oct-Dic 2016	Toneladas Ene-Jul 2017	Precio Unitario USD/Ton-Km	Distancia (m)	Total Servicio (10 meses) (USD)
1,00	SERVICIOS - LABORES PRECONCENTRACION					
	Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	315.828	1.460.000	\$0,56	672	\$668.279,59
	Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	79.132	429.879	\$0,38	1.310	\$253.385,68
	Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	72.641	335.800	\$0,33	1.530	\$206.221,86
	Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacio	131.245	554.737	\$0,33	3.624	\$820.378,40
	Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	32.811	138.684	\$0,26	5.876	\$262.003,20
	Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	9.600	33.600	\$0,32	5.020	\$69.396,48
	Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	20.000	140.628	\$0,39	1.665	\$104.303,79
	TOTAL SIN IGV					\$2.383.969,00
OBSERVACIONES						
Valor debe incluir: Gastos Generales, Utilidad, Combustible, alimentación, hospedaje, lavandería, transporte, capacitación D.S 024 y Movilización y Desmovilización.						
Nota: Modelo Obligatorio Volquete FMX 8x4						
Presupuesto - Equipos de Soporte para Transporte Preconcentración						
SERVICIOS / MATERIALES						
Item No.	Descripción	Cantidad de Equipos (1)	Horas Mínimas por Mes (2)	Precio Unitario USD/hora (3)	Total Mensual (USD) (1)*(2)*(3)	Total Servicio (10 meses) (USD)
2,00	EQUIPOS DE SOPORTE - LABORES PRECONCENTRACION					
	Equipo Tractor CAT D6 + Operador	1	250	\$86,10	\$21.525,00	\$215.250,00
	Equipo Excavadora CAT 330 + Operador	1	250	\$84,03	\$21.007,50	\$210.075,00
	Equipo Cargador CAT 966 + Operador	2	250	\$92,97	\$46.485,00	\$464.850,00
	Equipo Retroexcavadora CAT 420 + Operador	1	250	\$45,40	\$11.350,00	\$113.500,00
	TOTAL SIN IGV	5	GLB		\$100.367,50	\$1.003.675,00
OBSERVACIONES						
Precio Unitario incluye: Utilidad, Combustible, Mantenimiento, Operador, alimentación, hospedaje, lavandería, transporte, capacitación D.S 024						
GRAN TOTAL						\$3.387.644,00

Fuente: Contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016



Como contraprestación total por los servicios prestados en forma, puntual, íntegra y satisfactoria, se pagará el monto máximo que se indica a continuación: USD 3'387,644.00; Tres Millones Trecientos Ochenta y siete Mil, Seiscientos Cuarenta y Cuatro con 00/100 dólares americanos más el Impuesto General a las Ventas IGV.

4.3. STRACON GyM

STRACON GyM es una empresa prestadora de servicios integrales de planeamiento, desarrollo, construcción, operación y cierre de minas.

STRACON GyM es una empresa dedicada a la actividad minera y forma parte de la Corporación Graña y Montero, compartiendo sus valores de seguridad, cumplimiento, calidad, seriedad y eficiencia, así como su misión de ayudar a sus clientes a solucionar sus problemas presentando alternativas de solución.

4.3.1. MISIÓN Y VISIÓN

4.3.1.1. Misión

Desarrollar un negocio sostenible en base a la prestación de servicios de minería y movimiento de tierras eficientes e innovadores para nuestros diversos clientes, con los más altos estándares de trabajo en seguridad, medioambiente y relaciones comunitarias.

4.3.1.2. Visión

Ser reconocida como la empresa más confiable en la prestación de servicios mineros y movimiento masivo de tierras en Latinoamérica.

4.3.2. SELECCIÓN Y DISTRIBUCION DE EQUIPOS PARA EL CUMPLIMIENTO DEL PLAN DE PRODUCCIÓN CONTRACTUAL

4.3.2.1. Programa de producción contractual

Uno de los aspectos más influyentes para una empresa es la programación de su producción, ya que esta determinara la correcta ejecución del servicio en las fechas estipuladas.



Entonces para dar inicio al proyecto “Transporte de Material Mineral y Desmonte en Planta de Pre Concentración – Superficie” la empresa, realiza un programa de producción en base al tonelaje obtenido a transportar por ruta para poder llevar un control de avance mensual y evaluar su cumplimiento.

En la siguiente tabla observaremos la producción mensual y diaria promedio programada para los periodos de (Oct-16 a Dic-16) y (Ene-17 a Jul-17).

Tabla 4.4: Programa de Producción mensual y diaria promedio

PRODUCCION CONTRACTUAL				
	RUTA	PRODUCCION TOTAL (en TM)		
		Oct - Dic 2016	Ene - Jul 2017	Total
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	A0	315.828	1.460.000	1.775.828
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	B0	79.132	429.879	509.011
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	C0	72.641	335.800	408.441
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	D0	131.245	554.737	685.981
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	E0	32.811	138.684	171.495
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	F0	9.600	33.600	43.200
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	G0	20.000	140.628	160.628
Producción Total - Plan Minsur		661.256	3.093.328	3.754.584
PRODUCCION MENSUAL (en TM)				
	RUTA	Meses de		
		Oct a Dic 2016	Ene a Jul 2017	Total
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	A0	105.276	208.571	313.847
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	B0	26.377	61.411	87.789
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	C0	24.214	47.971	72.185
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	D0	43.748	79.248	122.996
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	E0	10.937	19.812	30.749
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	F0	3.200	4.800	8.000
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	G0	6.667	20.090	26.756
Producción Mensual Promedio		220.419	441.904	662.323
PRODUCCION DIARIA (en TM)				
	RUTA	Días de		
		Oct a Dic 2016	Ene a Jul 2017	Total
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	A0	3.433	6.887	10.320
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	B0	860	2.028	2.888
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	C0	790	1.584	2.374
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	D0	1.427	2.617	4.043
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	E0	357	654	1.011
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	F0	104	158	263
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	G0	217	663	881
Producción Diaria Promedio		7.188	14.591	21.779

Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM

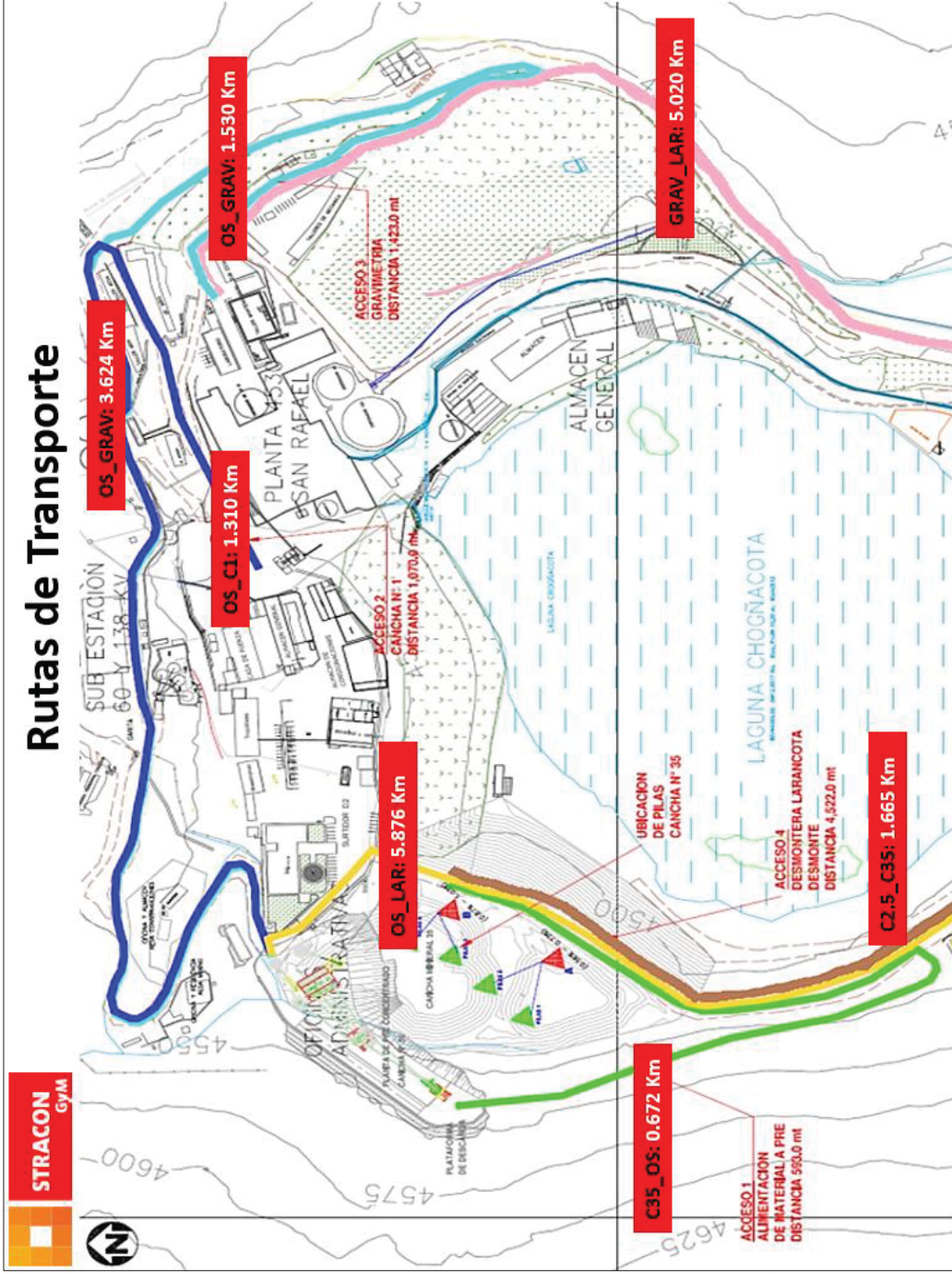
El programa de producción está determinado en base al tonelaje contractual total determinado por el cliente.

Ahora con el tonelaje contractual determinado, se realizó una distribución en base a los 10 meses (304 días) estimados para la ejecución del proyecto, obteniendo de ello un programa de producción mensual y diario.

Para tener una mejor visión respecto a las rutas de transporte definidas para este proyecto, en la siguiente figura observaremos una vista en planta de la Cancha N°35 mostrando el circuito de las rutas contractuales.



Figura 4.2: Rutas de transporte – Cancha N°35



Fuente: Oficina Técnica – Stracon GYM



4.3.2.2. Selección de equipos

En el proceso de selección de equipos, la toma de decisiones por parte de la empresa se basa en el conocimiento de las especificaciones, funciones, rendimientos, requerimientos y costos de los equipos, logrando así una óptima elección de equipos determinados para la ejecución del proyecto.

Tomando en cuenta este análisis, se seleccionaron los siguientes equipos:

a) Equipos de transporte - CAMION VOLVO FMX 8x4R

Los volquetes tipo Volvo FMX, son muy difundidos en las operaciones de movimiento de tierras, por su maniobrabilidad y por adecuarse a labores relativamente angostas, además de ser apropiados para el transporte superficial e ideales para operaciones de mediana minería.

Figura 4.3: Camión Volvo FMX 8x4R



Fuente: Propia

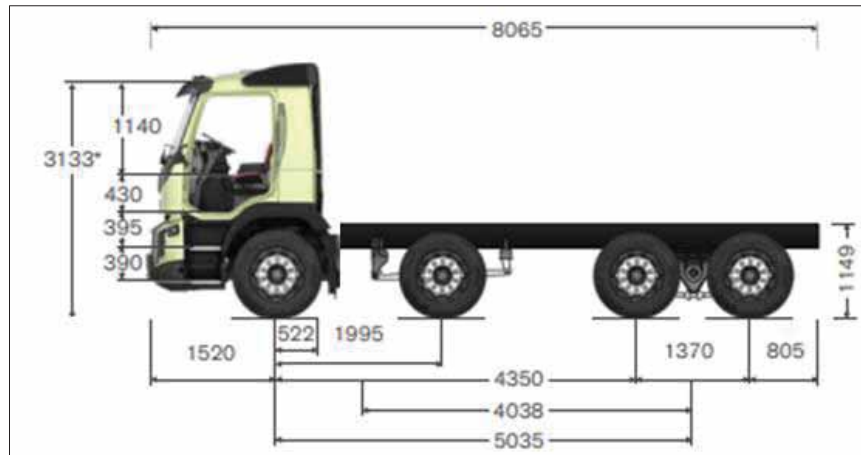
Tabla 4.5: Especificaciones Técnicas camión Volvo FMX 8x4R

Especificaciones Técnicas	
Marca	Volvo
Potencia de Motor	440 CV
Traccion	8x4
Nº de Neumaticos	12R20
Capacidad de tolva	20 m3
Carga Util	35,000 kg

Fuente: www.volvotrucks.com



Figura 4.4: Dimensiones camión Volvo FMX 8x4R



Fuente: www.volvotrucks.com

Considerando que el número de unidades de transporte o tamaño de la flota requerida depende de la necesidad de producción, se determinó un total de 8 volquetes para cumplir con el plan de producción contractual. Pero para asegurar la producción diaria se agregó al dimensionamiento de flota de equipos de transporte el 10% más de lo requerido, este porcentaje debido a que algún equipo falle y permanezca en taller para su mantenimiento. Asignando así 8 volquetes para cumplir con el plan de producción y 1 volquete como stand by, determinando un total de 9 volquetes para la ejecución del proyecto, como se muestra en el siguiente cuadro detallando sus características generales:

Numero de volquetes necesarios = 8 + 1(stand by) = 9 volquetes

Cuadro 4.1: Master de equipos de transporte

MAESTRO DE EQUIPOS DE TRANSPORTE - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Codigo	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab	Consideraciones
1	CV-Camion Volquete	CV-00268	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
2	CV-Camion Volquete	CV-00269	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
3	CV-Camion Volquete	CV-00273	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Volquete, o por una mayor venta
4	CV-Camion Volquete	CV-00312	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
5	CV-Camion Volquete	CV-00313	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
6	CV-Camion Volquete	CV-00314	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
7	CV-Camion Volquete	CV-00315	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
8	CV-Camion Volquete	CV-00316	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
9	CV-Camion Volquete	CV-00317	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota

Fuente: Propio

b) Equipos de carguío - CARGADOR FRONTAL CATERPILLAR 966H

Es un equipo de excelente maniobrabilidad en el terreno, el cual puede operar en espacios relativamente reducidos; estos cargadores permiten mayor flexibilidad en la producción pues pueden desplazarse con relativa



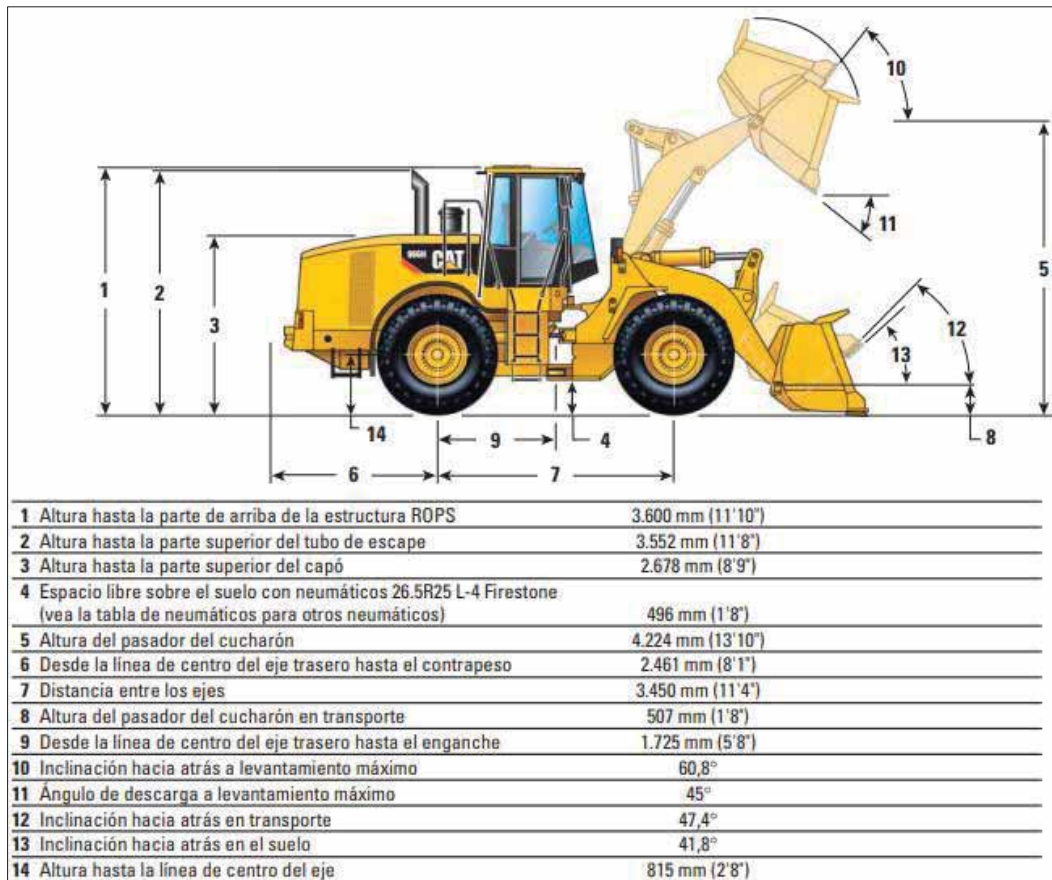
facilidad y rapidez de un frente de trabajo a otro, siendo el acarreo mínimo. También es un equipo dinámico ya que está destinado principalmente al carguío, aunque realiza otras actividades como el blendeo de material y el coneo del mismo.

Figura 4.5: Cargador Frontal Caterpillar 966H



Fuente: Propia

Figura 4.6: Dimensiones Cargador Frontal Caterpillar 966H



Fuente: www.cat.com



Tabla 4.6: Especificaciones Técnicas Cargador Frontal Caterpillar 966H

Especificaciones Técnicas	
Fabricante del motor	Caterpillar
Tipo de motor	C11ACERT
Energía del motor	195 KW
Capacidad del balde	4,2 m3
Velocidad	26 km/h
Maxima altura de descarga	3,19 m
Radio de giro	7,26 m

Fuente: www.cat.com

El número de unidades de carguío requeridos, depende de las necesidades contractuales solicitadas por el cliente (Minsur), es así que se asigna 2 Cargadores Frontales, agregando 1 Cargador Frontal como soporte a que algún equipo falle o permanezca en mantenimiento, determinando un total de 3 Cargadores Frontales para la ejecución del proyecto, como se muestra en el siguiente cuadro detallando sus características generales:

Numero de cargadores requeridos = 2 + 1(stand by) = 3 cargadores

Cuadro 4.2: Master de equipos de carguío

MAESTRO DE EQUIPOS DE CARGUIO - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Codigo	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	CF-Cargador Frontal	CF-G0137	966H	CAT	4,25 M3	2015	250 horas minimas
2	CF-Cargador Frontal	CF-G0152	966H	CAT	4,25 M3	2016	250 horas minimas
3	CF-Cargador Frontal	CF-H1001	LS66	LIERTHERR	4,25 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Cargador Frontal, o por una mayor venta

Fuente: Propio

c) Equipos auxiliares

Considerando necesarios para la correcta prestación de los servicios de acuerdo a las consultas realizadas y la visita a campo durante la licitación, Stracon GyM dispuso de los siguientes equipos auxiliares:

Cuadro 4.3: Master de equipos de auxiliares

MAESTRO DE EQUIPOS DE AUXILIARES - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Codigo	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-00025	336D2L	CAT	1,4 M3	2015	250 horas minimas
2	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-G0105	336D2L	CAT	1,4 M3	2014	Equipo de soporte cuando falle la otra excavadora
3	RE-Retroexcavadora	RE-00002	420F2	CAT	1,0 M3	2016	250 horas minimas
4	RE-Retroexcavadora	RE-H1001	420F2	CAT	1,0 M3	2016	Equipo de soporte cuando falle la otra retroexcavadora
5	TO-Tractor sobre Orugas	TO-G0163	D6T	CAT	3,18 M3	2015	250 horas minimas
6	CC-Cisterna de Combustible	CC-H1001	Cater Euro	MITSUBISHI		2016	Precio Flat - no tiene horas minimas
7	CL-Camion Lubricador	CL-G0488	CA3256P2K2T1A80	FAW		2012	Precio Flat - no tiene horas minimas
8	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1001	VTR	TOWER LIGH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
9	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1002	VTR	TOWER LIGH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
10	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1003	VTR	TOWER LIGH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
11	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1004	VTR	TOWER LIGH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas

Fuente: Propio



En el siguiente cuadro se muestra la descripción del total de equipos seleccionados para la ejecución del Transporte de Material Mineral y Desmonte en Planta de Pre Concentración – Superficie.

Cuadro 4.4: Master general de equipos – Proyecto San Rafael

MAESTRO DE EQUIPOS - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Codigo	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	CF-Cargador Frontal	CF-G0137	966H	CAT	4,25 M3	2015	250 horas minimas
2	CF-Cargador Frontal	CF-G0152	966H	CAT	4,25 M3	2016	250 horas minimas
3	CF-Cargador Frontal	CF-H1001	L566	LIETHERR	4,25 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Cargador Frontal, o por una mayor venta
4	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-00025	336D2L	CAT	1,4 M3	2015	250 horas minimas
5	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-G0105	336D2L	CAT	1,4 M3	2014	Equipo de soporte cuando falle la otra excavadora
6	RE-Retroexcavadora	RE-00002	420F2	CAT	1,0 M3	2016	250 horas minimas
7	RE-Retroexcavadora	RE-H1001	420F2	CAT	1,0 M3	2016	Equipo de soporte cuando falle la otra retroexcavadora
8	TO-Tractor sobre Orugas	TO-G0163	D6T	CAT	3,18 M3	2015	250 horas minimas
9	CV-Camion Volquete	CV-00268	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
10	CV-Camion Volquete	CV-00269	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
11	CV-Camion Volquete	CV-00273	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Volquete, o por una mayor venta
12	CV-Camion Volquete	CV-00312	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
13	CV-Camion Volquete	CV-00313	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
14	CV-Camion Volquete	CV-00314	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
15	CV-Camion Volquete	CV-00315	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
16	CV-Camion Volquete	CV-00316	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
17	CV-Camion Volquete	CV-00317	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
18	CC-Cisterna de Combustible	CC-H1001	Canter Euro	MITSUBISHI		2016	Precio Flat - no tiene horas minimas
19	CL-Camion Lubricador	CL-G0488	CA3256P2K2T1A80	FAW		2012	Precio Flat - no tiene horas minimas
20	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1001	VT8	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
21	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1002	VT8	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
22	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1003	VT8	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
23	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1004	VT8	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas

Fuente: Propio



4.3.2.3. Distribución de equipos por frentes de trabajo

Este proceso es importante para la organización de la empresa, ya que una distribución favorable determinara el desempeño eficiente de los equipos en sus actividades.

Entonces teniendo conocimiento de los frentes de trabajo analizados en la visita a campo durante el proceso de licitación y el número de equipos determinados para la ejecución del proyecto; la distribución de equipos según el frente de trabajo se mostrara en el siguiente cuadro:

Cuadro 4.5: Distribución de equipos por frentes de trabajo

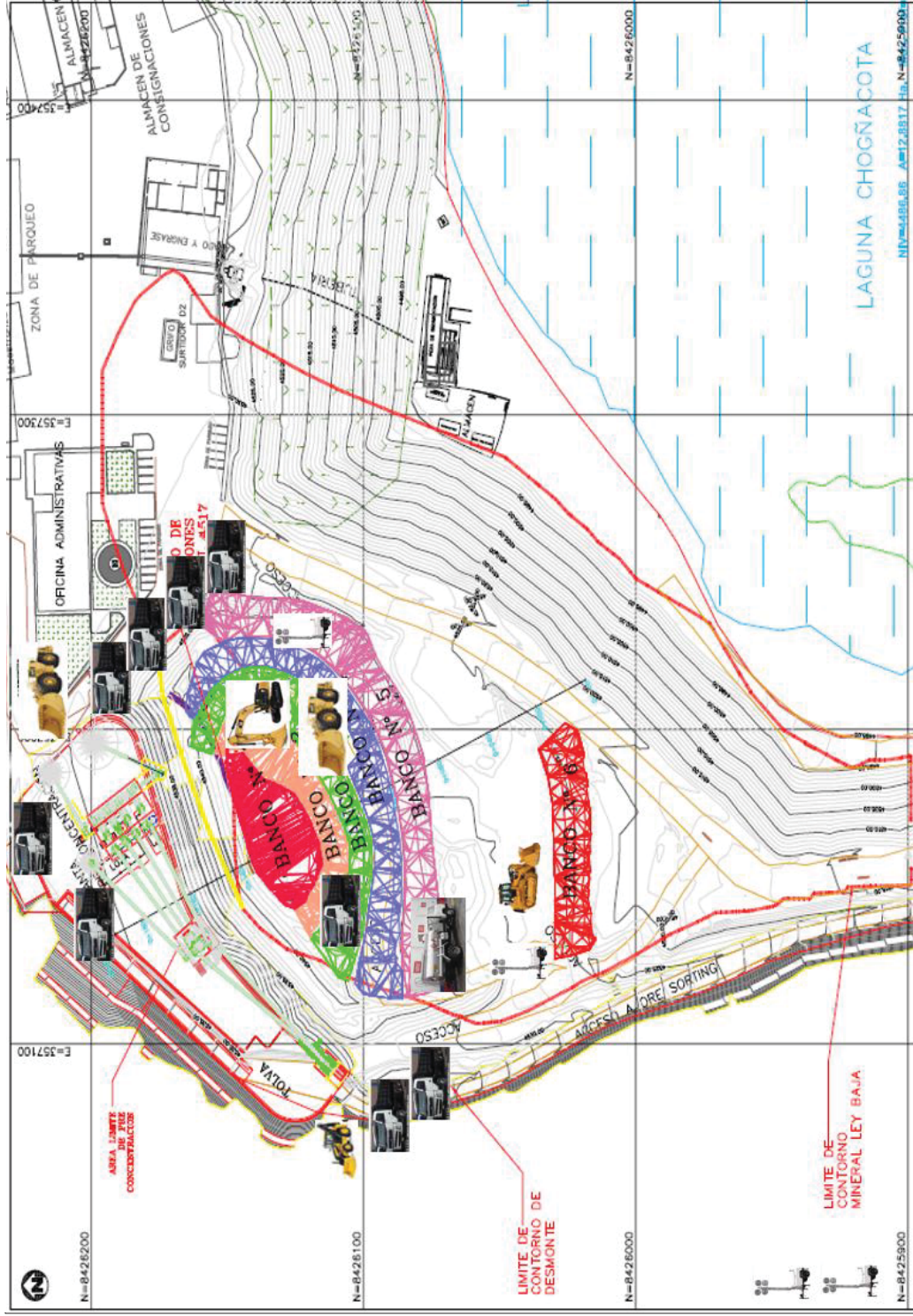
DISTRIBUCION DE EQUIPOS POR FRENTES DE TRABAJO-PROYECTO SAN RAFAEL		
Alimentacion - Pre Concentrado		
Equipo de Carguio	CF-G0137	Carguio en Cancha N° 35 y Cancha N° 2.5
Equipo de Transporte	CV-00268	Transporte de Mineral Cancha N° 35
	CV-00269	Transporte de Mineral Cancha N° 2.5
Equipo de Excavacion	EX-00025	Preparacion de material, corte y perfilado de talud
	RE-00002	Empuje y distribucion de mineral en la tolva de alimentacion
Equipo de Soporte	TI-H1001	Torre de iluminacion en Cancha N° 35
	TI-H1002	
	TI-H1003	Torre de iluminacion en Cancha N° 2.5
Evacuacion - Pre Concentrado		
Equipo de Carguio	CF-G0152	Carguio en las pilas de Pre Concentrado
Equipo de Transporte	CV-00316	Transporte de Mineral Pre Concentrado
	CV-00317	Transporte de Mineral <6mm
	CV-00313	Transporte de Desmonte Gran Vacio
	CV-00314	Transporte de Desmonte Gran Vacio
	CV-00312	Transporte de Desmonte Larancota
	CV-00315	Transporte de Desmonte Larancota
Transporte-Cancha N°01		
Equipo de Transporte	CV-00273	Transporte de Mineral <7mm /Equipo en Stand by
Desmontera Larancota		
Equipo de Excavacion	TO-G0163	Empuje y Nivelacion de desmonte en Larancota
Equipo de Soporte	TI-H1004	Torre de iluminacion en Larancota

Fuente: Propio

Para tener una imagen más concreta y relacionarnos con las actividades a realizar en el proyecto, en la siguiente figura observaremos una vista en planta de la Cancha N°35 mostrando la distribución de equipos según el frente de trabajo.



Figura 4.7: Distribución de equipos por frentes de trabajo – Cancha Nº35



Fuente: Oficina Técnica – Stracon GYM



4.4. ANALISIS DEL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE

Conociendo que un análisis en el sistema de carguío y transporte permite realizar distintas combinaciones de equipos y secuencias de operación, conllevando a aplicar cambios operacionales en el sistema, logrando así satisfacer el requerimiento de la producción y al mismo tiempo encontrar un escenario que agregue mayor valor al sistema. Veamos entonces el análisis en ambos sistemas.

4.4.1. ANALISIS DEL SISTEMA DE CARGUIO

Conociendo que en el detalle del presupuesto del contrato de locación de servicios (NO. CON-SR-095-2016) el cliente (MINSUR) solicita, la necesidad de adquirir solo de 2 cargadores frontales para realizar el carguío de material en los frentes de alimentación y evacuación de la Planta de Pre Concentrado. Frente a este dato contractual, se realiza un análisis de los equipos de carguío, tomando en cuenta los siguientes puntos:

- a) Este análisis consta del movimiento de material correspondiente a la Cancha N°2.5. Teniendo como necesidad realizar la preparación de material, para que posteriormente el área de geología realice el muestreo de material y finalmente poder realizar el carguío respectivo.
- b) La Cancha N°2.5 está diseñada para albergar de 20 a 25 rumas, siendo necesarias solo de 12 rumas por guardia para el muestreo de material, considerando 10 cucharas por ruma, invirtiendo un total de 4 horas para la preparación de material.
- c) En la preparación de material se identifica que el área de influencia donde se ubican las rumas estaría dividida en 3 zonas (A, B y C).
 - Zona A: En esta zona el tiempo promedio de preparación sería de 16 minutos por ruma, considerando de 1 a 1.6 minutos por cuchara.
 - Zona B: En esta zona el tiempo promedio de preparación sería de 19 minutos por ruma, considerando de 1.6 a 1.9 minutos por cuchara.
 - Zona C: En esta zona el tiempo promedio de preparación sería de 25 minutos por ruma, considerando de 1.9 a 2.5 minutos por cuchara.



Además se logra identificar dos factores principales que podrían incrementar el tiempo de preparación las cuales son:

- Presencia de bancos en el material.
- Ubicación de las rumas preparadas en la guardia anterior.

En la siguiente figura observaremos un diseño del área de influencia de la Cancha N°2.5 mostrando la distribución de las rumas.

Figura 4.8: Distribución de rumas en la Cancha N°2.5



Fuente: Propia

d) Para continuar con el carguío de mineral y desmonte se requerirá de 2 a 3 horas en promedio, esto dependiendo de la ley del mineral que presente la Cancha N°2.5 frente a la Cancha N°35 para determinar la cantidad de mineral que será transportada para alimentar a la Planta de Pre Concentrado. Las rutas asignadas a esta cancha son:

- Cancha N° 2.5 a Planta Pre Concentradora (Mineral)
- Cancha N° 2.5 a Larancota (Desmonte)

Tomando en consideración los puntos descritos anteriormente, se estima que el equipo deberá operar un total de 6 hr/gd aproximadamente, considerando de ello 4 horas para la preparación de material y 2 horas para el carguío de material.

Frente al análisis realizado en la Cancha N°2.5 queda demostrando, la necesidad de implementar de un nuevo equipo de carguío para que pueda realizar las actividades asignadas a esta zona de trabajo.



4.4.1.1. Costo del equipo de carguío

El costo del equipo de carguío está bajo las restricciones del presupuesto contractual, donde indica que el equipo trabajará con 250 horas mínimas al mes. Frente a ello, considerando una vida útil de 10,000 horas y realizando el cálculo de cada uno de los elementos involucrados para la determinación de la tarifa del equipo, se obtiene un monto total de 59.82 \$/hr de las cuales 21.69 \$/hr sería el costo de posesión y 38.13 \$/hr sería el costo de operación.

En la siguiente tabla observaremos el monto de cada uno de los elementos considerados para el calculo del costo de posesion y operación:

Tabla.4.7: Tarifa del equipo de carguío

STRACON GyM Tarifa de Equipos	
P Comb US\$/gl	2,13
Tasa Interés Anual	2,50%
GG	0,00%
Seguros	0,35%
DESCRIPCION	Loader CAT 966
Vida util (horas)	10.000
Horas mínimas por mes	250
Horas trabajadas x año	3.000
vida util en años	3,33
COSTOS DE PROPIEDAD	
1.- Valor de compra	320.130
% Salvataje	40,0%
2.- Valor de salvataje	128.052
3.- Depreciacion total	192.078
Costo por hora	19,21
4.- V. P. I.	0,79
Interes x hora	2,11
GG cent. Equipos	-
Seguros x hora	0,37
5.- Costo total x hora posesion CEQ	21,69
COSTOS DE OPERACION	
6.- Rep mayores x hora	1,83
7.- Mantenimiento preventivo y fluidos US\$/hr	14,1
Rep menores x hora	9,29
Lubricantes, filtros y grasas	4,77
Mano de Obra y materiales	-
10.- Llantas/Tren de Rod	2,53
11.- GETs	4,52
12.- Tolvas, Bucket	3,52
13.- Combustibles (gal/hora)	5,49
- Combustibles (us\$/hora)	11,67
14.-Costo total de operación CEQ	38,13
TOTAL: POSESION+OPERACION	59,82

Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM



Una vez obtenida la tarifa del equipo de carguío se procede con el cálculo de su costo. El costo del equipo de carguío está definido por un costo directo y un costo indirecto, que mediante un análisis técnico y matemático se logra obtener el resultado de cada uno de los componentes integrados a estos costos, para finalmente realizar la sumatoria de todos estos costos y obtener el costo total del equipo. Por entonces teniendo conocimiento de estos detalles se determina que el costo total para el equipo de carguío es de 92.97 \$/hr.

En la siguiente tabla se muestra en detalle los componentes considerados para el cálculo de la tarifa de venta del equipo de carguío:

Tabla 4.8: Planilla de costo del equipo de carguío

STRACON GyM				
CALCULO DE LA TARIFA DE COSTO- Servicio de Locacion de Servicios CON-SR-095				
Descripción	Total US\$			
COSTOS DIRECTOS				
Personal - Mano de Obra (M.O.)	# Equipos	Cant.	Unitario	Total
Costo de M.O. Operador de Cargador	1,00	3,00	3.980,34	3.573,01
Costo de M.O. Operador Multiple	1,00	0,23	4.303,29	297,15
Costo de M.O. Vigia		0,67	2.446,33	-
Costo de M.O. Camión Lubricador	1,00	0,08	3.818,86	87,90
Costo de M.O. Cisterna Combustible	1,00	0,08	3.818,86	87,90
M.O. Soldador	1,00	0,08	4.303,29	99,05
M.O. Electricista	1,00	0,08	5.433,61	125,07
M.O. Mecánicos	1,00	0,39	5.433,61	626,58
Costo de Posesion y Operativo				
Costo de Cargador	1,00	250,00	59,82	14.955,75
Costo de Camión Lubricador	-	0,08	2.278,19	-
Costo de Cisterna Combustible	-	0,08	2.468,90	-
Luminarias	-	0,31	830,86	-
TOTAL COSTOS DIRECTOS \$				19.852,40
COSTOS INDIRECTOS				
Movilización y Desmovilización	-	-	-	-
Mano de Obra (incluye alojamiento, alimentación, transporte, EPP's)				1.277,28
Operador de Cargador	1,00	3,00	1.087,88	976,55
Operador Multiple	1,00	0,23	1.087,88	75,12
Vigia	-	0,67	1.087,88	-
Operador de Lubricador	1,00	0,08	1.087,88	25,04
Operador de Cisterna Combustible	1,00	0,08	1.087,88	25,04
M.O. Soldador	1,00	0,08	1.087,88	25,04
M.O. Electricista	1,00	0,08	1.087,88	25,04
Mecánicos	1,00	0,39	1.087,88	125,45
TOTAL COSTOS INDIRECTOS \$				1.277,28
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				21.130
GASTOS GENERALES			0,00%	-
UTILIDAD			10%	2.113
TOTAL COSTOS \$/mes				23.243
TOTAL COSTOS \$/hr				92,97

Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM



4.4.2. ANALISIS DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

Para que la empresa logre cumplir con el programa de producción anual, mensual, semanal y diaria significaba controlarla en sentido contrario es decir, día a día, semana a semana y mes a mes, tomando en consideración el control desde el inicio y durante el tiempo de ejecución del proyecto.

4.4.2.1. Análisis del avance productivo Octubre 2016 – Enero 2017

En la siguiente figura se observa la situación de avance en la que se encuentra la Cancha N°35 en el mes de Enero-17.

Figura 4.9: Cancha N°35, avancé hasta Enero 2017



Fuente: Propio

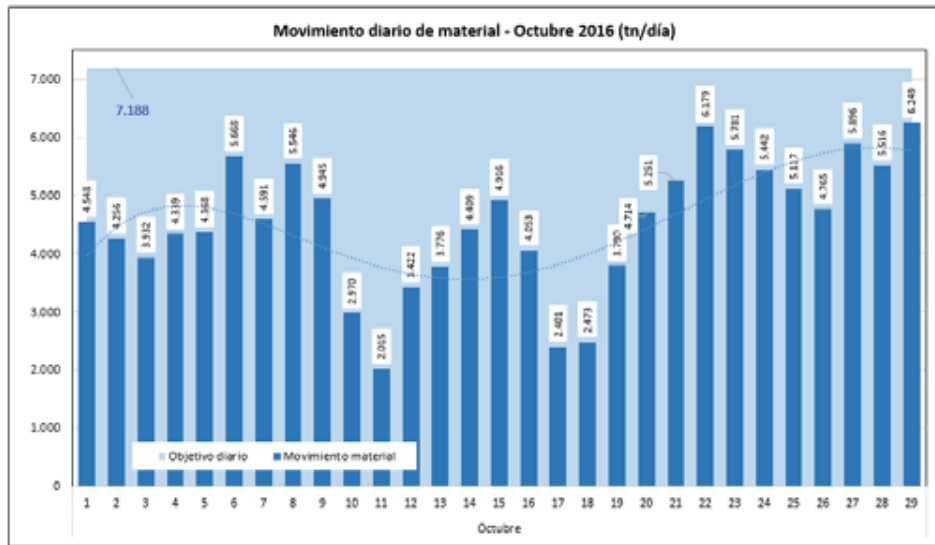
Para realizar el análisis de avance respecto a la producción ejecutada durante los periodos de Oct-16 a Ene-17, tomaremos en cuenta la producción diaria promedio planeado, determinado en el programa de producción (Tabla 4.5) el cual establece que:

- De (Oct-16 a Dic-16), se tendrá una producción promedio de 7.188 tn/día.
- De (Ene-17 a Jul-17), se tendrá una producción promedio de 14.591 tn/día.

Ahora con el fin de verificar el cumplimiento de avance del proyecto, en los siguientes gráficos evaluaremos la producción planeada frente a la producción real obtenida hasta la fecha de avance.



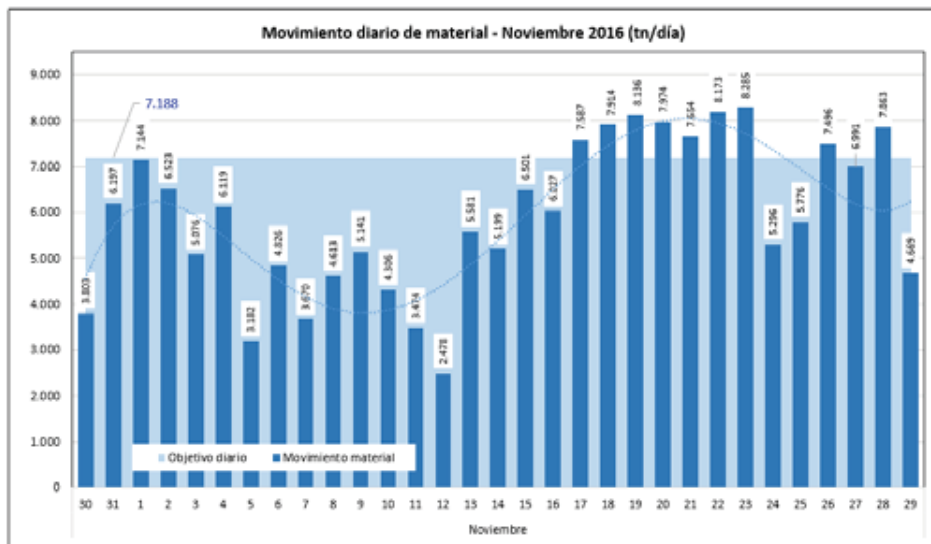
Grafico 4.1: Movimiento de material – Oct16



Fuente: Propio

En el grafico 4.1 se observa, una producción discontinua en el mes de Oct-16 llegando a obtener una producción promedio real de 4,528.55 tn/día respecto a la producción promedio planeada de 7,188 tn/día, indicando solo un 63% de cumplimiento.

Grafico 4.2: Movimiento de material – Nov16

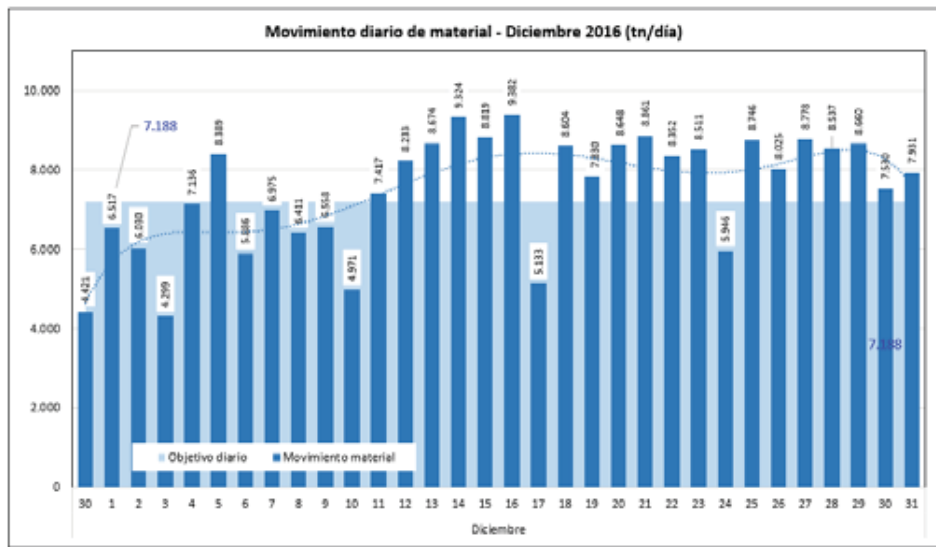


Fuente: Propio

En el grafico 4.2 se observa, una producción discontinua en el mes de Nov-16 llegando a obtener una producción promedio real de 5,924.96 tn/día respecto a la producción promedio planeada de 7,188 tn/día, indicando solo un 82% de cumplimiento.



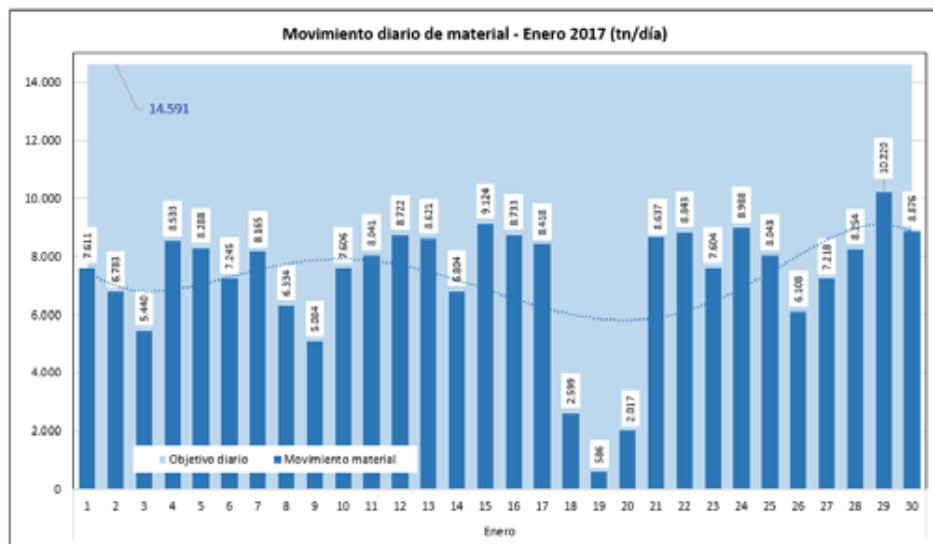
Gráfico 4.3: Movimiento de material – Dic16



Fuente: Propio

En el gráfico 4.3 se observa, una producción máxima en el mes de Nov-16 llegando a obtener una producción promedio real de 7,485.44 tn/día respecto a la producción promedio planeada de 7,188 tn/día, indicando un 104% de excelente cumplimiento.

Gráfico 4.4: Movimiento de material – Ene17



Fuente: Propio

En el gráfico 4.4 se observa, una producción mínima en el mes de Dic-16 llegando a obtener una producción promedio real de 7,252 tn/día respecto a la producción promedio planeada de 14,591 tn/día, indicando solo un 50% de cumplimiento



Analizando los resultados respecto al movimiento de material diario mostrado en los gráficos anteriores, se observa que solo en el mes de Nov-16 se cumplió satisfactoriamente con el plan promedio de producción llegando a un 104%.

Ahora en el siguiente cuadro observaremos con más detalle una planilla del control de producción realizado de Oct-16 a Ene-17.

Cuadro 4.6: Control de producción (Oct16 -Ene17)

CONTROL DE PRODUCCION - Proyecto san rafael												
Ruta	Cod.	Cod. Alterna	oct-16		nov-16		dic-16		ene-17		Acumulado	
			Planeado	Real	Planeado	Real	Planeado	Real	Planeado	Real	Planeado	Real
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	AD		99.554,48	74.966,88	106.420,90	98.252,34	109.853,22	121.014,85	206.803,77	87.031,75	522.411,77	381.265,82
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 3	BD		24.943,70	27.795,50	26.663,96	21.313,14	27.524,09		60.831,93	24.703,63	139.963,68	73.812,77
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	CD		22.897,55	9.940,56	24.476,69	13.753,76	25.266,26	12.344,07	47.518,87	13.299,56	120.159,37	49.337,96
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	DD		41.370,58		44.223,72	13.224,81	45.650,30	17.082,81	78.500,49	13.143,30	209.745,09	43.450,92
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	ED		10.342,65	12.330,96	11.053,93	13.738,23	11.412,57	37.779,78	19.825,12	48.099,87	52.436,27	106.968,84
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	FD		3.026,09	3.352,85	3.234,78	5.085,14	3.339,13	3.421,49	4.754,72	4.108,29	14.354,72	15.967,77
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2 5 a Cancha 35	GD		6.304,35		6.739,13		6.956,52	253,81	19.900,19		39.900,19	253,81
Trans. Ore Sorting a C-1 distancia después del 21.11.16	BI					10.812,63		37.320,45			-	48.133,08
Trans. C-35 a C-1 distancia antes del 21.11.16 (Mineral)	RNBZ	RNBO		787,17		343,73				135,54	-	1.266,44
Trans. C-35 a C-1 distancia después del 21.11.16 (Mineral)	RNB1					504,98		717,86			-	1.222,84
Trans. Bancos C-35 a C-35 (Romper Bancos)	RNAO			481,17		429,33		265,52			-	1.176,02
Trans. C-35 a Larancota (Mineral/Desmon)	RNE5	RNEO		1.074,39		2.967,25		5.367,65		8.185,43	-	17.594,72
Trans. Larancota a C-35 (Mineral)	RNE2			30,00		229,07					-	259,07
Trans. Larancota a Gravimetría (Mineral)	RNF0			618,48		193,62		354,95		89,60	-	1.258,65
Trans. C-35 a C-2 5 (Mineral)	RNF1					741,74		1.427,06			-	2.168,80
Trans. C-35 a Gravimetría (Mineral)	RNC0					201,22					-	201,22
Trans. Larancota a C-1 (Mineral)	RNC1					256,67		341,29		10.945,87	-	11.543,83
Trans. Ore Sorting a C-35 (Desmon/Talut)	RNA1					1.604,13		100,41			-	1.704,54
Trans. C-35 a Gran Vacío (Desmon)	RNDO							193,08			-	193,08
Trans. C-2 5 a Larancota (Mineral)	NC10							1.403,12		4.962,05	-	6.365,17
Trans. C-35 a Acopio RRS (RRS)	NC20							6,33			-	6,33
Trans. Mina a C-35 (Mineral)	NC30							139,52			-	139,52
Trans. C-2 5 a Ore Sorting (Mineral)	GI									7.840,49	-	7.840,49
Total			208.439,39	131.327,95	222.814,52	183.673,79	230.002,09	239.534,06	437.735,09	217.545,38	1.098.991,09	772.081,18
% Cumplimiento			63%		82%		104%		50%		70%	

Fuente: Propio

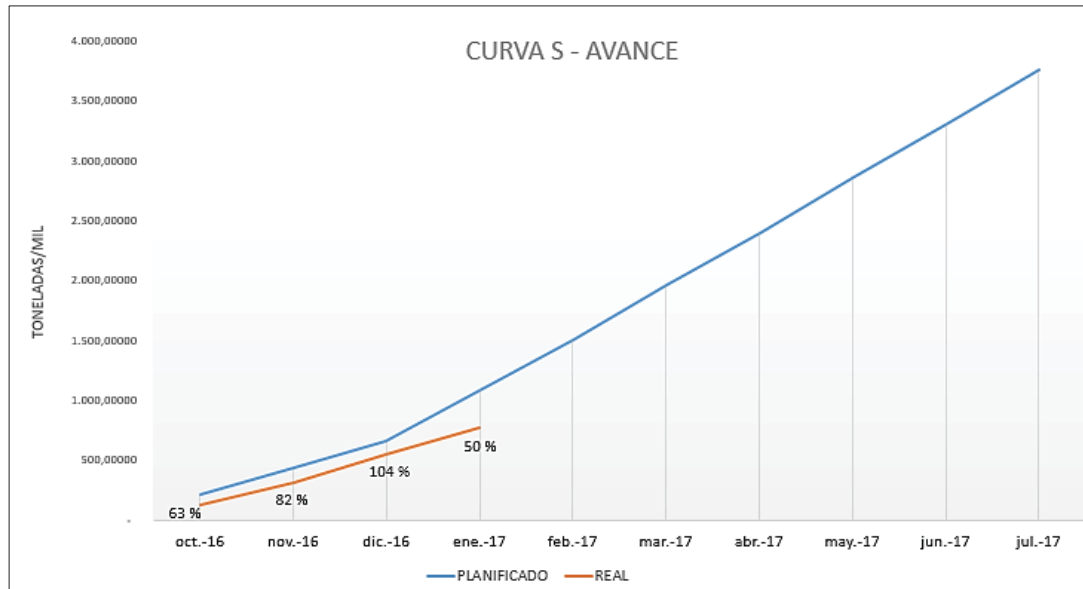
El cuadro esta descrito por un tonelaje planeado obtenido del programa de producción contractual y un tonelaje real obtenido de los reportes diarios de volquetes, que eran administrados y posteriormente alimentados a una base de datos para realizar el control respectivo de la producción.

Del mismo modo el cuadro recalca una descripción de las rutas ejecutadas hasta el periodo de Ene-17, mostrando además en los recuadros negros un tonelaje acumulado Planeado & un tonelaje acumulado Real, abordando solo el 70% de cumplimiento a los 4 meses de haber iniciado con la ejecución del proyecto.



La Curva S nos sirve para comparar el avance real con el avance previsto de la producción, en el siguiente grafico observaremos el diseño de la Curva S hasta el avance analizado.

Grafico 4.5: Curva S



Fuente: Propio

En el gráfico de la Curva S se observa, que el avance acumulado previsto (color celeste) está graficado para todo el proyecto en base a los avances mensuales presupuestados planificados y el avance acumulado real (color naranja) está graficado en base al avance analizado hasta Ene-17. Indicando al mismo tiempo que la curva de avance real se encuentra por debajo de la curva de avance planeado, significando que el proyecto se encuentra retrasado con respecto a lo esperado.

4.4.2.2. Evaluación, recopilación y cálculo de datos para el nuevo dimensionamiento de flota de equipos de transporte

Frente a un escenario de incumplimiento respecto al programa de avance contractual, era necesario realizar un análisis en campo para evaluar las diferentes demoras mecánicas, operativas y no operativas que podían estar presentes durante la alimentación y evacuación de mineral y desmonte en la Planta de Pre Concentrado.



En la inspección de campo se observó que:

- Durante la evacuación del mineral y desmonte que se realiza en las pilas de la Planta de Pre Concentrado yacía la presencia de colas, ya que no existía un cierre de ciclo en esta zona de trabajo, indicando la existencia de un sobredimensionamiento de equipos de transporte.

En la siguiente figura se muestra las pilas de la Planta de Pre Concentrado.

Figura 4.10: Frente de evacuación de mineral y desmonte – Planta Pre Concentrado



Fuente: Propio

- Se tenía equipos parados, por realizar el movimiento de material en un tiempo menor a lo programado.

En este punto supuestamente los supervisores eran muy productivos, un ejemplo claro se dio en la pila de desmonte de la Planta de Pre Concentrado, donde los supervisores utilizaban todos los volquetes posibles para mover el desmonte de esta zona en un tiempo mínimo provocando que después haya equipos parados, al realizar este criterio implicaba la utilización innecesaria de un montón de recursos.



Ahora, es bueno ser productivo o es mejor analizar tu productividad en función de tu costo, ya que si se movía este material con menos volquetes e invirtiendo un tiempo mayor, no solo se optimizaría los recursos sino que también se cumpliría con la producción, porque ya existía un plan de movimiento mensual, en otras palabras si movíamos este material en menos tiempo ya no tendríamos material para el resto del mes.

En la siguiente figura se muestra un escenario con equipos parados en la Cancha N°35.

Figura 4.11: Equipos parados- Cancha N°35



Fuente: Propio

En cuanto a la inspección de campo, se analizó que no solo existían problemas con la supervisión de la empresa, sino que también el cliente (MINSUR) no estaba cumpliendo con el tonelaje propuesto en el presupuesto, ya que el volumen ofrecido era menor a lo prometido.

De acuerdo a los puntos observados, se tomó medidas inmediatas frente a la existencia de un sobredimensionamiento de equipos, ya que al tener equipos parados implicaba la pérdida de dinero.



Por lo tanto para identificar el número de equipos de transporte en cola presentes en la evacuación del mineral y desmonte que se realiza en las pilas de la Planta de Pre Concentrado, primero realizaremos un análisis matemático con la aplicación de líneas de espera para obtener un antecedente del número de equipos en exceso, para posteriormente realizar el cálculo del nuevo dimensionamiento de flota de equipos de transporte.

a) Cálculo del ciclo total por ruta

Para desarrollar la evaluación realizada en la inspección de campo, primero iniciamos con la recopilación de datos en campo, posteriormente procederemos a la consolidación y análisis de los mismos, para finalmente realizar el cálculo de tiempos fijos y variables logrando determinar el nuevo ciclo por ruta.

La obtención de datos se realizó por todo el mes de febrero desde el inicio hasta el final de guardia, considerando en la toma de datos: el número de pases, el tiempo por pase, tiempo de posicionamiento, el tiempo de maniobras y descarga y las velocidades.

Para este cálculo, se tomó en consideración el estudio solo de las 7 rutas contractuales, de las cuales son:

- i. Transporte de Mineral Cancha N°35 a Planta Pre concentración
- ii. Transporte de Mineral Planta Pre concentración a Cancha N°01
- iii. Transporte de Mineral Planta Pre concentración a Gravimetría
- iv. Transporte de Desmonte Planta Pre concentración a Gran Vacío
- v. Transporte de Desmonte Planta Pre concentración a Larancota
- vi. Transporte de Desmonte Gravimetría a Larancota
- vii. Transporte Mineral de Baja Ley: Cancha N°2.5 a Cancha N°35

A continuación se presenta el cálculo del ciclo total para cada una de las rutas descritas.



i. RUTA A0: Transporte Cancha N° 35 a Planta Pre Concentrado

Cuadro 4.7: Recopilación de datos – Ruta A0

Transporte: Cancha N°35 a Planta Pre Concentración (Mineral)								
Fecha	Guardia	Operador	Volquete	N° de Pases	Tiempo por pase (Seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)	
01/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
01/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	34	3,0	
02/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
02/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	36	2,9	
03/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
03/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	36	3,1	
04/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
04/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	34	2,9	
05/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
05/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	36	3,1	
06/02/2017	DIA	MATEO CANAZA CASTILLO	CV 00268	5	45	35	3,0	
06/02/2017	NOCHE	DAVID JARATA HUMALLA	CV 00268	5	45	34	3,0	
07/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00268	6	48	35	3,0	
07/02/2017	NOCHE	JUAN DE DIOS UCSA Q.	CV 00268	5	45	35	3,0	
				PROMEDIO	5	45	35	3,0

Fuente: Propio

- Calculo del Tiempo de Carguío

$$Tiempo\ de\ Carguio = \frac{Tpo.\ Primer\ Pase + (N^o\ Pases - 1) \times Tpo.\ por\ Pase}{60}$$

$$Tiempo\ de\ Carguio = \frac{20 + (5 - 1) \times 45}{60} = 3.33\ min$$

- Calculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 12 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 20 km/hr
- Distancia: 0.750 km

$$Tiempo\ de\ Transporte = \frac{Distancia}{Velocidad\ Ida} + \frac{Distancia}{Velocidad\ Vuelta}$$

$$Tiempo\ de\ Transporte = \frac{0.750}{12} + \frac{0.750}{20} = 0.10 \times 60 = 6.00\ min$$

- Calculo del Ciclo Total

$$Tiempo\ del\ Ciclo\ Total = Tpo.\ Carguio + Tpo.\ Posicionamiento + Tpo.\ Transporte + Tpo.\ Maniobra\ y\ Descarga$$

$$Tiempo\ Total\ del\ Ciclo\ Real = 3.33 + 0.58 + 6.00 + 3.00 = 12.92\ min$$

$$Tiempo\ Total\ del\ Ciclo\ Real = 0.056 + 0.010 + 0.100 + 0.050 = 0.22\ hr$$



ii. RUTA B0: Transporte Planta Pre Concentrado a Cancha N° 01

Cuadro 4.8: Recopilación de datos – Ruta B0

Transporte Planta Pre Concentración a Cancha N° 01 (Mineral Pre Concentrado)

Fecha	Guardia	Operador	Volquete	Nº de Pases	Tiempo por pase (Seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)
15/02/2017	DIA	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
15/02/2017	NOCHE	ROGER RAMOS OSNAYO	CV 00316	6	59	58	2,8
16/02/2017	DIA	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
16/02/2017	NOCHE	ROGER RAMOS OSNAYO	CV 00316	6	60	58	2,8
17/02/2017	DIA	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
17/02/2017	NOCHE	ROGER RAMOS OSNAYO	CV 00316	6	59	58	2,8
18/02/2017	DIA	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
18/02/2017	NOCHE	ROGER RAMOS OSNAYO	CV 00316	6	60	58	2,8
19/02/2017	DIA	DAVID MORALES MENDEZ	CV 00316	5	60	62	3,1
19/02/2017	NOCHE	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
20/02/2017	DIA	DAVID MORALES MENDEZ	CV 00316	5	60	62	3,1
20/02/2017	NOCHE	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
21/02/2017	DIA	DAVID MORALES MENDEZ	CV 00316	5	60	62	3,1
21/02/2017	NOCHE	HECTOR LEONARDO	CV 00316	5	60	60	3,0
			PROMEDIO	5	60	60	3,0

Fuente: Propio

- Calculo del Tiempo de Carguío

$$\text{Tiempo de Carguio} = \frac{\text{Tpo. Primer Pase} + (N^{\circ} \text{ Pases} - 1) \times \text{Tpo. por Pase}}{60}$$

$$\text{Tiempo de Carguio} = \frac{30 + (5 - 1) \times 60}{60} = 4.50 \text{ min}$$

- Calculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 12 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 19 km/hr
- Distancia: 1.310 km

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Ida}} + \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Vuelta}}$$

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{1.310}{12} + \frac{1.310}{19} = 0.178 \times 60 = 10.69 \text{ min}$$

- Calculo del Ciclo Total

$$\text{Tiempo del Ciclo Total} = \text{Tpo. Carguio} + \text{Tpo. Posicionamiento} + \text{Tpo. Transporte} + \text{Tpo. Maniobra y Descarga}$$


$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 4.50 + 1.00 + 10.69 + 3.00 = 19.19 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 0.075 + 0.017 + 0.178 + 0.050 = 0.320 \text{ hr}$$



iii. RUTA C0: Transporte Planta Pre Concentrado a Gravimetría

Cuadro 4.9: Recopilación de datos – Ruta C0



RUTA : C0

Transporte: Planta Pre Concentración a Gravimetría (Mineral < 6mm)

Fecha	Guardia	Operador	Volquete	Nº de Pases	Tiempo por pase (seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)	
15/02/2017	DIA	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
15/02/2017	NOCHE	ISIDRO MOLLO RAMOS	CV 00317	6	59	60	3,0	
16/02/2017	DIA	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
16/02/2017	NOCHE	ISIDRO MOLLO RAMOS	CV 00317	6	59	60	3,0	
17/02/2017	DIA	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
17/02/2017	NOCHE	ISIDRO MOLLO RAMOS	CV 00317	6	59	60	3,0	
18/02/2017	DIA	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
18/02/2017	NOCHE	ISIDRO MOLLO RAMOS	CV 00317	6	59	60	3,0	
19/02/2017	DIA	JOSÉ QUIISPE VILCA	CV 00317	7	62	58	3,1	
19/02/2017	NOCHE	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
20/02/2017	DIA	JOSÉ QUIISPE VILCA	CV 00317	7	62	59	3,1	
20/02/2017	NOCHE	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
21/02/2017	DIA	JOSÉ QUIISPE VILCA	CV 00317	7	62	58	3,1	
21/02/2017	NOCHE	DIEGO RAMIRO SAAVEDRA	CV 00317	6	60	60	3,0	
				PROMEDIO	6	60	60	3,0

Fuente: Propio

- Cálculo del Tiempo de Carguío

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{\text{Tpo. Primer Pase} + (N^{\circ} \text{ Pases} - 1) \times \text{Tpo. por Pase}}{60}$$

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{30 + (6 - 1) \times 60}{60} = 5.50 \text{ min}$$

- Cálculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 12 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 19 km/hr
- Distancia: 1.310 km

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Ida}} + \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Vuelta}}$$

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{1.310}{12} + \frac{1.310}{19} = 0.178 \times 60 = 10.69 \text{ min}$$

- Cálculo del Ciclo Total

$$\text{Tiempo del Ciclo Total} = \text{Tpo. Carguío} + \text{Tpo. Posicionamiento} + \text{Tpo. Transporte} + \text{Tpo. Maniobra y Descarga}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 5.50 + 1.00 + 10.69 + 3.00 = 20.19 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 0.092 + 0.017 + 0.178 + 0.050 = 0.34 \text{ hr}$$



iv. RUTA D0: Transporte Planta Pre Concentrado a Gran Vacío

Cuadro 4.10: Recopilación de datos – Ruta D0

RUTA : D0

Pre Concentración → Gran Vacío

Transporte Planta Pre Concentración a Gran Vacío (Desmonte)								
Fecha	Guardia	Operador	Volquete	Nº de Pases	Tiempo por pase (Seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)	
22/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
22/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	4	51	34	2,8	
23/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
23/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	6	49	34	2,8	
24/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
24/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	5	50	34	3,0	
25/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
25/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	5	50	34	2,8	
26/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
26/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	5	50	36	3,0	
27/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
27/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	5	50	36	3,0	
28/02/2017	DIA	EMER MAMANI QUISPE	CV 00314	5	50	35	3,0	
28/02/2017	NOCHE	SARCCO HUAMAN ORLANDO	CV 00313	5	50	36	3,0	
				PROMEDIO	5	50	35	3,0

Fuente: Propio

- Cálculo del Tiempo de Carguío

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{\text{Tpo. Primer Pase} + (N^{\circ} \text{ Pases} - 1) \times \text{Tpo. por Pase}}{60}$$

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{20 + (5 - 1) \times 50}{60} = 3.67 \text{ min}$$

- Cálculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 12 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 19 km/hr
- Distancia: 3.624 km

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Ida}} + \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Vuelta}}$$

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{3.624}{12} + \frac{3.624}{19} = 0.493 \times 60 = 29.56 \text{ min}$$

- Cálculo del Ciclo Total

$$\text{Tiempo del Ciclo Total} = \text{Tpo. Carguío} + \text{Tpo. Posicionamiento} + \text{Tpo. Transporte} + \text{Tpo. Maniobra y Descarga}$$


$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 3.67 + 0.58 + 29.56 + 3.00 = 36.81 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 0.061 + 0.010 + 0.493 + 0.050 = 0.61 \text{ hr}$$





vi. RUTA F0: Transporte Gravimetría a Larancota

Cuadro 4.12: Recopilación de datos – Ruta F0



RUTA : F0





Transporte Gravimetría a Larancota (Desmonte Gravimetría)							
Fecha	Guardia	Operador	Volquete	N° de Pases	Tiempo por pase (Seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)
22/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	60	2,5
22/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	60	2,5
23/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	60	2,5
23/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	61	2,5
24/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	59	2,5
24/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	61	2,5
25/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	59	2,5
25/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	61	2,5
26/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	59	2,5
26/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	60	2,5
27/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	59	2,6
27/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	60	2,4
28/02/2017	DIA	RICARDO MAQUERA MAMANI	CV 00273	5	61	60	2,6
28/02/2017	NOCHE	HUGO CASILLA CONDORI	CV 00273	5	59	61	2,4
PROMEDIO				5	60	60	2,5

Fuente: Propio

- Calculo del Tiempo de Carguío

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{\text{Tpo. Primer Pase} + (N^{\circ} \text{ Pases} - 1) \times \text{Tpo. por Pase}}{60}$$

$$\text{Tiempo de Carguío} = \frac{30 + (5 - 1) \times 60}{60} = 4.50 \text{ min}$$

- Calculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 15 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 25 km/hr
- Distancia: 4.130 km

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Ida}} + \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Vuelta}}$$

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{4.130}{15} + \frac{4.130}{25} = 0.441 \times 60 = 26.43 \text{ min}$$

- Calculo del Ciclo Total

$$\text{Tiempo del Ciclo Total} = \text{Tpo. Carguío} + \text{Tpo. Posicionamiento} + \text{Tpo. Transporte} + \text{Tpo. Maniobra y Descarga}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 4.50 + 1.00 + 26.46 + 2.50 = 34.43 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 0.075 + 0.017 + 0.441 + 0.042 = 0.57 \text{ hr}$$



vii. RUTA G0: Transporte Cancha Nº 2.5 a Cancha Nº 35

Cuadro 4.13: Recopilación de datos – Ruta G0

Transporte Cancha Nº 2.5 a Cancha Nº 35							
Fecha	Guardia	Operador	Volquete	Nº de Pases	Tiempo por pase (Seg)	Tiempo de posicionamiento (Seg)	Tiempo de maniobras y descarga (Min)
08/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	35	3,0
08/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00269	5	45	35	2,9
09/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	35	3,0
09/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00269	5	45	34	2,9
10/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	35	3,0
10/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00269	5	45	35	3,0
11/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	35	3,0
11/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00269	5	45	35	3,0
12/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00273	5	46	36	3,1
12/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00273	5	46	36	3,1
13/02/2017	DIA	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	35	3,0
13/02/2017	NOCHE	PRUDENCIO QUISPE HUANCA	CV 00269	5	45	36	3,0
14/02/2017	DIA	LEONARDO CONDORI EMILIAN	CV 00269	5	45	35	3,0
14/02/2017	NOCHE	DANIEL VELAZQUES OLIVERA	CV 00269	5	45	34	3,0
PROMEDIO				5	45	35	3,0

Fuente: Propio

- Calculo del Tiempo de Carguío

$$\text{Tiempo de Carguio} = \frac{\text{Tpo. Primer Pase} + (N^{\circ} \text{ Pases} - 1) \times \text{Tpo. por Pase}}{60}$$

$$\text{Tiempo de Carguio} = \frac{20 + (5 - 1) \times 45}{60} = 3.33 \text{ min}$$

- Calculo del Tiempo de Transporte

Se tiene como datos promedios:

- Velocidad Promedio de Ida (con carga): 15 km/hr
- Velocidad Promedio de Vuelta (vacío): 20 km/hr
- Distancia: 1.665km

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Ida}} + \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad Vuelta}}$$

$$\text{Tiempo de Transporte} = \frac{1.665}{15} + \frac{1.665}{20} = 0.194 \times 60 = 11.66 \text{ min}$$

- Calculo del Ciclo Total

$$\text{Tiempo del Ciclo Total} = \text{Tpo. Carguio} + \text{Tpo. Posicionamiento} + \text{Tpo. Transporte} + \text{Tpo. Maniobra y Descarga}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 3.33 + 0.58 + 11.66 + 3.00 = 18.57 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Real} = 0.056 + 0.010 + 0.194 + 0.050 = 0.31 \text{ hr}$$



b) Resultado final de los cálculos ejecutados en el ciclo total por ruta

Para la obtención del cálculo final, cabe resaltar que el ciclo total por ruta fue evaluada en cada situación concreta, a fin de evitar tiempos muertos y sobre costos, por tener equipos en stand by por mucho tiempo, en otras palabras la acción correctiva tomada fue que el tiempo adicional en espera fue añadida al tiempo de viaje, haciendo que la producción del volquete en espera disminuya.

En el siguiente cuadro se muestra en resumen los datos obtenidos para el cálculo del ciclo total de cada una de las rutas puestas en evaluación:

Cuadro 4.14: Detalle del cálculo del ciclo total por ruta

DESCRIPCIÓN		Rutas Contractuales CON-SR-095-2016							
		Transp. C-35 - Planta Pre Concentración (Mineral)	Transp. Planta Pre Concentración - C1 (Mineral)	Transp. Planta Pre Concentración a Gravimetría (Mineral <6mm)	Transp. Planta Pre Concentración a Gran Vacío (Desmonte)	Transp. Planta Pre Concentración - Larançota (Desmonte)	Transp. Gravimetría a Larançota	Transp. C-2.5 a C-35 (Mineral)	
DATOS									
N° de Pases	und	5	5	6	5	5	5	5	5
Tiempo por pase	seg	45	60	60	50	50	60	60	45
Tiempo de Carguio	h	0,06	0,08	0,09	0,06	0,06	0,08	0,08	0,06
Tiempo de Posicionamiento de Camión	h	0,01	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02	0,02	0,01
Velocidad Promedio de Ida (con carga)	km/h	12	12	12	12	12	15	15	15
Velocidad Promedio de Vuelta (vacío)	km/h	20	19	19	19	19	25	25	20
Distancia	km	0,750	1,310	1,310	3,624	4,986	4,130	4,130	1,665
Tiempo de transporte	h	0,10	0,18	0,18	0,49	0,53	0,441	0,441	0,194
Tiempo de maniobra y descarga	h	0,05	0,05	0,05	0,05	0,04	0,042	0,042	0,050
TIEMPO TOTAL DEL CICLO DE TRANSPORTE FINAL REAL	h	0,22	0,32	0,34	0,61	0,64	0,57	0,57	0,31

Fuente: Propio



c) **Aplicación de líneas de espera en el sistema de transporte**

Una vez obtenida el resultado de los ciclos por ruta, realizamos un análisis matemático con la aplicación del modelo de líneas de espera en la zona de evacuación del mineral y desmonte que se realiza en las pilas de la Planta de Pre Concentrado, para determinar el número de volquetes en cola.

i. **Concepto general**

Las líneas de espera se generan cuando unidades que llegan a recibir servicio deben esperar antes de que puedan ser obtenidos. Si se conocen las leyes que gobiernan las llegadas, los tiempos de servicio y el orden en que las unidades que llegan se atienden, la espera puede analizarse matemáticamente.

Para simplificar el análisis se supone que la cola es estable donde la probabilidad de que “n” unidades que están en espera en cualquier instante, permanecen igual en el tiempo.

A cualquier cola se asocia dos distribuciones, una de entrada que describe el tipo de llegada o sea los intervalos de tiempo entre llegadas de los clientes al punto de servicio y la otra distribución es del tiempo de servicio.

Las colas pueden ser de una o más líneas de espera con uno o más puntos de servicio y pueden tener fuente infinita o finita. Consideraremos para este análisis una situación con un solo servidor, en este caso la población de clientes es finita, porque solo existe N clientes fijos, entonces siendo el caso aplicaremos el modelo de Cola Finita, Fuente Finita y una Unidad de Servicio, donde:

- “ λ ” es la tasa media de llegadas de Poisson o número de llegadas por unidad de tiempo y el tiempo medio entre llegadas consecutivas es $1/\lambda$.
- El tiempo de servicio sigue una distribución exponencial con tasa media de servicio “ μ ” y tiempo medio de servicio $1/\mu$.
- Para el caso de población finita es interpretada por “n” como la población total de clientes (volquetes).



ii. Modelo de la cola finita, fuente finita y una unidad de servicio M/M/1

Para este modelo de considera lo siguiente:

- Las llegadas son aleatorias y provienen de una distribución de probabilidad de Poisson o de Markov.
- Se supone que el tiempo de servicio es también una variable aleatoria que sigue una distribución exponencial o de Markov. Se supone además que los tiempos de servicios son independientes entre sí e independiente del proceso de llegada.
- Hay una unidad de servicio.
- La disciplina de cola se basa en el principio FIFO (primero en llegar primero en salir) y no hay un límite para el tamaño de la cola.
- Las tasas de llegadas y de servicio no cambian con el tiempo. El proceso ha estado en operación el tiempo suficiente para eliminar los efectos de las condiciones iniciales.
- No se permite que el número de clientes exceda un número especificado (M). A cualquier cliente que llega cuando la cola está llena se le niega la entrada al sistema y este cliente lo deja para siempre.

$$\lambda_n = \begin{cases} (N - n)\lambda & n < m \\ 0 & n \geq m \end{cases}$$

$$\text{Para } n = 1, 2, 3, \dots, N$$

N : Numero maximo de clientes en el sistema.

$$\mu_n = \mu$$

Las características operativas para este modelo son:



- Probabilidad de que cero clientes estén en el sistema

$$P_0 = \left[\sum_{n=0}^N \frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right]^{-1}$$

- Utilización promedio del servidor

$$P = 1 - P_0$$

- Numero promedio de clientes en la fila de espera

$$L_q = N - \frac{(\lambda + \mu)}{\lambda} \times (1 - P_0)$$

- Numero promedio de clientes en el sistema

$$L_s = N - \frac{\mu}{\lambda} \times (1 - P_0)$$

- Tiempo promedio de espera en la fila

$$W_q = L_q \times [(N - L_s) * \lambda]^{-1}$$

- Tiempo promedio transcurrido en el sistema, incluido el servicio

$$W_s = L_s \times [(N - L_s) * \lambda]^{-1}$$

iii. Aplicación del modelo


Para la aplicación del modelo de cola finita, fuente finita y una unidad de servicio, tomaremos como datos los tiempos (fijos y variables) obtenidos en la recopilación de datos de campo, considerando solo los datos involucrados en la evacuación de mineral y desmonte de la Planta de Pre Concentrado, de la cuales intervienen las siguientes rutas:

- Transporte de mineral Planta Pre Concentrado a Cancha N°01
- Transporte de mineral <6mm Planta Pre Concentrado a Gravimetría
- Transporte de desmonte Planta Pre Concentrado a Gran Vacío
- Transporte de desmonte Planta Pre Concentrado a Larancota

En el siguiente cuadro observaremos el tiempo de carguío y el tiempo del ciclo total de cada una de las rutas involucradas para este análisis matemático, de la cual se obtendrá un promedio de cada uno de los tiempos en estudio para utilizarlos como variables en la aplicación de este modelo.



Cuadro 4.15: Tiempos promedios considerados en la zona de evacuación de la Planta de Pre Concentrado

					
DETALLE DEL CICLO TOTAL					
Descripción	Unidad	Transp. Planta Pre Concentración - C1 (Mineral)	Transp. Planta Pre Concentración a Gravimetría (Mineral <6mm)	Transp. Planta Pre Concentración a Gran Vacío (Desmante)	Transp. Planta Pre Concentración - Larancota (Desmante)
DATOS					
Volquetes	cant	1,00	1,00	2,00	2,00
				Total	6,00
Tiempo de Carguio	h	0,08	0,09	0,06	0,06
Tiempo de Carguio	min	4,50	5,50	3,67	3,67
				Promedio	4,33
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo	h	0,32	0,34	0,61	0,64
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo	min	19,19	20,19	36,81	38,66
				Promedio	28,71

Fuente: Propio

- Las variables son:
 - $\mu = \text{Tiempo carguio (media de servicio a los volquetes)}$
 $\mu = 1 / 4.33 \text{ minutos} = 0.231 \text{ volquete/minuto}$
 - $\lambda = \text{Tiempo ciclo total (media de llegada de los volquetes)}$
 $\lambda = 1 / (28.71 \text{ min} - 4.33 \text{ min}) = 1 / 24.38 = 0.041 \text{ volquete/minuto}$
 - $N = 6 \text{ (numero de volquetes asignado)}$
- El cálculo de la probabilidad de que cero volquetes estén en la Planta de Pre Concentrado, lo hallamos con la siguiente formula:

$$P_0 = \left[\sum_{n=0}^N \frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right]^{-1}$$

- Considerando para n=0, n=1, n=2, n=3, n=4, n=5 y n=6, hallamos

$$P_0 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-0)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^0 \right] = 1$$

$$P_1 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-1)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^1 \right] = 1.0649$$

$$P_2 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-2)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^2 \right] = 0.9451$$



$$P_3 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-3)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^3 \right] = 0.6710$$

$$P_4 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-4)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^4 \right] = 0.3573$$

$$P_5 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{6!}{(6-5)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^5 \right] = 0.1268$$

$$P_6 = \left[\frac{N!}{(N-n)!} \times \left(\frac{\lambda}{\mu} \right)^n \right] = \left[\frac{5!}{(6-6)!} \times \left(\frac{0.041}{0.231} \right)^6 \right] = 0.0225$$

- Finalmente se obtiene:

$$P_0 = [1 + 1.0649 + 0.9451 + 0.6710 + 0.3573 + 0.1268 + 0.0225]^{-1}$$

$$P_0 = [4.1876]^{-1} = 0.2388 = 23.88\%$$

- El cálculo para determinar el número promedio de volquetes en la Planta de Pre Concentrado, lo hallamos con la siguiente formula:

$$L_s = N - \frac{\mu}{\lambda} \times (1 - P_0) = 6 - \frac{0.231}{0.041} \times (1 - 0.2388) = 1.7113 \text{ volquetes}$$

- El cálculo para determinar el número promedio de volquetes en la fila de espera, lo hallamos con la siguiente formula:

$$L_q = N - \frac{(\lambda + \mu)}{\lambda} \times (1 - P_0) = 6 - \frac{(0.041 + 0.231)}{0.041} \times (1 - 0.2388)$$

$$L_q = 0.9501 \text{ volquetes}$$

- El cálculo para determinar el tiempo promedio de espera en la fila, lo hallamos con la siguiente formula:

$$W_q = L_q \times [(N - L_s) \times \lambda]^{-1} = 0.9501 \times [(6 - 1.7113) \times 0.041]^{-1}$$

$$W_q = 5.4033 \text{ minutos}$$



- El cálculo para determinar el tiempo promedio transcurrido en la , Planta de Pre Concentrado incluido el servicio, lo hallamos con la siguiente formula:

$$Ws = Ls \times [(N - Ls) \times \lambda]^{-1} = 1.7113 \times [(6 - 1.7113) \times 0.041]^{-1}$$

$$Ws = 9.7323 \text{ minutos}$$

- El cálculo para determinar el número de volquetes en exceso, lo hallamos de la siguiente manera:

Considerando que las horas efectivas promedio de trabajo de un volquete son de 420 horas al mes, entonces se entiende que cada volquete trabaja en promedio 7 horas por turno.

Ahora para determinar cuántos ciclos realiza un volquete durante sus 7 horas de trabajo, multiplicaremos el tiempo de trabajo por turno con la taza de llegada de los volquetes, como se muestra a continuación:

$$\lambda_1 = (7 \frac{hr}{turno} \times 60 \frac{min}{1 hr}) * \lambda = 420 \frac{min}{turno} \times 0.041 \frac{ciclos}{min} = 17.22 \text{ ciclos}$$

Luego para determinar el tiempo de espera de un volquete por turno, multiplicaremos el número de ciclos que realiza un volquete por el tiempo promedio en espera, como se muestra a continuación:

$$\text{Tiempo de espera} - \text{volquete/turno} = \lambda_1 \times Wq = 17.22 \times 5.4033$$

$$\text{Tiempo de espera} - \text{volquete/turno} = 93.05 \text{ min} = 1.55 \text{ hr/turno}$$

Después determinamos el tiempo total de espera, multiplicando el número de volquetes asignados para la evacuación de material en la Planta de Pre Concentrado por el tiempo de espera por turno.

$$\text{Tiempo total de espera/turno} = 93.05 \text{ min} \times 6 \text{ volquetes}$$

$$\text{Tiempo total de espera/turno} = 558.3 \text{ min} = 9.31 \frac{hr - \text{volquete}}{\text{turno}}$$



Finalmente para determinar el número de volquetes en cola, dividiremos el tiempo total de espera por turno entre las 7 horas efectivas de trabajo de un volquete, obteniendo lo siguiente:

$$\text{Volquetes en cola} = \frac{9.31(\text{hr} - \text{volquete/turno})}{7(\text{hr/turno})}$$

$$\text{Volquetes en cola} = 1.33 = 2 \text{ volquetes}$$

Los cálculos matemáticos arrojan como resultado 1.33, demostrándonos que en la cola puede haber más de un volquete.

Para que el número de volquetes, asignados para la evacuación de material en la Planta de Pre Concentrado, obtenga una utilización alta y por ende una productividad aceptable en base al costo del equipo; y al mismo tiempo no haya presencia de colas, es necesario trabajar solo con 4 volquetes en este frente de trabajo ya que se ha demostrado matemáticamente que tenemos 2 volquetes en cola.

d) Calculo de productividades y numero de volquetes por ruta

Frente al análisis realizado en la inspección de campo, era necesario dimensionar nuevamente la flota de equipos de transporte para lograr optimizar los recursos involucrados, además de tener conocimiento que el cliente (MINSUR) nos había bajado el volumen de producción.

Ahora tomando en cuenta que para dimensionar una flota de equipos, el principal análisis que se realiza es con la producción y con el plazo estimado para ejecutarlo. Consideraremos para el cálculo del número de volquetes, el nuevo tonelaje determinado por el cliente donde se asume un promedio mensual de 225,275.00 toneladas.

En la siguiente tabla observaremos, en detalle el nuevo tonelaje determinado para cada una de las rutas contractuales, consideradas hasta el mes julio-17, para continuar con el movimiento de mineral y desmonte en la Planta de Pre Concentrado:



Tabla 4.9: Nueva producción contractual planeada

PRODUCCION CONTRACTUAL			
	RUTA	PRODUCCION TOTAL (en TM)	
		Mar - Jul 2017	Total
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	A0	1.065.497	1.065.497
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	B0	305.406	305.406
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	C0	245.064	245.064
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	D0	411.589	411.589
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	E0	102.897	102.897
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	F0	25.920	25.920
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	G0	96.377	96.377
Producción Total - Plan Minsur		2.252.750	2.252.750
		PRODUCCION MENSUAL (en TM)	
		Meses de Mar a Jul 2017	Total
Acarreo de Mineral C-35 a Planta Preconcentración	A0	106.550	106.550
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	B0	30.541	30.541
Acarreo de Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	C0	24.506	24.506
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	D0	41.159	41.159
Acarreo de Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	E0	10.290	10.290
Acarreo de Desmonte Gravimetría a Larancota	F0	2.592	2.592
Acarreo Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	G0	9.638	9.638
Producción Mensual Promedio		225.275	225.275

Fuente: Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM

Para realizar estos cálculos, utilizaremos los tiempos obtenidos en la recopilación de datos en campo, considerando también el tiempo total del ciclo real de cada una de las rutas calculadas anteriormente, tomando en cuenta el 92% de eficiencia para cada ciclo y 420 horas efectivas de trabajo por cada volquete.

También se tomara en consideración el análisis técnico que se realizó en cada una de las rutas durante la inspección de campo, para determinar el número de volquetes real que se necesitara para cerrar un ciclo y al mismo tiempo cumplir con la producción mensual determinada por el cliente.

Ahora con la finalidad de optimizar un ciclo y con ello obtener una máxima productividad real, condicionaremos la productividad real del volquete en función al número de volquetes por ruta real.

Teniendo como condiciones:

- 1^{ra} Condición: Si el N° de volquetes real es > al N° de volquetes teórico, se multiplicara el N° de volquetes teórico por la productividad teórica del volquete.
- 2^{da} Condición: Si N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se multiplica el N° de volquetes real por la productividad teórica del volquete.



Con los puntos tratados, iniciaremos con el cálculo de las productividades y el número de volquetes requeridos para cada una de las rutas consideradas para este dimensionamiento de equipos.

i. RUTA A0: Transporte Cancha N° 35 a Planta Pre Concentrado

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 106,550.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.22 hr
- Tiempo de carguío: 0.06 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.01 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.05 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr

➤ Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.22 \text{ hr}}{92\%} = 0.24 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.24 \text{ hr}} = 149 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$

➤ Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{149 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 4.25 \text{ Viajes/hr}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg.} + \text{Tpo. posic.} + \text{Tpo. mani y desc.}}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.22}{0.06 + 0.01 + 0.05} = 1.87 \text{ Volquetes}$$



- Calculo del número de volquetes por ruta real

Ya que no existe 1.87 volquetes, redondearemos a número entero para completar la unidad, determinando así:

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Real} = 2 \text{ Volquetes}$$

- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es > al N° de volquetes teórico, se utilizara la 1^{ra} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = N^{\circ} \text{ Volq Teorico} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 1.87 \times 149 = 278 \text{ Tn/hr}$$

- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times N^{\circ} \text{ Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{106,550.00 \text{ Tn/mes}}{278 \text{ Tn/hr} \times 2 \text{ Volquetes}} = 767 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{767}{420} = 1.83 \text{ Volquetes}$$

ii. RUTA B0: Transporte Planta Pre Concentrado a Cancha N° 01

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 30,541.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.32 hr
- Tiempo de carguío: 0.08 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.02 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.05 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr



- Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.32 \text{ hr}}{92\%} = 0.35 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.35 \text{ hr}} = 100 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{100 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 2.86 \text{ Viajes/hr}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg. + Tpo. posic. + Tpo. mani y desc.}}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.32}{0.08 + 0.02 + 0.05} = 2.26 \text{ Volquetes}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta real

Frente al análisis técnico registrado de campo y con el fin de cumplir con la producción mensual en el tiempo planificado, se determinó que ameritaba tener un cierre de ciclo con:

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Real} = 1 \text{ Volquete}$$

- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se utilizara la 2^{da} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = \text{Nº Volq Real} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 1 \times 100 = 100 \text{ Tn/hr}$$



- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times \text{N}^{\circ} \text{Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{30,541.00 \text{ Tn/mes}}{100 \text{ Tn/hr} \times 1 \text{ Volquete}} = 305 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$\text{N}^{\circ} \text{Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{305}{420} = 0.73 \text{ Volquetes}$$

iii.RUTA C0: Transporte Planta Pre Concentrado a Gravimetría

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 24,506.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.34 hr
- Tiempo de carguío: 0.09 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.02 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.05 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr

- Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.34 \text{ hr}}{92\%} = 0.37 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.37 \text{ hr}} = 95 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$



- Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$N^{\circ} \text{ Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$N^{\circ} \text{ Viajes por Hora} = \frac{95 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 2.72 \text{ Viajes/hr}$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg. + Tpo. posic. + Tpo. mani y desc.}}$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.34}{0.09 + 0.02 + 0.05} = 2.12 \text{ Volquetes}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta real

Frente al análisis técnico registrado de campo y con el fin de cumplir con la producción mensual en el tiempo planificado, se determinó que ameritaba tener un cierre de ciclo con:

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Real} = 1 \text{ Volquete}$$

- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se utilizara la 2^{da} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = N^{\circ} \text{ Volq Real} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 1 \times 95 = 95 \text{ Tn/hr}$$

- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times N^{\circ} \text{ Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{24,506.00 \text{ Tn/mes}}{95 \text{ Tn/hr} \times 1 \text{ Volquete}} = 257 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{257}{420} = 0.61 \text{ Volquetes}$$



iv. RUTA D0: Transporte Planta Pre Concentrado a Gran Vacío

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 41,159.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.61 hr
- Tiempo de carguío: 0.06 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.01 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.05 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr

➤ Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.61 \text{ hr}}{92\%} = 0.67 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.67 \text{ hr}} = 52 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$

➤ Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{52 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 1.49 \text{ Viajes/hr}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg.} + \text{Tpo. posic.} + \text{Tpo. mani y desc.}}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.61}{0.06 + 0.01 + 0.05} = 5.08 \text{ Volquetes}$$



➤ Cálculo del número de volquetes por ruta real

Frente al análisis técnico registrado de campo y con el fin de cumplir con la producción mensual en el tiempo planificado, se determinó que ameritaba tener un cierre de ciclo con:

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Real} = 2 \text{ Volquetes}$$

➤ Cálculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se utilizara la 2^{da} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = N^{\circ} \text{ Volq Real} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 2 \times 52 = 104 \text{ Tn/hr}$$

➤ Cálculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times N^{\circ} \text{ Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{41,159.00 \text{ Tn/mes}}{104 \text{ Tn/hr} \times 2 \text{ Volquetes}} = 789 \text{ Hr/mes}$$

➤ Cálculo final del número de volquetes requeridos

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{789}{420} = 1.88 \text{ Volquetes}$$

v. RUTA E0: Transporte Planta Pre Concentrado a Larancota

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 10,290.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.64 hr
- Tiempo de carguío: 0.06 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.01 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.04 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr



- Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.64 \text{ hr}}{92\%} = 0.70 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.70 \text{ hr}} = 50 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$\text{N}^\circ \text{ Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Viajes por Hora} = \frac{50 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 1.43 \text{ Viajes/hr}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg. + Tpo. posic. + Tpo. mani y desc.}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.64}{0.06 + 0.01 + 0.04} = 5.85 \text{ Volquetes}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta real

Frente al análisis técnico registrado de campo y con el fin de cumplir con la producción mensual en el tiempo planificado, se determinó que ameritaba tener un cierre de ciclo con:

$$\text{N}^\circ \text{ Volquetes por Ruta Real} = 2 \text{ Volquetes}$$

- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se utilizara la 2^{da} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = \text{N}^\circ \text{ Volq Real} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 2 \times 50 = 100 \text{ Tn/hr}$$



- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times \text{N}^{\circ} \text{Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{10,290.00 \text{ Tn/mes}}{100 \text{ Tn/hr} \times 2 \text{ Volquetes}} = 206 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$\text{N}^{\circ} \text{Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{206}{420} = 0.49 \text{ Volquetes}$$

vi. RUTA F0: Transporte Gravimetría a Larancota

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 2,592.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.57 hr
- Tiempo de carguío: 0.08 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.02 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.04 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr

- Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.57 \text{ hr}}{92\%} = 0.63 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.63 \text{ hr}} = 56 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$



- Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$N^{\circ} \text{ Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$N^{\circ} \text{ Viajes por Hora} = \frac{56 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 1.59 \text{ Viajes/hr}$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg. + Tpo. posic. + Tpo. mani y desc.}}$$

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.57}{0.08 + 0.02 + 0.04} = 4.30 \text{ Volquetes}$$

- Calculo del número de volquetes por ruta real

Frente al análisis técnico registrado de campo y con el fin de cumplir con la producción mensual en el tiempo planificado, se determinó que ameritaba tener un cierre de ciclo con:

$$N^{\circ} \text{ Volquetes por Ruta Real} = 1 \text{ Volquete}$$

- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es < al N° de volquetes teórico, se utilizara la 2^{da} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = N^{\circ} \text{ Volq Real} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 1 \times 56 = 56 \text{ Tn/hr}$$

- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times N^{\circ} \text{ Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{2,592.00 \text{ Tn/mes}}{56 \text{ Tn/hr} \times 1 \text{ Volquete}} = 46 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{46}{420} = 0.11 \text{ Volquetes}$$



vii. RUTA G0: Transporte Cancha N° 2.5 a Cancha N° 35

Se tiene como datos:

- Producción mensual: 9,638.00 Tn
- Capacidad del Volquete FMX 8x4: 35 Tn
- Tiempo total del ciclo Real: 0.31 hr
- Tiempo de carguío: 0.06 hr
- Tiempo de posicionamiento: 0.01 hr
- Tiempo de maniobra y descarga: 0.05 hr
- Eficiencia del ciclo: 92%
- Horas efectivas de trabajo por volquete: 420 hr

➤ Calculo de la productividad teórica del volquete

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{\text{Tpo. total del ciclo Real}}{92\%}$$

$$\text{Tiempo Total del Ciclo Teorico} = \frac{0.31 \text{ hr}}{92\%} = 0.34 \text{ hr}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{\text{Cap. Camion}}{\text{Tpo. Ciclo Total Teorico}}$$

$$\text{Productividad Teorica del volquete} = \frac{35 \text{ Tn}}{0.34 \text{ hr}} = 103 \frac{\text{Tn}}{\text{hr}}$$

➤ Calculo del número de volquetes por ruta teórica

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{\text{Productividad Teorica}}{\text{Cap. Volquete}}$$

$$\text{Nº Viajes por Hora} = \frac{103 \text{ Tn/hr}}{35 \text{ Tn/viaje}} = 2.96 \text{ Viajes/hr}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{\text{Tpo total del Ciclo Real}}{\text{Tpo. carg.} + \text{Tpo. posic.} + \text{Tpo. mani y desc.}}$$

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Teorico} = \frac{0.31}{0.06 + 0.01 + 0.05} = 2.69 \text{ Volquetes}$$

➤ Calculo del número de volquetes por ruta real

Ya que no existe 2.69 volquetes, redondearemos a número entero para completar la unidad, determinando así:

$$\text{Nº Volquetes por Ruta Real} = 3 \text{ Volquetes}$$



- Calculo de la productividad real del volquete

Viendo que el N° de volquetes real es > al N° de volquetes teórico, se utilizara la 1^{ra} Condición para este cálculo, obteniendo:

$$\text{Productividad Real del volquete} = N^{\circ} \text{ Volq Teorico} \times \text{Product. Teorica}$$

$$\text{Productividad Real del volquete} = 2.69 \times 103 = 278 \text{ Tn/hr}$$

- Calculo de la cantidad de horas al mes que se necesita para producir

$$\text{Horas por mes} = \frac{\text{Produccion mensual}}{\text{Productividad Real} \times N^{\circ} \text{ Volquetes Real}}$$

$$\text{Horas por mes} = \frac{9,638.00 \text{ Tn/mes}}{278 \text{ Tn/hr} \times 3 \text{ Volquetes}} = 104 \text{ Hr/mes}$$

- Calculo final del número de volquetes requeridos

$$N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = \frac{\text{Horas al mes}}{\text{Horas volquete}} = \frac{104}{420} = 0.25 \text{ Volquetes}$$

e) Resultado final del cálculo de numero de volquetes por ruta

Una vez calculado el número de volquetes por ruta, se obtiene como resultado final la sumatoria:

$$\text{Total } N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = 1.83 + 0.73 + 0.61 + 1.88 + 0.49 + 0.11 + 0.25$$

$$\text{Total } N^{\circ} \text{ Volquetes Requeridos} = 5.89 = 6 \text{ Volquetes}$$

Finalmente se obtiene un total de 6 volquetes para el nuevo dimensionamiento de la flota de equipos de transporte. Cabe resaltar que el dimensionamiento calculado está en función a la produccion requerida por el cliente, por ello se observa una disminucion en el cálculo de numero de volquetes analizadas en cada ruta.

En el siguiente cuadro se muestra un resumen de todos los cálculos obtenidos para determinar el número de volquetes por ruta.



Cuadro 4.16: Detalle del cálculo de número de volquetes por ruta

		1	2	3	4	5	6	7
		Transp. C-35 a Planta Pre Concentración (Mineral)	Transp. Planta Pre Concentración a C-1 (Mineral)	Transp. Planta Pre Concentración a Gravimetría (Mineral <6mm)	Transp. Planta Pre Concentración a Gran Vaco (Desmonte)	Transp. Planta Pre Concentración a Larancota (Desmonte)	Transp. Gravimetría a Larancota	Transp. C-2.5 a C-35 (Mineral)
		Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad
		1	2	3	4	5	6	7
TC		3,34						
Precio del Combustible		9,09						
Horas Efectivas por día		14,00						
Nº de días al mes		30,00						
Periodo de Adenda		10,00						
Datos								
Nº de pases	und	5	5	6	5	5	5	5
Tiempo por pase	seg	45	60	60	50	45	60	45
Tiempo de carguío	h	0,06	0,08	0,09	0,06	0,06	0,08	0,06
Tiempo de Posicionamiento de Camión	h	0,01	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02	0,01
Velocidad Promedio de Ida (con carga)	km/h	12	12	12	12	15	15	15
Velocidad Promedio de Vuelta (vaco)	km/h	20	19	19	19	25	25	20
Distancia	km	0,750	1,310	1,310	3,624	4,986	4,130	1,665
Tiempo de transporte	h	0,10	0,18	0,18	0,49	0,53	0,44	0,19
Tiempo de maniobra y descarga	h	0,05	0,05	0,05	0,05	0,04	0,04	0,05
Tiempo Total del Ciclo de Transporte Final Real	h	0,22	0,32	0,34	0,61	0,64	0,57	0,31
Eficiencia del Ciclo	%	92%	92%	92%	92%	92%	92%	92%
Tiempo Total del Ciclo de Transporte Final Teórico	h	0,24	0,35	0,37	0,67	0,70	0,63	0,34
Capacidad del camion 8x4	t	35	35	35	35	35	35	35
Productividad Teorico del volquete	t/h	149	100	95	52	50	56	103
Nº de Viajes por hora	cant	4,25	2,86	2,72	1,49	1,43	1,59	2,96
Nº de Camiones por ruta teorico	cant	1,87	2,26	2,12	5,08	5,85	4,30	2,69
Nº de Camiones por ruta real	cant	2,00	1,00	1,00	2,00	2,00	1,00	3,00
Productividad Real de volquete	t/h	278	100	95	104	100	56	278
Produccion Real	t/mes	106.550	30.541	24.506	41.159	10.290	2.592	9.638
Horas requeridas por mes	cant	767	305	257	789	206	46	104
Horas efectivas del volquete	cant	420	420	420	420	420	420	420
Nº de Volquetes	cant	1,83	0,73	0,61	1,88	0,49	0,11	0,25

Fuente: Propio



4.4.2.3. Costo del equipo de transporte

Para obtener el cálculo del costo de un equipo de transporte, primero determinamos la tarifa del equipo (FMX 8x4), tomando en consideración que el equipo tiene una vida útil de 14,000 horas y trabaja con 420 horas efectivas al mes; obteniéndose 4,620 horas de trabajo por año y determinando así una vida útil al equipo de 3.03 años. Frente a estos datos, obtenemos un costo total de posesión de 8.61 \$/hr y un costo total de operación de 17.06 \$/hr; abordando como resultado final para la tarifa del equipo de transporte un total de 25.67 \$/hr.

Los elementos considerados para el calculo del costo de posesion y de operación se muestra en la siguiente tabla:

Tabla.4.10: Tarifa del equipo de transporte

STRACON <small>GyM</small> Tarifa de Equipos	
P Comb US\$/gl	2,13
Tasa Interés Anual	2,50%
GG	0,00%
Seguros	0,35%
DESCRIPCION	FMX 8x4
Vida util (horas)	14.000
Horas mínimas por mes	420
Horas trabajadas x año	4.620
vida util en años	3,03
COSTOS DE PROPIEDAD	
1.- Valor de compra	160.141
% Salvataje	35%
2.- Valor de salvataje	56.049
3.- Depreciacion total	104.091
Costo por hora	7,44
4.- V. P. I.	0,78
Interes x hora	0,68
GG cent. Equipos	-
Seguros x hora	0,50
5.- Costo total x hora posesion CEQ	8,61
COSTOS DE OPERACION	
6.- Rep mayores x hora	-
7.- Mantenimiento preventivo y fluidos US\$/hr	3,7
Rep menores x hora	0,50
Lubricantes, filtros y grasas	3,25
Mano de Obra y materiales	-
10.- Llantas/Tren de Rod	3,56
11.- GETs	-
12.- Tolvas, Bucket	0,82
13.- Combustibles (gal/hora)	4,20
- Combustibles (us\$/hora)	8,9
14.-Costo total de operación CEQ	17,06
TOTAL: POSESION+OPERACION	25,67

Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM



Una vez obtenida la tarifa del equipo de transporte se procede con el cálculo de su costo. El costo del equipo de transporte está definido por un costo directo y un costo indirecto, que mediante un análisis técnico y matemático se logra obtener el resultado de cada uno de los componentes integrados a estos costos, para finalmente realizar la sumatoria de todos estos costos y obtener el costo total del equipo. Por entonces teniendo conocimiento de estos detalles se determina que el costo total para el equipo de transporte es de 87.82 \$/hr.

En la siguiente tabla se muestra en detalle los componentes considerados para el cálculo de la tarifa de costo del equipo de transporte:

Tabla 4.11: Planilla de costo del equipo de transporte

STRACON GyM				
CALCULO DE LA TARIFA DE COSTO - Contrato de Locacion de Servicios CON-SR-095				
Descripción	Total US\$			
COSTOS DIRECTOS				
Personal - Mano de Obra (M.O.)				
	# Equipos	Cant.	Unitario	Total
Costo de M.O. Operador de Volquete	1,00	3,00	3.818,86	3.428,06
Costo de M.O. Operador Multiple	1,00	0,30	4.303,29	386,29
Costo de M.O. Vigía	1,00	1,00	2.446,33	732,00
Costo de M.O. Camión Lubricador	1,00	0,10	3.818,86	114,27
Costo de M.O. Cisterna Combustible	1,00	0,10	3.818,86	114,27
M.O. Soldador	1,00	0,10	4.303,29	128,76
M.O. Electricista	1,00	0,10	5.433,61	162,59
M.O. Mecánicos	1,00	0,50	5.433,61	814,55
Costo de Posesion y Operativo				
Costo de Volquete	1,00	420,00	25,67	10.781,82
Costo de Camión Lubricador	1,00	0,08	2.278,19	175,25
Costo de Cisterna Combustible	1,00	0,08	2.468,90	189,92
Luminarias	1,00	0,31	830,86	255,65
TOTAL COSTOS DIRECTOS \$				17.283,42
COSTOS INDIRECTOS				
Movilización y Desmovilización	1,00	0,17	4.348,72	724,79
Mano de Obra (Incluye alojamiento, alimentación, transporte, EPP's)				1.693,02
Operador de Volquete	1,00	3,00	1.087,88	976,55
Operador Multiple	1,00	0,30	1.087,88	97,66
Vigía	1,00	1,00	1.087,88	325,52
Operador de Lubricador	1,00	0,10	1.087,88	32,55
Operador de Cisterna Combustible	1,00	0,10	1.087,88	32,55
M.O. Soldador	1,00	0,10	1.087,88	32,55
M.O. Electricista	1,00	0,10	1.087,88	32,55
Mecánicos	1,00	0,50	1.087,88	163,08
TOTAL COSTOS INDIRECTOS \$				2.417,81
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				19.701,23
GASTOS GENERALES	1,00	0,17	82.983,12	13.830,52
UTILIDAD			10%	3.353,17
TOTAL COSTOS \$/mes				36.884,92
TOTAL COSTOS \$/hr				87,82

Fuente: Oficina Técnica Stracon GyM



4.4.2.4. Análisis del avance productivo Marzo 2017 – Abril 2017

Un control de producción establece medios para una continua evaluación de ciertos factores como la demanda del cliente, la situación de capital, la capacidad productiva, entre otros. En esta evaluación se debe tomar en cuenta no solo el estado actual de estos factores sino que también deberá proyectarse hacia el futuro.

Entonces podemos definir al control de producción, como “la toma de decisiones y acciones que son necesarias para corregir el desarrollo de un proceso, de modo que se apegue al plan trazado”.

Cabe resaltar que el siguiente análisis, está en función al programa de producción contractual estimado por el cliente (MINSUR), considerando su vigencia hasta Julio-17.

Después de realizar el nuevo dimensionamiento para la flota de equipos de transporte y obtener de ello un determinado número de volquetes para continuar con el movimiento de mineral y desmonte en la Cancha N°35 – Planta de Pre Concentrado, se realizó una nueva evaluación frente al control de producción que se estableció durante los periodos de Feb-17 hasta Abr-17, con la finalidad de continuar con el monitoreo del avance planeado & el avance ejecutado y de ello diagnosticar el cumplimiento del proyecto.

La siguiente tabla muestra una planilla del control de producción, descrita por un tonelaje planeado y un tonelaje real programado para el periodo de ejecución del proyecto. También muestra el acumulado total de un tonelaje planeado & un tonelaje real, para obtener de ello el % de cumplimiento.

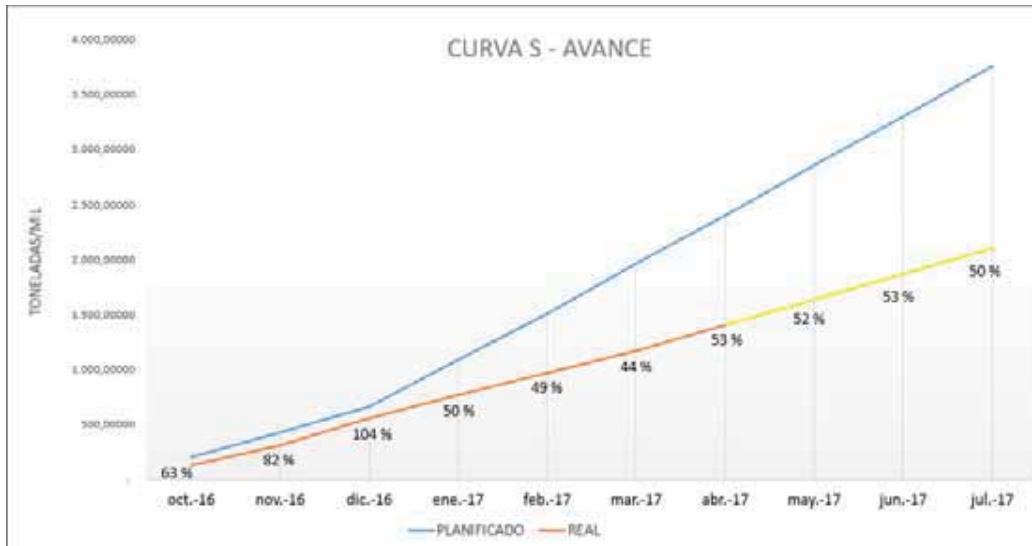
Del mismo modo en la tabla se recalca una descripción del total de las rutas ejecutadas hasta el periodo final estipulado por el contrato (Jul-17).

Frente a las descripciones descritas, en el siguiente cuadro observaremos con más detalle los datos obtenidos para el control de producción.



Ahora en el siguiente grafico observaremos el diseño de la Curva S con el tonelaje asumido para evaluar la culminación del proyecto.

Grafico 4.6: Curva S



Fuente: Propio

En el gráfico de la Curva S se observa, que el avance acumulado previsto (color celeste) está graficado para todo el proyecto en base a los avances mensuales presupuestados, también que el avance acumulado real (color naranja) está graficado en base al avance analizado hasta Abr-17 y que el avance acumulado asumido (color amarillo) esta graficado en base al avance asumido por los periodos de May-17 hasta Jul-17.

Mostrando claramente que la curva de avance real se encuentra por debajo de la curva de avance planificado, diagnosticando un incumplimiento frente al programa de producción contractual.

a) Análisis de costos no cubiertos por menor producción

Habiendo analizado el supuesto diagnóstico, abordado por el control de producción el cual indica que no se cumpliría con el programa de producción contractual, esto porque el cliente disminuye el tonelaje ofrecido en el contrato.



Por otra parte, para que la empresa logre cumplir con la producción proyectada necesariamente tenía que incurrir en una serie de costos, directa o indirectamente, el cual fue evaluada e incluida en el presupuesto contractual.

Ahora teniendo conocimiento que los costos fijos (sueldo de empleados, los alquileres, los intereses y las primas de seguro) se mantienen constantes a los diferentes niveles de producción, en otras palabras son costos que la empresa debe pagar independientemente de su nivel de operación, es decir, produzca o no produzca debe pagarlos.

Frente a estas definiciones se concluye que, al tener un volumen menor al propuesto por el cliente, implicaba no alcanzar las ventas estimadas por el presupuesto, por lo tanto tampoco se llegaría a cubrir los costos fijos generados para la empresa.

Por lo tanto se decide realizar un análisis de costos no cubiertos por menor producción, proyectado al cierre de Jul-17.

Ahora para este análisis se tomara en consideración los términos y condiciones que estipula el contrato, el cual indica que el cliente pagara a la empresa por la ejecución completa del contrato de acuerdo a las tarifas establecidas en el desglosé del precio contractual, siendo valorizadas en relación a la ejecución real, así como por el determinado plazo de ejecución. Además de mantener inalterables los precios con una variación +-20% respecto a las cantidades de material y distancias.

Cabe resaltar que para este análisis se está considerando un avance real con los tonelajes asumidos para los periodos de May-17 a Jul-17 que se realizó en el control de producción.

En el siguiente cuadro observaremos la descripción de las rutas de transporte junto a sus respectivas distancias y precios unitarios obtenidos hasta el periodo de Jul17.

También observaremos la diferencia de volumen existente entre el avance planeado y el avance real.



Cuadro 4.18: Análisis de costos no cubiertos por menor

RECLAMO POR MENOR PRODUCCIÓN PROYECTADO A CIERRE DE JULIO 2017							
I.- ANÁLISIS DE COSTOS NO CUBIERTOS POR MENOR PRODUCCIÓN							
Rutas de Acarreo	Distancia (Km)	Precio Unitario (USD/Ton-Km)	Avance Planeado (Ton)	80%	Avance Real (Ton)	Diferencia de Volumen (Ton)	Monto Reclamo (US\$)
				Avance Planeado Conciliado (Ton)			
Mineral C-35 a Planta Preconcentración	0,672	0,560	1.775.828,00	1.420.662,40	663.592,13	757.070,27	284.900,68
Mineral Planta Preconcentración a Cancha 1	1,310	0,380	509.010,75	407.208,60	259.384,22	147.824,38	73.586,98
Mineral Planta Preconcentración a Gravimetría	1,530	0,330	408.440,50	326.752,40	85.920,47	240.831,93	121.596,04
Desmonte Planta Preconcentración a Gran Vacío	3,624	0,330	685.981,40	548.785,12	104.269,65	444.515,47	531.604,94
Desmonte Planta Preconcentración a Larancota	5,876	0,260	171.495,35	137.196,28	156.486,18	- 19.289,90	- 29.470,33
Desmonte Gravimetría a Larancota	5,020	0,320	43.200,00	34.560,00	26.133,26	8.426,74	13.536,71
Mineral de Baja Ley: Cancha 2.5 a Cancha 35	1,665	0,390	160.628,00	128.502,40	2.104,83	126.397,57	82.076,26
Ore Sorting a C-1 distancia despues del 21.11.16	0,310	0,760	-	-	48.133,08	- 48.133,08	- 11.340,15
C-35 a C-1 distancia antes del 21.11.16 (Mineral)	1,310	0,380	-	-	1.536,80	- 1.536,80	- 765,02
C-35 a C-1 distancia despues del 21.11.16 (Mineral)	0,380	0,760	-	-	1.222,84	- 1.222,84	- 353,16
Bancos C-35 a C-35 (Romper Bancos)	0,160	0,790	-	-	2.230,40	- 2.230,40	- 281,92
C-35 a Larancota (Mineral/Desmon)	4,340	0,330	-	-	24.990,45	- 24.990,45	- 35.791,32
Larancota a C-35 (Mineral)	4,340	0,330	-	-	552,27	- 552,27	- 790,96
Larancota a Gravimetría (Mineral)	5,020	0,320	-	-	1.322,17	- 1.322,17	- 2.123,93
C-35 a C-2.5 (Mineral)	1,665	0,390	-	-	2.168,80	- 2.168,80	- 1.408,31
C-35 a Gravimetría (Mineral)	1,530	0,330	-	-	201,22	- 201,22	- 101,60
Larancota a C-1 (Mineral)	4,980	0,330	-	-	19.040,62	- 19.040,62	- 31.291,35
Ore Sorting a C-35 (Desmon/Talut)	0,200	0,790	-	-	1.704,54	- 1.704,54	- 269,32
C-35 a Gran Vacío (Desmon)	3,624	0,330	-	-	193,08	- 193,08	- 230,91
C-2.5 a Larancota (Mineral)	4,210	0,330	-	-	10.974,97	- 10.974,97	- 15.247,52
C-35 a Acopio RRSS (RRSS)	1,500	0,380	-	-	6,33	- 6,33	- 3,61
Mina a C-35 (Mineral)	3,624	0,330	-	-	139,52	- 139,52	- 166,85
C-2.5 a Ore Sorting (Mineral)	1,665	0,390	-	-	283.602,82	- 283.602,82	- 184.157,49
C-2.5 a C-1 (Mineral)	2,975	0,380	-	-	80,30	- 80,30	- 90,78
Ore Sorting a C-35	0,750	0,560	-	-	9.057,80	- 9.057,80	- 3.804,28
Ore Sorting a Larancota (Desmon)	4,986	0,350	-	-	157.419,71	- 157.419,71	- 274.713,14
Larancota a Ore Sorting (Mineral)	4,986	0,350	-	-	60.248,12	- 60.248,12	- 105.138,99
Ore Sorting a Larancota (Des IDA)	4,986	0,240	-	-	18.607,90	- 18.607,90	- 22.266,95
Larancota a Ore Sorting (Min RET)	4,986	0,240	-	-	21.265,92	- 21.265,92	- 25.447,65
Larancota a Larancota (Desmon)	0,160	0,790	-	-	139.101,60	- 139.101,60	- 17.582,44
			3.754.584,00	3.003.667,20	2.101.691,98	901.975,22	344.463,63
			56%	70%			

Fuente: Propio

El cuadro nos indica que a pesar de considerar la variación contractual de +20% en las cantidades de material, se llega a obtener 3.003.667,20 toneladas determinando solo un 70% de cumplimiento respecto al tonelaje contractual.

Ahora para calcular el monto de reclamo por ruta, realizamos la diferencia de volumen entre la producción planeada (80%) y la producción real, luego la multiplicaremos por su respectiva distancia y precio unitario. Finalmente al sumar estos montos calculados se obtiene un total de \$344,463.63 que sería el monto final a utilizar como reclamo para el cliente.



CAPITULO V

PROPUESTA DE MEJORA Y ANALISIS DE COSTOS EN EL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE

5.1. INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS PARA EL MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUÍO Y TRANSPORTE

De acuerdo a los datos obtenidos en base al análisis del sistema de carguío y transporte, realizaremos la interpretación de resultados para poder elegir la flota optima de equipos de carguío y transporte proyectados para ejecutar el "Transporte de Material Mineral y Desmonte en Planta de Pre Concentración – Superficie"

5.1.1. MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE CARGUIO

En cuanto al análisis realizado en la Cancha N°2.5, se determinó que un equipo de carguío tenía que operar 7 horas por guardia para que pueda cumplir con las actividades de carguío y preparación de material.

Ahora con el fin de cumplir con la necesidad del cliente y al mismo tiempo producir una mayor venta se decide realizar la adición de un nuevo equipo de carguío. En el siguiente cuadro observaremos las características del nuevo equipo de carguío adquirido.



Cuadro 5.1: Características generales del nuevo equipo de carguío

NUEVO EQUIPO DE CARGUIO - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Código	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	CF-Cargador Frontal	CF-00014	L566	LIEBHERR	4,25 M3	2016	250 horas minimas

Fuente: Propio

Respecto al costo del equipo de carguío, en la siguiente tabla observaremos el costo total que tendrá que asumir la empresa por adicionar un nuevo equipo de carguío.

Cuadro 5.2: Costo total mensual del equipo de carguío

RESUMEN: COSTO DEL EQUIPO DE CARGUIO				
Código de Equipo	Descripción	N° días al mes	Costo Total/hora USD/hr	Costo Total/mes USD/mes
CF-00014	Equipo Cargador CAT 966 + Operador	30	\$ 92,97	\$ 23.242,50
				\$ 23.242,50

Fuente: Propio

En el cuadro observamos que al adicionar el cargador frontal CF-00014 se asumirá un costo total por hora de 92.97 lo que mensualmente sumaría el monto de 23,242.50 dólares.

Cabe resaltar que al adicionar un nuevo equipo de carguío al proyecto implica no solo asumir un costo sino también la generación de una mayor venta respecto al presupuesto estimado en un primer contrato.

5.1.2. MEJORAMIENTO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

Al realizar el análisis matemático con la aplicación del modelo de líneas de espera, se logra determinar la existencia de 2 volquetes en cola presentes en la evacuación de mineral y desmonte en la Planta de Pre Concentrado, frente a este antecedente y para tener un cierre de ciclo en cada frente de trabajo como también establecer una flota óptima para la ejecución del proyecto, en el cálculo para el nuevo dimensionamiento de flota de equipos de transporte se determina que solo se necesitaría de 6 volquetes para cumplir con el plan de producción.

En el cálculo del número de volquetes no se consideró equipos de stand by, con el fin de mejorar el factor de utilización efectiva (UE); es decir disminuir las demoras operativas del equipo de carguío, ya que solo se programan volquetes en stand by para reemplazar a otros volquetes cuando se



encuentran fuera de servicio. Ahora para asegurar la producción diaria se adiciono un 10% más al cálculo total de número de volquetes, este porcentaje debido a que algún equipo falle y permanezca en taller para su mantenimiento. Por lo tanto queda determinado un total de 7 volquetes FMX 8x4 para la nueva flota de equipos de transporte.

En el siguiente cuadro observaremos las características de los equipos de transporte determinados en el nuevo dimensionamiento.

Cuadro 5.3: Características de los nuevos equipos de transporte

NUEVA FLOTA DE EQUIPOS DE TRANSPORTE - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Código	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	CV-Camion Volquete	CV-00273	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Volquete, o por una mayor venta
2	CV-Camion Volquete	CV-00312	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
3	CV-Camion Volquete	CV-00313	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
4	CV-Camion Volquete	CV-00314	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
5	CV-Camion Volquete	CV-00315	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
6	CV-Camion Volquete	CV-00316	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
7	CV-Camion Volquete	CV-00317	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota

Fuente: Propio

En cuanto al costo del equipo de transporte, en la siguiente tabla observaremos el costo total que asumió la empresa en perdida por tener dos volquetes en exceso.

Cuadro 5.4: Costo en exceso por equipos de transporte

RESUMEN: COSTO DEL EQUIPO DE TRANSPORTE				
Código de Equipo	Descripción	Nº días al mes	Costo Total/hora USD/hr	Costo Total/mes USD/mes
CV-00268	VOLQUETE - Volvo - FMX 8X4R - 0 - 2015	30	\$ 87,82	\$ 36.884,92
CV-00269	VOLQUETE - Volvo - FMX 8X4R - 0 - 2015	30	\$ 87,82	\$ 36.884,92
Total por mes				\$ 73.769,84
Total por 5 meses (Oct16-feb17)				\$ 368.849,20

Fuente: Propio

El cuadro indica que por tener una hora parado el volquete, la empresa tenía que asumía un costo de 87.82 \$/hr lo que mensualmente sumaría el monto de 36.884,92 dólares; ahora teniendo 2 volquetes en exceso el monto de pérdida total sumaria 73.769,84 dólares mensuales que la empresa asumió en consignación de perdida. Pero si calculamos el monto total por los 5 meses de haber tenido un sobredimensionamiento de equipos de transporte sumaria el monto 368.849,20 dólares; evidentemente era una cantidad fuerte. Por entonces la empresa decidió evacuar inmediatamente los volquetes en exceso.



5.1.3. NUEVA SELECCIÓN Y ASIGNACIÓN DE EQUIPOS PARA EL CUMPLIMIENTO DEL PLAN DE PRODUCCIÓN CONTRACTUAL

Para la nueva selección y asignación de equipos, se tomara en cuenta los resultados obtenidos en el mejoramiento del sistema de carguío y transporte. Por lo tanto para el master de equipos se considerara la implementación de un equipo de carguío y la disminución de dos equipos de transporte.

En el siguiente cuadro se muestra las características, del total de equipos necesarios a utilizar para la ejecución del proyecto.

Cuadro 5.5: Nuevo master de equipos

NUEVO MAESTRO DE EQUIPOS - PROYECTO SAN RAFAEL							
Item	Tipo de Equipo	Codigo	Modelo	Marca	Capacidad	Año-Fab.	Consideraciones
1	CF-Cargador Frontal	CF-G0137	966H	CAT	4,25 M3	2015	250 horas minimas
2	CF-Cargador Frontal	CF-G0152	966H	CAT	4,25 M3	2016	250 horas minimas
3	CF-Cargador Frontal	CF-00014	L566	LIEBTHERR	4,25 M3	2016	250 horas minimas
3	CF-Cargador Frontal	CF-H1001	L566	LIEBTHERR	4,25 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Cargador Frontal, o por una mayor venta
4	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-00025	336D2L	CAT	1,4 M3	2015	250 horas minimas
5	EX-Excavadora sobre Orugas	EX-G0105	336D2L	CAT	1,4 M3	2014	Equipo de soporte cuando falle la otra excavadora
6	RE-Retroexcavadora	RE-00002	420F2	CAT	1,0 M3	2016	250 horas minimas
7	RE-Retroexcavadora	RE-H1001	420F2	CAT	1,0 M3	2016	Equipo de soporte cuando falle la otra retroexcavadora
8	TO- Tractor sobre Orugas	TO-G0163	D6T	CAT	3,18 M3	2015	250 horas minimas
9	CV-Camion Volquete	CV-00273	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2015	Usar solo en reemplazo de algun Volquete, o por una mayor venta
10	CV-Camion Volquete	CV-00312	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
11	CV-Camion Volquete	CV-00313	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
12	CV-Camion Volquete	CV-00314	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
13	CV-Camion Volquete	CV-00315	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
14	CV-Camion Volquete	CV-00316	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
15	CV-Camion Volquete	CV-00317	FMX 8X4R	VOLVO	20 M3	2016	420 horas minimas, usar en funcion al dimensionamiento de flota
16	CC-Cisterna de Combustible	CC-H1001	Conter Euro	MITSUBISHI		2016	Precio Flat - no tiene horas minimas
17	CL-Camion Lubricador	CL-G0488	CA3256P2K2T1A80	FAW		2012	Precio Flat - no tiene horas minimas
18	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1001	V78	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
19	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1002	V78	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
20	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1003	V78	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas
21	TI-Torre de Iluminacion	TI-H1004	V78	TOWER LIGTH		2015	Precio Flat - no tiene horas minimas

Fuente: Propio



La distribución de equipos por frente de trabajo, la realizaremos en función al nuevo master de equipos descritos anteriormente.

Las variaciones presente en esta nueva distribución son:

- Respecto a la alimentación del pre concentrado, el nuevo equipo de carguío (CF-00014) será asignado para realizar trabajos en la Cancha N°2.5.
- Respecto a la evacuación del pre concentrado, la flota de equipos para este frente de trabajo estará compuesta por 4 volquetes.

En el siguiente cuadro observaremos con más detalle la nueva distribución del total de equipos para cada uno de los frentes de trabajo.

Cuadro 5.6: Nueva distribución de equipos por frentes de trabajo

NUEVA DISTRIBUCION DE EQUIPOS POR FRENTES DE TRABAJO-PROYECTO SAN RAFAEL		
Alimentacion - Pre Concentrado		
Equipo de Carguio	CF-G0137	Carguio en Cancha N° 35 y Cancha N° 2.5
	CF-00014	Carguio en Cancha N° 2.5 y Preparacion de material
Equipo de Transporte	CV-00313	Transporte de Mineral Cancha N° 35
	CV-00273	Transporte de Mineral Cancha N° 35/Equipo en Stand by
	CV-00314	Transporte de Mineral Cancha N° 2.5
Equipo de Excavacion	EX-00025	Preparacion de material, corte y perfilado de talud
	RE-00002	Empuje y distribucion de mineral en la tolva de alimentacion
Equipo de Soporte	TI-H1001	Torre de iluminacion en Cancha N° 35
	TI-H1002	
	TI-H1003	Torre de iluminacion en Cancha N° 2.5
Evacuacion - Pre Concentrado		
Equipo de Carguio	CF-G0152	Carguio en las pilas de Pre Concentrado
Equipo de Transporte	CV-00316	Transporte de Mineral Pre Concentrado
	CV-00317	Transporte de Mineral <6mm
	CV-00312	Transporte de Desmonte Larancota
	CV-00315	Transporte de Desmonte Larancota
Desmontera Larancota		
Equipo de Excavacion	TO-G0163	Empuje y Nivelacion de desmonte en Larancota
Equipo de Soporte	TI-H1004	Torre de iluminacion en Larancota

Fuente: Propio



5.2. PROPUESTA DE MEJORA PARA EL SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE

Respecto al análisis de costos no cubiertos por menor producción, realizado anteriormente donde se determinó la suma de \$344,463.63 como monto final, por realizar el transporte de un menor volumen al propuesto por el cliente.

Se realizó un reclamo al cliente para que se asuma el monto analizado, ya que el volumen ofrecido por el cliente no se consiguió.

Frente a este análisis y con respaldo de los términos y condiciones que describe el contrato donde estipula que, cualquier retraso en la ejecución del servicio que sea por causas imputables al cliente (MINSUR) y/o a sus subcontratistas dará derecho a la empresa a una ampliación de plazo por un periodo similar a los días en que se afecte el cronograma del proyecto.

Finalmente para darle solución a este reclamo y tomando en consideración que la ganancia total de la empresa dependía de la relación entre los costos de producción y el ingreso total alcanzado, se llegó a una negociación con el cliente (MINSUR), dando incapie a la generación de una nueva adenda descrita como: Contrato de Locación de Servicios: CON-SR-095 Adenda N°01.

5.2.1. PRESUPUESTO DEL CONTRATO DE LOCACIÓN DE SERVICIOS NO. CON-SR-095- Adenda N°01.

El siguiente presupuesto ha sido elaborado para un plan de ejecución de 8 meses, dando vigencia del mes de May-17 hasta Dic-17.



Para la determinación de este nuevo presupuesto se consideró:

- Un nuevo volumen promedio mensual de 227.640,00 toneladas.
- La misma cantidad de equipos de línea amarilla determinados en el anterior presupuesto adicionando el nuevo equipo de carguío.
- Los costos de gastos generales, movilización y desmovilización no están incluidos en el cálculo de los PUs; esto como estrategia por parte de la empresa.



En la siguiente tabla observaremos con más detalle el presupuesto del contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016- Adenda N°01.

Tabla 5.1: Desglose del precio contractual – Partidas – Adenda N°01

		MINSUR S.A. CON-SR-095 Adenda N°01				
LISTADO DE PARTIDAS		Proveedor: STRACON GyM S.A.				
Presupuesto - Transporte Preconcentración						
SERVICIOS / MATERIALES						
Item No.	Descripción	Toneladas Mes Promedio (1)	Km Mes Promedio (2)	Precio Unitario USD/Ton-Km (3)	Total Mensual (USD) (1)*(2)*(3)	Total Servicio (08 meses) (USD)
1,00	SERVICIOS - LABORES PRECONCENTRACION					
	Trans. C-35 a Ore Sorting (Mineral)	39.916	0,750	\$0,44	\$13.054,98	\$104.439,84
	Trans. C-2.5 a Ore Sorting (Mineral)	51.802	1,665	\$0,29	\$25.413,54	\$203.308,32
	Trans. Ore Sorting a Larancota (Desmon)	39.365	4,966	\$0,18	\$35.817,39	\$286.539,12
	Trans. Ore Sorting a C-1 (Mineral)	34.498	1,310	\$0,35	\$15.649,52	\$125.196,16
	Trans. Ore Sorting a C-35 (Mineral < 6mm)	2.264	0,750	\$0,44	\$749,54	\$5.996,32
	Trans. Ore Sorting a Larancota (Desmon) - Larancota a Ore Sorting (Mineral)	9.968	4,966	\$0,11	\$5.510,37	\$44.082,96
	Trans. Larancota a Ore Sorting (Mineral)	15.062	4,966	\$0,18	\$13.826,84	\$110.614,72
	Trans. Larancota a Larancota (Desmon)	34.775	0,160	\$1,16	\$6.440,56	\$51.524,48
	TOTAL SIN GV	227.640			\$116.462,74	\$931.701,92
OBSERVACIONES						
Precio Unitario incluye: Utilidad, Combustible, Mantenimiento, Operador, alimentación, hospedaje, lavandería, transporte, capacitación D.S 024						
Nota: Modelo Obligatorio Volquete FMX 8x4						
Presupuesto - Equipos de Soporte para Transporte Preconcentración						
SERVICIOS / MATERIALES						
Item No.	Descripción	Cantidad de Equipos (1)	Horas Mínimas por Mes (2)	Precio Unitario USD/hora (3)	Total Mensual (USD) (1)*(2)*(3)	Total Servicio (08 meses) (USD)
2,00	EQUIPOS DE SOPORTE - LABORES PRECONCENTRACION					
	Equipo Tractor CAT D6 + Operador	1	250	\$90,08	\$22.520,00	\$180.160,00
	Equipo Excavadora CAT 336 + Operador	1	250	\$89,58	\$22.395,00	\$179.160,00
	Equipo Cargador CAT 966 + Operador	3	250	\$97,15	\$72.862,50	\$582.900,00
	Equipo Retroexcavadora CAT 420 + Operador	1	250	\$46,11	\$11.527,50	\$92.220,00
	TOTAL SIN IGV	6	GLB		\$129.305,00	\$1.034.440,00
OBSERVACIONES						
Precio Unitario incluye: Utilidad, Combustible, Mantenimiento, Operador, alimentación, hospedaje, lavandería, transporte, capacitación D.S 024						
Presupuesto - Gastos Generales - Movilización y Desmovilización de Equipos						
SERVICIOS / MATERIALES						
Item No.	Descripción	Cantidad de Equipos (1)	Unidad (2)	Precio USD (3)	Total Mensual (USD) (1)*(3)	Total Servicio (08 meses) (USD)
3,00	GASTOS GENERALES, MOVILIZACION Y DESMOVILIZACIÓN. - LABORES PRECONCENTRACION					
	Gastos Generales	1	GLB	\$91.281,43	\$91.281,43	\$730.251,44
	Movilización de Equipos	1	GLB	\$0,00	\$0,00	\$0,00
	Desmovilización de Equipos	1	GLB	\$5.781,32	\$5.781,32	\$46.250,56
	TOTAL SIN IGV	1	GLB		\$97.062,75	\$776.502,00
OBSERVACIONES						
Precio incluye: Utilidad						
GRAN TOTAL						2.742.643,92

Fuente: Contrato de locación de servicios NO. CON-SR-095-2016 – Adenda N°01



Este presupuesto esta descrita por:

a) Presupuesto - Transporte Pre Concentración

Describe 8 rutas de transporte, cada una de ellas asignada por un tonelaje mensual planificado, junto a una distancia definida y su respectivo precio unitario (USD/Ton-km). Indicando una suma total del servicio por 08 meses de \$ 931.702,00 (Trecientos Treinta y un Mil, Setecientos dos con 00/100 dólares).

b) Presupuesto – Equipos de Soporte para Transporte Pre Concentración

Describe 6 equipos de línea amarilla, considerando 250 horas mínimas por mes por equipo y su respectivo precio unitario (USD/hora). Indicando una suma total del servicio por 08 meses de \$ 1.034.440,00 (Un Millón Treinta y cuatro Mil, Cuatrocientos Cuarenta con 00/100 dólares).

c) Presupuesto – Gastos Generales, Movilización y Desmovilización de Equipos

Describe el costo de gastos generales y el costo de desmovilización. Indicando una suma total del servicio por 08 meses de \$ 776.502,00 (Setecientos Setenta y seis Mil, Quinientos dos con 00/100 dólares).

Como contraprestación total por los servicios prestados en forma, puntual, íntegra y satisfactoria, se pagará el monto máximo que se indica a continuación: USD 2'742,644.00; Dos Millones Setecientos Cuarenta y dos Mil, Seiscientos Cuarenta y cuatro con 00/100 dólares americanos más el Impuesto General a las Ventas.

5.2.2.1. Cálculo del número de volquetes por ruta

Para determinar el dimensionamiento de la flota de equipos de transporte se tomó como soporte la base de datos anteriormente recopiladas en campo y también se utilizó el mismo método para realizar el cálculo.

En el siguiente cuadro observaremos el resumen todos los cálculos obtenidos para determinar el número de volquetes por ruta.



Cuadro 5.7: Detalle del cálculo de número de volquetes por ruta

		1	2	3	4	5	6	7	8
		Trans. C-35 a Ore Sorting (Mineral)	Trans. C-2.5 a Ore Sorting (Mineral)	Trans. Ore Sorting a Larancota (Desmon)	Trans. Ore Sorting a C-1 (Mineral)	Trans. Ore Sorting a 35 (Mineral < 6mm)	Trans. Ore Sorting a Larancota a Ore Sorting (Mineral)	Trans. Larancota a Ore Sorting (Mineral)	Trans. Larancota a Larancota (Desmon)
DESCRIPCIÓN		Unidad							
STRACON GyM									
TC		3,34							
Precio del Combustible		9,09							
Horas Efectivas por día		14,24							
Nº de días al mes		30,00							
Período de Adenda		8,00							
Datos									
Nº de pases	und	5	5	5	5	5	10	5	5
Tiempo por pase	seg	45	45	60	60	60	52	45	45
Tiempo de carguo	h	0,06	0,06	0,08	0,08	0,08	0,13	0,06	0,06
Tiempo de Posicionamiento de Camión	h	0,01	0,01	0,01	0,02	0,02	0,03	0,01	0,01
Velocidad Promedio de Ida (con carga)	km/h	12	15	15	12	12	15	15	15
Velocidad Promedio de Vuelta (vacío)	km/h	20	20	25	19	20	25	25	25
Distancia	km	0,750	1,665	4,986	1,310	0,75	4,986	4,986	0,16
Tiempo de transporte	h	0,10	0,19	0,53	0,18	0,10	0,53	0,53	0,02
Tiempo de maniobra y descarga	h	0,05	0,05	0,04	0,05	0,04	0,09	0,05	0,04
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo Final Real	h	0,22	0,31	0,64	0,32	0,23	0,78	0,65	0,12
Eficiencia del Ciclo	%	92%	92%	92%	92%	92%	92%	92%	92%
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo Final Teórico	h	0,24	0,34	0,70	0,35	0,26	0,85	0,71	0,14
Capacidad del camión 8x4	t	35	35	35	35	35	70	35	35
Productividad Teórica del Volquete	t/h	149	103	50	100	137,25	82,18	49,49	258,24
Nº de Viajes por hora	cant	4,25	2,96	1,43	2,86	3,92	1,17	1,41	7,38
Nº de Camiones por ruta teórico	cant	1,87	2,69	5,85	2,26	1,75	3,15	5,61	1,90
Nº de Camiones por ruta real	cant	2,00	3,00	2,00	1,00	1,00	1,00	2,00	2,00
Productividad Real del Volquete	t/h	277,81	277,81	99,83	100,15	137,25	82,18	98,98	490,60
Producción Real	t/mes	39,915,78	51.801,50	39.354,93	34.497,90	2.264,45	9.968,45	15.062,03	34.775,40
Horas requeridas por mes	cant	287,36	559,40	788,40	344,47	16,50	121,29	304,35	141,77
Horas efectivas del Volquete	cant	427,26	427,26	427,26	427,26	427,26	427,26	427,26	427,26
Nº de Volquetes	cant	0,67	1,31	1,85	0,81	0,04	0,28	0,71	0,33

Fuente: Propio



Respecto al resumen mostrado en la tabla anterior, se determina que el cálculo final del número de volquetes para CON-SR-095- Adenda N°01 sería:

$$\text{Total N}^\circ \text{Volquetes} = 0.67 + 1.31 + 1.85 + 0.81 + 0.04 + 0.28 + 0.71 + 0.33$$

$$\text{Total N}^\circ \text{Volquetes Requeridos} = 6 \text{ Volquetes}$$

Finalmente se determina un total de 6 volquetes necesarios para el CON-SR-095- Adenda N°01, agregandon a ello 1 volquete en stand by como remplazo ante fallas de otros equipos.

5.2.2.2. Costos del equipo de carguío y transporte

Los costos del equipo de carguío y transporte estarán determinados con el mismo análisis técnico y matemático realizado anteriormente.

Para este nuevo contrato CON-SR-095- Adenda N°01, habra una variacion en la tarifa de los equipos, determinandose asi:

- Respecto al equipo de carguio, la tarifa obtenida en el contrato (CON-SR-095) fue de 59.82 \$/hr, y la nueva tarifa obtenida para el contrato (CON-SR-095- Adenda N°01) es de 63.08 \$/hr. Indicando un aumento en la tarifa para el nuevo contrato.
- Respecto al equipo de transporte , la tarifa obtenida en el contrato (CON-SR-095) fue de 25.67 \$/hr, y la nueva tarifa obtenida para el contrato (CON-SR-095- Adenda N°01) es de 22.74 \$/hr. Indicando una disminucion en la tarifa para el nuevo contrato.

El producto de aumento y disminucion en la tarifa de los equipo se produce por un manejo intermo de negociacion para generar mas venta para al empresa.

Frente a la evaluacion de tarifas, se determina un costo total de 69.42 \$/hr para el equipo de tranporte y un costo total de 97.15 \$/hr para el equipo de carguio.

En las siguientes tablas observaremos las planillas de los costos del equipo de carguio y transporte determinadas para este nuevo contrato.



Tabla 5.3: Planilla de Costo del equipo de transporte

DESCRIPCIÓN		Total US\$		
	# Equipos	Cant.	Unitario	Total
COSTOS DIRECTOS				
Personal - Mano de Obra (M.O.)				
Costo de M.O. Operador de Volquete	1,00	3,00	3.818,86	3.428,06
Costo de M.O. Operador Multiple	1,00	0,23	4.303,29	297,15
Costo de M.O. Vigia	1,00	0,67	2.446,33	488,00
Costo de M.O. Camión Lubricador	1,00	0,08	3.818,86	87,90
Costo de M.O. Cisterna Combustible	1,00	0,08	3.818,86	87,90
M.O. Soldador	1,00	0,08	4.303,29	99,05
M.O. Electricista	1,00	0,08	5.433,61	125,07
M.O. Mecánicos	1,00	0,39	5.433,61	626,58
Costo de Posesion y Operativo				
Costo de Volquete	1,00	427,26	22,74	9.717,14
Costo de Camión Lubricador	1,00	0,08	2.279,08	189,92
Costo de Cisterna Combustible	1,00	0,08	2.488,13	207,34
Luminarias	1,00	0,33	928,80	309,60
TOTAL COSTOS DIRECTOS \$				15.663,71
COSTOS INDIRECTOS				
Movilización y Desmovilización				
Mano de Obra (incluye alojamiento, alimentación, transporte, EPPs)	1,00	0,11	5.255,74	583,97
Operador de Volquete	1,00	3,00	1.087,88	976,55
Operador Multiple	1,00	0,23	1.087,88	75,12
Vigia	1,00	0,67	1.087,88	217,01
Operador de Lubricador	1,00	0,08	1.087,88	25,04
Operador de Sistema Combustible	1,00	0,08	1.087,88	25,04
M.O. Soldador	1,00	0,08	1.087,88	25,04
M.O. Electricista	1,00	0,08	1.087,88	25,04
Mecánicos	1,00	0,39	1.087,88	125,45
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				2.078,26
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				17.742
GASTOS GENERALES				
UTILIDAD				
100%				17.742
TOTAL COSTOS \$/mes				2.696
TOTAL COSTOS \$/hr				69,42

Fuente: Oficina Técnica Stracon GvM

Tabla 5.2: Planilla de Costo del equipo de carguio

DESCRIPCIÓN		Total US\$		
	# Equipos	Cant.	Unitario	Total
COSTOS DIRECTOS				
Personal - Mano de Obra (M.O.)				
Costo de M.O. Operador de Cargador	1,00	3,00	3.980,34	10.719,04
Costo de M.O. Operador Multiple	1,00	0,25	4.303,29	965,73
Costo de M.O. Vigia	1,00	1,00	2.446,33	-
Costo de M.O. Camión Lubricador	1,00	0,08	3.818,86	285,67
Costo de M.O. Cisterna Combustible	1,00	0,08	3.818,86	285,67
M.O. Soldador	1,00	0,08	4.303,29	321,91
M.O. Electricista	1,00	0,08	5.433,61	406,46
M.O. Mecánicos	1,00	0,42	5.433,61	2.036,38
Costo de Posesion y Operativo				
Costo de Cargador	1,00	250,00	63,08	47.311,50
Costo de Camión Lubricador	-	0,08	2.279,08	-
Costo de Cisterna Combustible	-	0,08	2.488,13	-
Luminarias	-	0,33	928,80	-
TOTAL COSTOS DIRECTOS \$				62.332,37
COSTOS INDIRECTOS				
Movilización y Desmovilización				
Mano de Obra (incluye alojamiento, alimentación, transporte, EPPs)	1,00	3,00	1.087,88	3.907,03
Operador de Cargador	1,00	0,25	1.087,88	2.929,66
Operador Multiple	1,00	1,00	1.087,88	2.44,14
Vigia	1,00	0,08	1.087,88	81,38
Operador de Lubricador	1,00	0,08	1.087,88	81,38
Operador de Sistema Combustible	1,00	0,08	1.087,88	81,38
M.O. Soldador	1,00	0,08	1.087,88	81,38
M.O. Electricista	1,00	0,08	1.087,88	81,38
Mecánicos	1,00	0,42	1.087,88	407,71
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				3.907,03
TOTAL COSTOS DIRECTO + INDIRECTOS \$				66.239
GASTOS GENERALES				
UTILIDAD				
100%				6.624
TOTAL COSTOS \$/mes				72.863
TOTAL COSTOS \$/hr				97,15

Fuente: Oficina Técnica Stracon GvM



5.3. ANALISIS DE RESULTADOS

5.3.1. ANALISIS DE PRESUPUESTOS

En los siguientes cuadros observaremos la comparacion realizada entre el presupuestos del contrato CON-SR-095 frente al nuevo presupuesto del contrato CON-SR-095 Adenda N°01, con la finalidad de evaluar el beneficio al obtener una nueva Adenda.

Analizaremos ambos presupuestos en funcion a un promedio mensual, asignado por cada una de la partidas descritas en los presupuesto.

Ahora para interpretar mejor los resultados, debe entenderse que al obtener una diferencia negativa (-) significara una ganancia adicional para el nuevo presupuesto pero si se obtiene una diferencia positiva (+) significa todo lo contrario.

a) Presupuesto de Transporte para Pre Concentrado

Cuadro 5.8: Presupuesto de transporte para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01

Presupuesto - Transporte Preconcentración					
SERVICIOS - LABORES PRECONCENTRACION					
Item No.	Presupuesto	Toneladas Mes Promedio	Km Mes Promedio	Precio Unitario USD/Ton-Km Mes Promedio	Total (USD) Mes Promedio
1	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016	375.458	2,814	\$0,37	\$238.397
2	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016 Adenda N°01	227.640	2,449	\$0,39	\$116.463
Diferencia		147.818	0,365	-\$0,03	\$121.934

Fuente: Propio

En el cuadro del presupuesto de transporte obervamos una ganancia de 0.03 \$/Ton-km para el nuevo presupuesto, esta minima ganancia refleja un optimo analisis en el calculo del numero de volquetes, ya que para la determininacion de un precio unitario influye bastante los tiempos de un ciclo.

Respecto al tonelaje promedio se obtiene una disminucion en 147.818 toneladas asumiendo un monto de 121.934 dolares en perdida, esta disminucion esta dada por el movimiento de material ya realizado en los peridodos anteriores.



b) Presupuesto de equipos de soporte para Pre Concentrado

Cuadro 5.9: Presupuesto de equipos de línea amarilla para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda

Presupuesto - Equipos de Soporte para Transporte Preconcentración							
EQUIPOS DE SOPORTE - LABORES PRECONCENTRACION							
Item No.	Presupuesto	Descripción de Equipos	Total de Equipos	Horas Mínimas por Mes	Precio Unitario USD/hora Mes Promedio		Total (USD) Mes Promedio
1	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016	01 - Equipo Tractor CAT D6 + Operador	5	250	\$86,10	\$77,13	\$100.368
		01 - Equipo Excavadora CAT 330 + Operador			\$84,03		
		02 - Equipo Cargador CAT 966 + Operador			\$92,97		
		01 - Equipo Retroexcavadora CAT 420 + Operador			\$45,40		
2	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016 Adenda N°01	01 - Equipo Tractor CAT D6 + Operador	6	250	\$90,08	\$80,73	\$129.305
		01 - Equipo Excavadora CAT 330 + Operador			\$89,58		
		03 - Equipo Cargador CAT 966 + Operador			\$97,15		
		01 - Equipo Retroexcavadora CAT 420 + Operador			\$46,11		
Diferencia			-1			-3,61	-\$28.938

Fuente: Propio

En el cuadro del presupuesto de equipos de soporte observamos un aumento en el precio unitario de 3.61 \$/hr en promedio para los equipos de línea amarilla, obteniéndose de ello mensualmente una ganancia de 28.938 dolares para el nuevo presupuesto. Cabe resaltar que este incremento en los precios unitarios se dio debido a una nueva evaluación en la tarifa de los equipos.

c) Presupuesto de Gastos Generales, Movilización y Desmovilización

Cuadro 5.10: Presupuesto de Gastos generales, Movilización y Desmovilización para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01

Presupuesto - Gastos Generales - Movilización y Desmovilización de Equipos					
GASTOS GENERALES, MOVILIZACION Y DESMOVILIZACIÓN. - LABORES PRECONCENTRACION					
Item No.	Presupuesto	Descripción	Cantidad	Precio Unitario (USD)	Total Mensual (USD)
1	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016		0	\$0,00	\$0,00
2	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016 Adenda N°01	Gastos Generales	1	\$91281,43	\$97.063
		Movilización de Equipos		\$0,00	
		Desmovilización de Equipos		\$5781,32	
Diferencia			-1		-\$97.063

Fuente: Propio

En el cuadro del presupuesto de gastos generales, movilización y desmovilización observamos una ganancia mensual de 97.063 dolares para el nuevo presupuesto, cabe resaltar que este monto se obtiene por la simple razón de no haber integrado estos costos en el cálculo de los PUs determinados en el presupuesto de transporte.



Habiendo analizado cada una de las partidas de los presupuestos, observaremos para un ultimo analisis el presupuesto total para el contrato CON-SR-095 & CON-SR-095 - Adenda 01, detallada en la siguiente tabla.

Cuadro 5.11: Presupuesto total para CON-SR-095 & CON-SR-095-Adenda 01

Presupuesto Total - Transporte Preconcentración			
SERVICIOS - LABORES PRECONCENTRACION			
Item No.	Presupuesto	Total Mensual (USD)	Total Servicio (USD)
1	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016	\$338.764	\$3.398.294
2	MINSUR S.A. CON-SR-095-2016 Adenda N°01	\$342.830	\$2.743.327
Diferencia		-\$4.066	\$654.967

Fuente: Propio

En el cuadro del presupuesto total, observamos una ganancia mensual de 4.066 dólares para el nuevo presupuesto, pero al observar el monto por el total de servicios se interpreta como una perdida para el nuevo presupuesto al ver el monto de 654.967 dólares.

Ahora considerando que ambos presupuestos tienen establecidos diferentes tiempos de ejecución, entonces no podemos considerar el monto total para este análisis más solo el monto mensual, entonces podemos concluir que, con el nuevo presupuesto obtenido se estaría logrando una mayor ganancia.

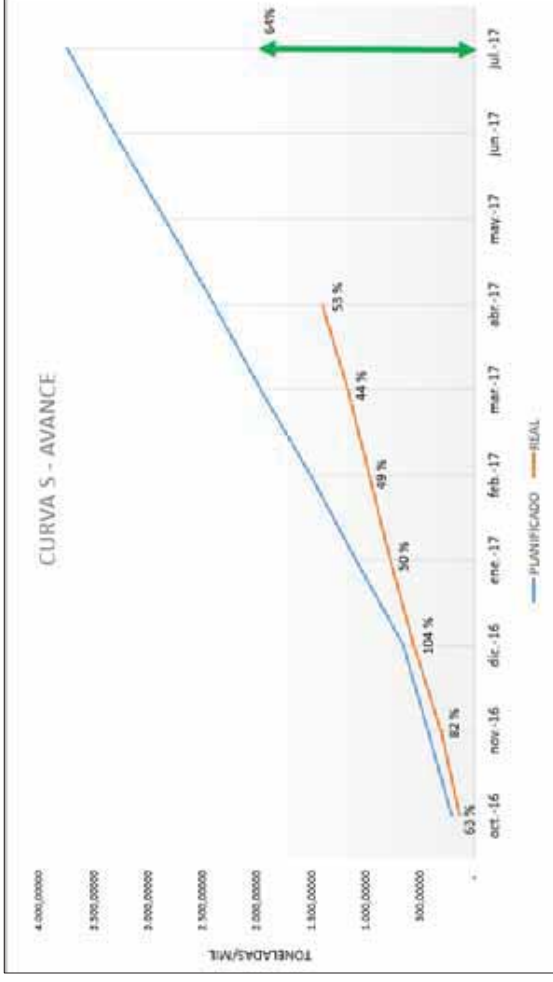
5.3.1. ANALISIS DE CURVA S

Una de las herramientas más importante que ayudo a diagnosticar la situación de avance que se tenía en cuanto a la producción planeada fue la curva S, ya que con esta información se puedo identificar los problemas existentes en el proyecto, permitiendo de ello tomar acciones a tiempo para así evitar riesgos en el proyecto.

Veamos en los siguientes gráficos el diseño del comportamiento de la curva S para cada uno de los contratos obtenidos para la ejecución del proyecto.

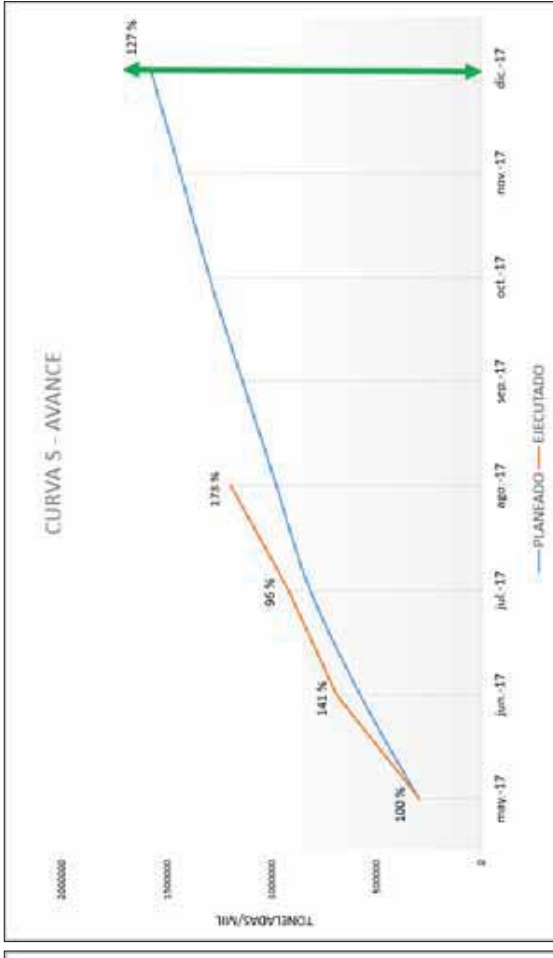


Grafico 5.2: Curva S para el contrato CON-SR-095



Fuente: Propio

Grafico 5.1 : Curva S para el contrato CON-SR-095 – Adenda N°01



Fuente: Propio

En el primer grafico observamos una curva S diseñada para la produccion del contrato CON-SR-095, mostrando claramente que la produccion planeada se encuentra por encima de la produccion real, indicando solo un 64% de avance en promedio.

En el segundo grafico observamos una curva S diseñada para la produccion del contrato CON-SR-095-Adenda 01, mostrando ya tambien que la produccion real se encuentra por encima de la produccion planeada, indicando hasta un 127% de avance en promedio.

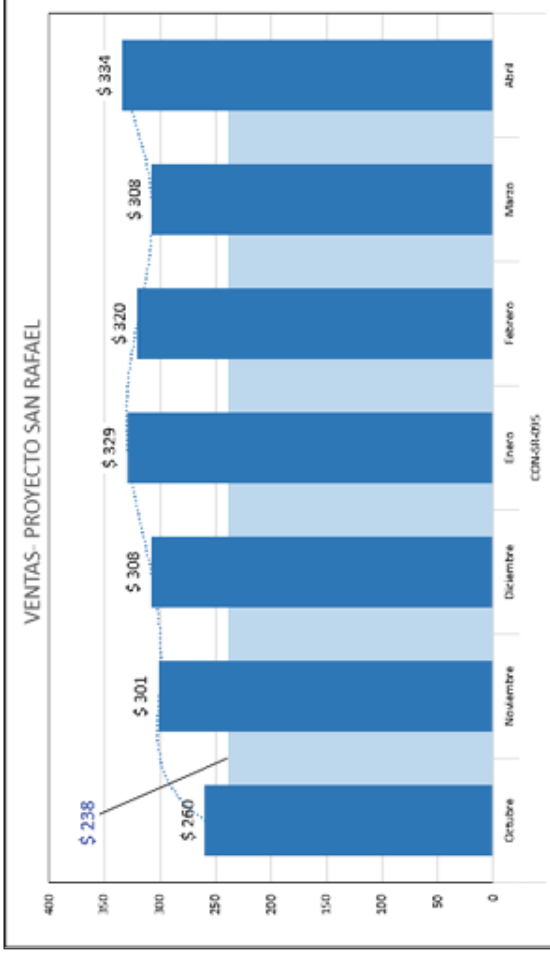
Frente a este analisis se determina que al dar inicio con el nuevo contrato de locacion de servicios ,se estaba obteniendo no solo el cumplimiento sino tambien la satisfaccion frente a un programa de produccion planificado.



5.3.2. ANALISIS DE VENTAS

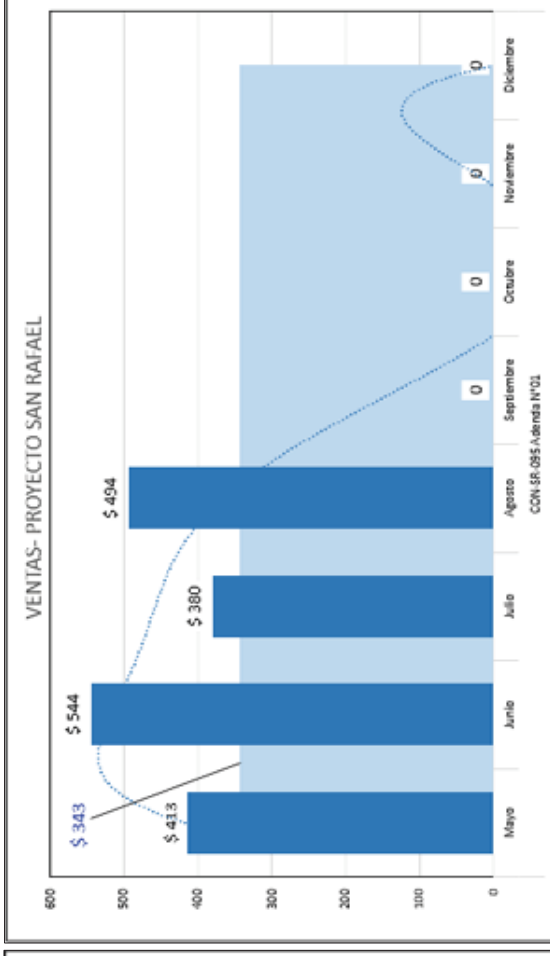
Los siguientes graficos estan contemplados a las ventas promedio realizadas por cada uno de los contratos obtenidos.

Grafico 5.4: Ventas durante el contrato CON-SR-095



Fuente: Propio

Grafico 5.3: Ventas durante el contrato CON-SR-095 – Adenda N°01



Fuente: Propio

En el primer grafico observamos que el promedio de venta mensual estimada para del contrato CON-SR-095 seria de \$238,000.00 y tras una venta realizada por 7 meses determinamos un promedio alcanzado de \$ 308,000.00, frente a estos montos se interpreta el 29% como adicional a las ganancias de la empresa. En el segundo grafico observamos que el promedio de venta mensual estimada para del contrato CON-SR-095 seria de \$343,000.00 y tras una venta realizada por 4 meses determinamos un promedio alcanzado de \$ 458,000.00, frente a estos montos se interpreta el 33% como adicional a las ganancias de la empresa. Podemos definir como resultado final que al dar vigencia al CON-SR-095 Adenda N°01, las ventas sumaron a favor de la empresa en un 4% mas frente al primer contrato, posibilitando que las ventas se mantengan o aumenten para los siguientes meses



CONCLUSIONES

1. Al evaluar los efectos de los tiempos muertos, se logra identificar la presencia de colas en los equipos de transporte, significando una disminución en su productividad, frente a ello se realiza un análisis matemático aplicando el modelo de líneas de espera, logrando eliminar los tiempos improductivos (tiempos muertos) y obteniendo un cierre de ciclo en cada frente de trabajo. Dándonos como resultados 1.33 volquetes, demostrando que en la cola habría más de un volquete en espera.

Frente a la necesidad del cliente y a la evaluación de horas de trabajo que requeriría un equipo de carguío operar en la Cancha N°2.5, se determina implementar un equipo de carguío para operar 6 hr/gd y cumplir con las actividades asignadas en la zona de trabajo.

2. Habiendo analizado el sistema de carguío y transporte, se logra optimizar el dimensionamiento de la flota de equipos de carguío y transporte, concluyendo con la implementación de un cargador frontal L566 (CF-00014) y la disminución de dos volquetes FMX 8x4R (CV-00268 y CV-00269). Obteniendo de ello un total de 3 equipos de carguío y 6 equipos de transporte para la ejecución del carguío y transporte de mineral marginal en la Cancha N°35.
3. Establecer un plan de reducción de costos para la empresa implicaba detectar, prevenir y eliminar aquellos procesos que no aportaran valor a la empresa.

En este sentido después de analizar las consecuencias de las deficiencias presentes en el sistema de carguío y transporte se obtiene como resultados:

- Un costo adicional de 92.97 \$/hr, por el nuevo cargador frontal CF-00014 sumado a la flota de equipos de carguío, requerido por el cliente (MINSUR) para realizar los trabajos sustentados en la Cancha N°2.5.



- Una reducción de \$ 175.64 como costo total por hora por los dos equipos de transporte determinados en exceso, durante el análisis y cálculo del nuevo dimensionamiento de la flota de equipos de transporte.

En cuanto a la propuesta del nuevo presupuesto se determinó un óptimo dimensionamiento de la flota de equipos de carguío y transporte con el fin de generar rentabilidad al proyecto, definiendo lo siguiente:

- Un incremento en el costo del equipo de carguío de 92.97 \$/hr a 97.15 \$/hr; con la finalidad de realizar una mayor venta al evaluar más frentes de trabajo en el proyecto.
- Una reducción en el costo del equipo de transporte de 87.82 \$/hr a 69.42\$/hr por la disminución efectuada en la flota de equipos de transporte.



RECOMENDACIONES

1. Es importante dar a conocer que el crecimiento de una empresa en cuanto a su productividad demanda un incremento en sus costos, a parte del control que se le pueda dar en la búsqueda de la optimización, se recomienda que cada sujeto que este comprometido a esta producción, se encuentre involucrado con la nueva cultura de la optimización, con la finalidad de ver a diario alternativas de mejora para el sistema de carguío y transporte.
2. Capacitar al personal de supervisión respecto a los beneficios e importancia que tiene el mantener una flota de transporte óptima en determinado frente de trabajo; de tal forma que puedan realizar un trabajo orientado a la optimización de las operaciones de carguío y transporte.
3. Es importante conocer el costo de los equipos de carguío y transporte para así poder monitorear los estándares de trabajo e incrementar la eficiencia horaria de los equipos, permitiendo alcanzar un alto rendimiento en el sistema y al mismo tiempo optimizar el costo de los equipos.



BIBLIOGRAFIA

- Cherné Tarilonte, J. & González Aguilar, A. (2015). *Movimiento de tierras*. Recuperado de <https://grupos.unican.es/gidai/web/asignaturas/ci/mmt.pdf>
- Cruzat Gallardo, A. (2014). *Carguío y transporte*. Manuscrito no publicado, Departamento Ingeniería de Minas, Universidad de La Serena, Chile.
- Mallqui Tapia, A. N. (2018). *Selección y dimensionamiento de equipos de carguío y de transporte*. Revista- Universidad Continental, (s.v.) 34-37.
- Arrau, J. (2016). *Manual general de minería y metalurgia*. Portal Minero Ediciones. Primera Edición. Santiago, Chile.
- Salazar Ipanaque, J. (2017). *Costos de Carga y Transporte en Minería Superficial*. Manuscrito no publicado, Facultad Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Piura, Perú.
- Aguirre, J. (2017). *Oficina técnica y Presupuestos*. Recuperado de <https://www.eoi.es/es/file/18068/download?token=7XHLEZkW>
- Carhuavilca Mechato, C. (2010). *Elementos para determinación del costo horario de los equipos y maquinaria del sector construcción*. Recuperado de <http://www3.vivienda.gob.pe/dnc/archivos/difusion/eventos/2011/cajamarca/COSTO%20HORARIO%20DE%20MAQUINARIA.pdf>
- Caterpillar. (2014). *Caterpillar Performance Handbook*. Caterpillar Inc. Edición 44. Illinois- EE.UU.
- Gema Ruiz, F. (2015). *Manual de costes para una empresa de movimiento de tierras*. Escuela politécnica de ingeniería de minas y energía. Universidad de Cantabria. España.



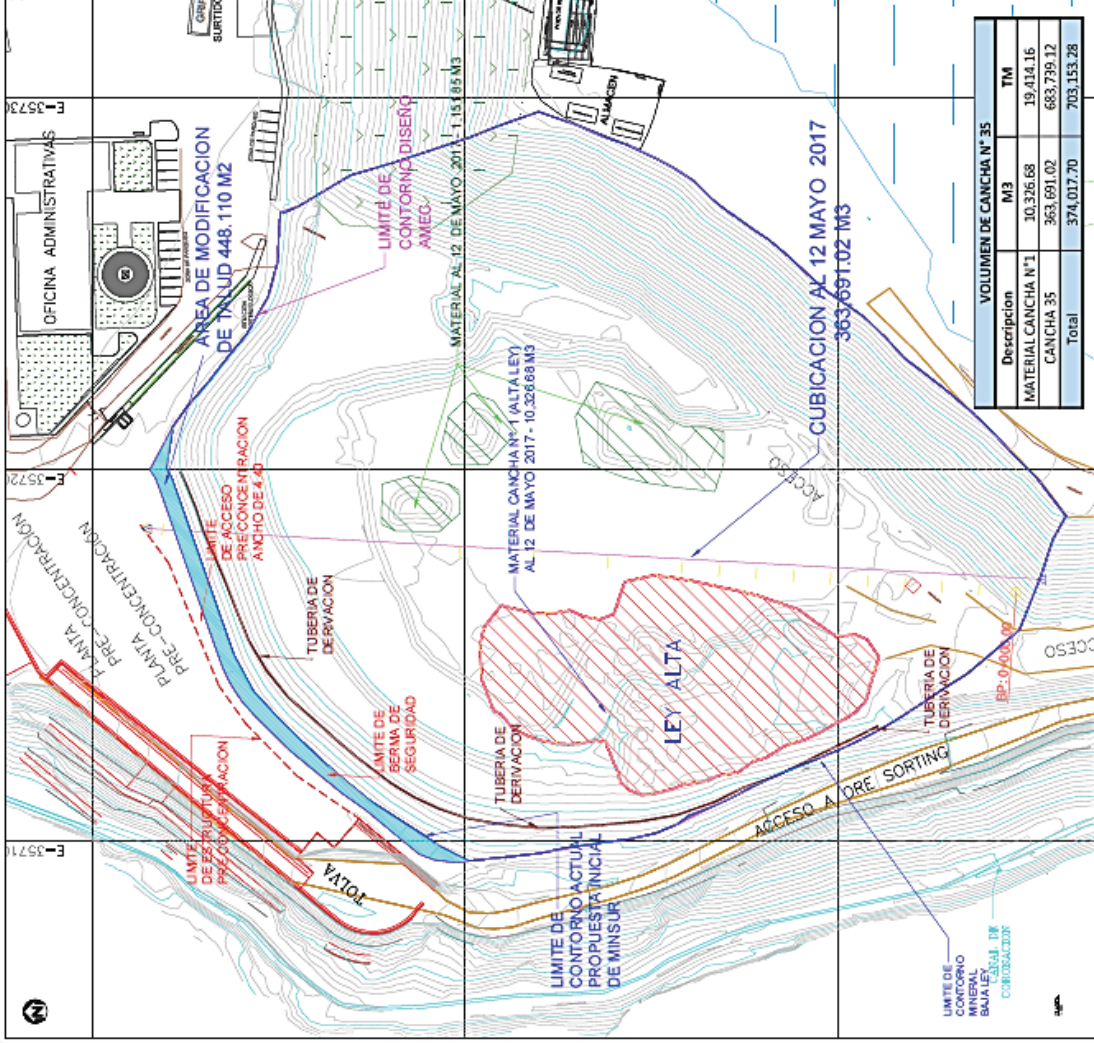
- Soto Vilca, C. Y. & Tarazona Yábar, N. (2016). *Diseño, validación e implementación de una aplicación de acarreo en minería superficial*. Tesis. Universidad católica del Perú.
- Hernández, R. (1988). *Metodología de la Investigación*. Segunda Edición. Madrid, España.
- Hernández, V. (2016). *Sistema Carguío Transporte*. Recuperado de www.es.scribd.com/document/Sistema-Carguio-Transporte.
- Tiktin, J. (1997). *Movimiento de Tierras*. Publicación del Colegio de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos. Madrid, España.
- Alva Núñez, R. (2006). *Optimización del Sistema de Carguío y Acarreo en Comarsa*. 6to Congreso Nacional de Minería. Trujillo, Perú.



ANEXOS



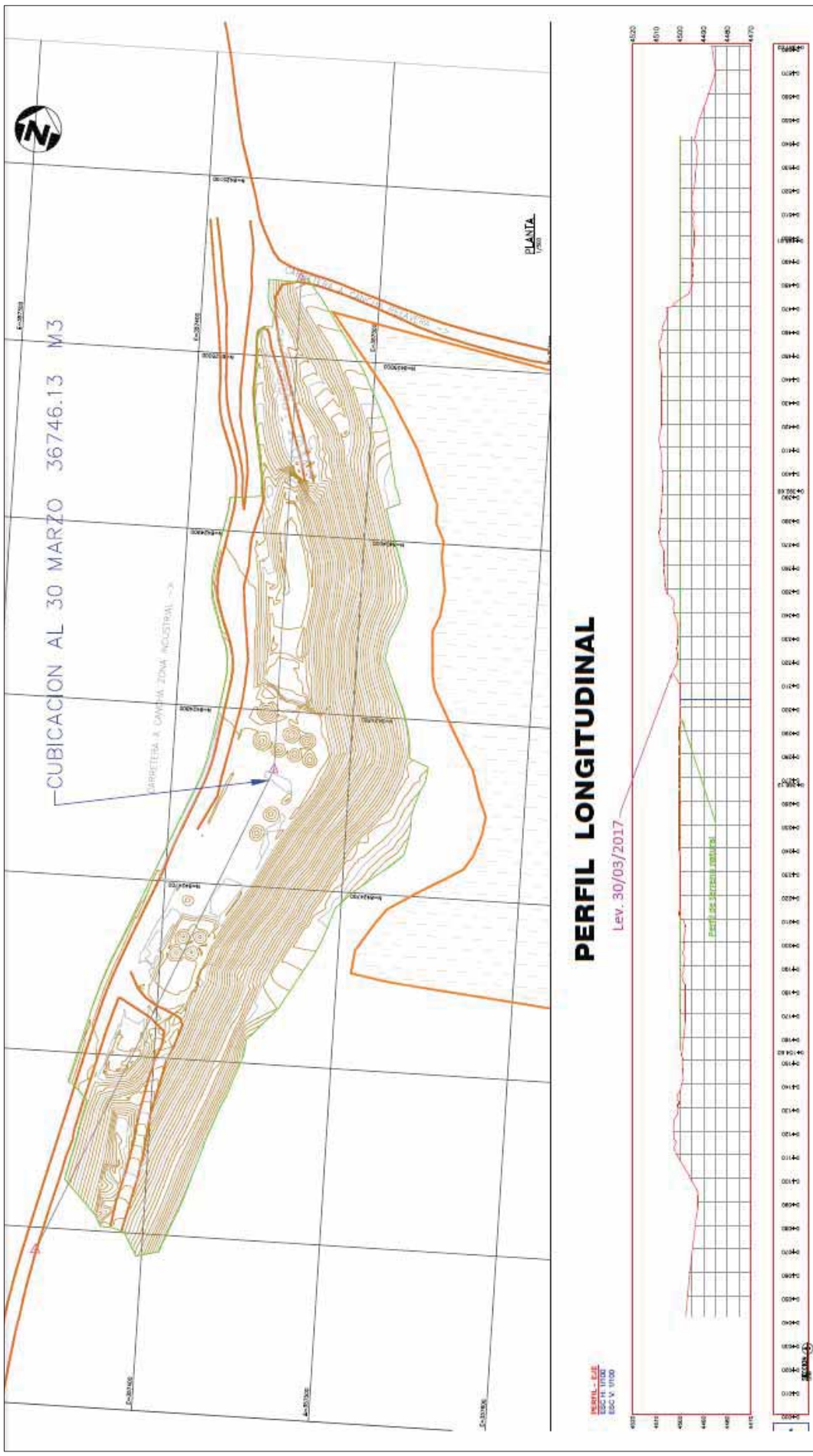
ANEXO 01: Cancha Nº35 en vista en planta



VOLUMEN DE CANCHA Nº 35			
Descripcion	M3	TM	
MATERIAL CANCHA Nº1	10.326.68	19.414.16	
CANCHA 35	363.691.02	683.799.12	
Total	374.017.70	703.153.28	

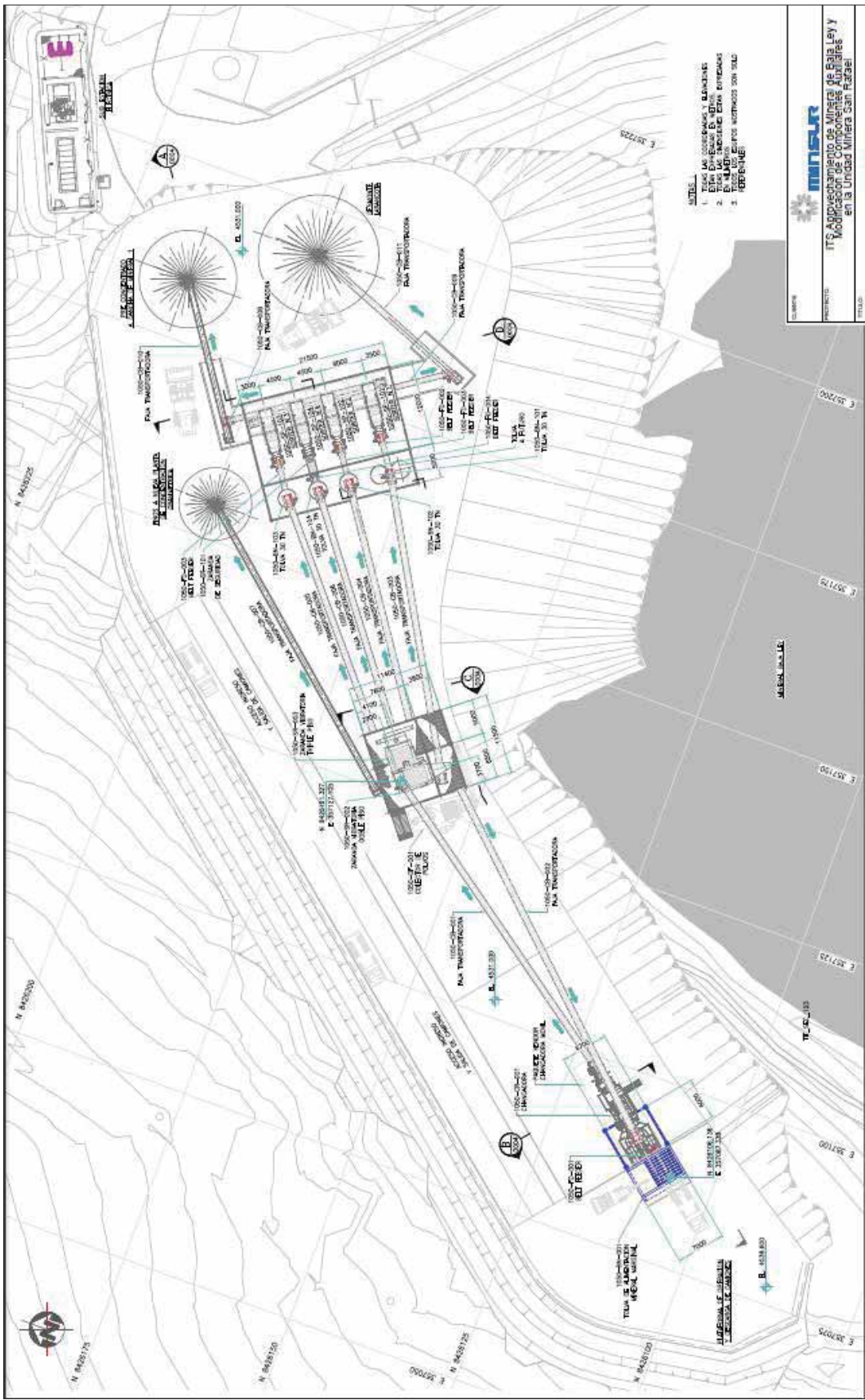


ANEXO 02: Cancha de mineral N°2.5 (BOFEDAL)



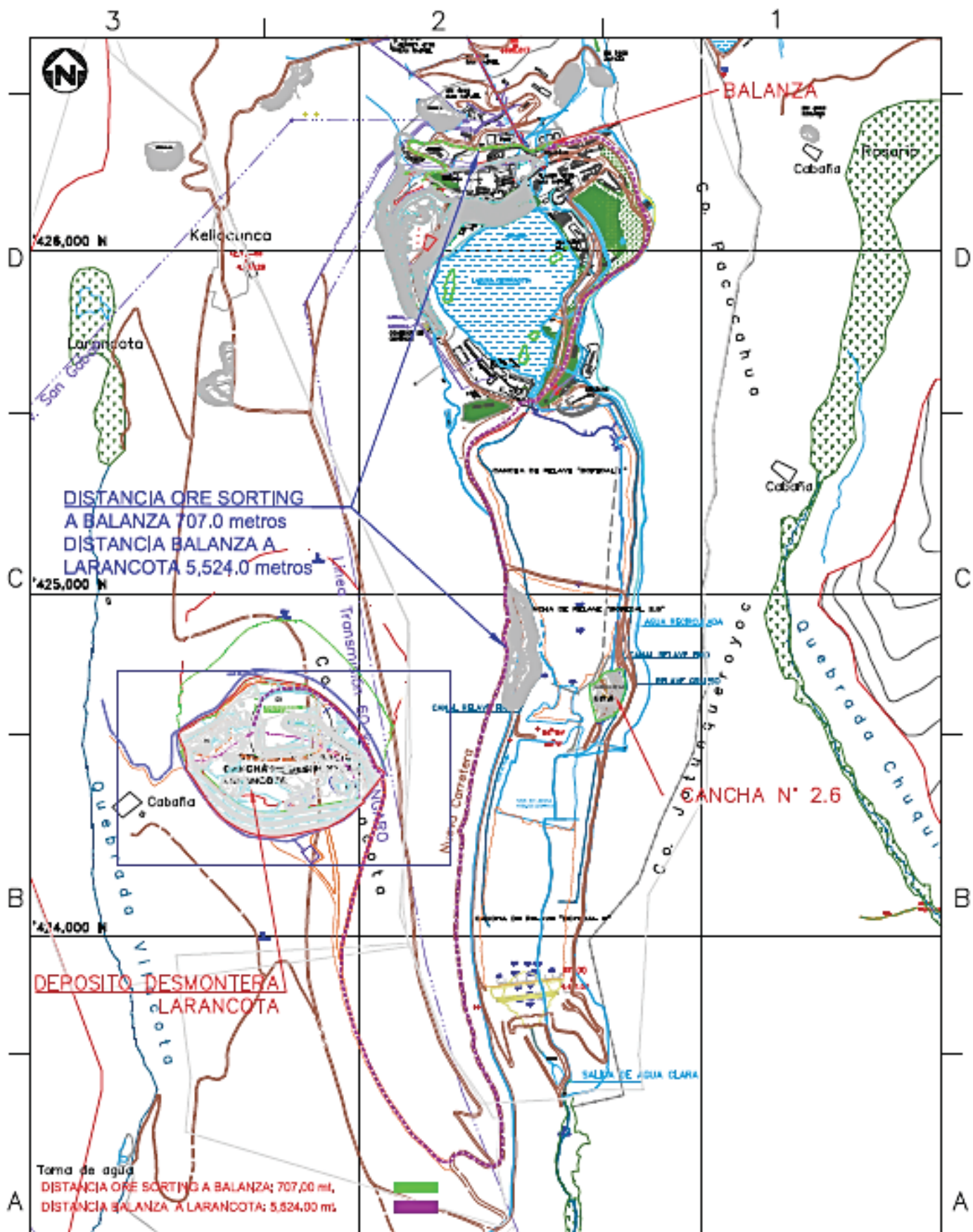


ANEXO 03: Sistema de Pre Concentrado





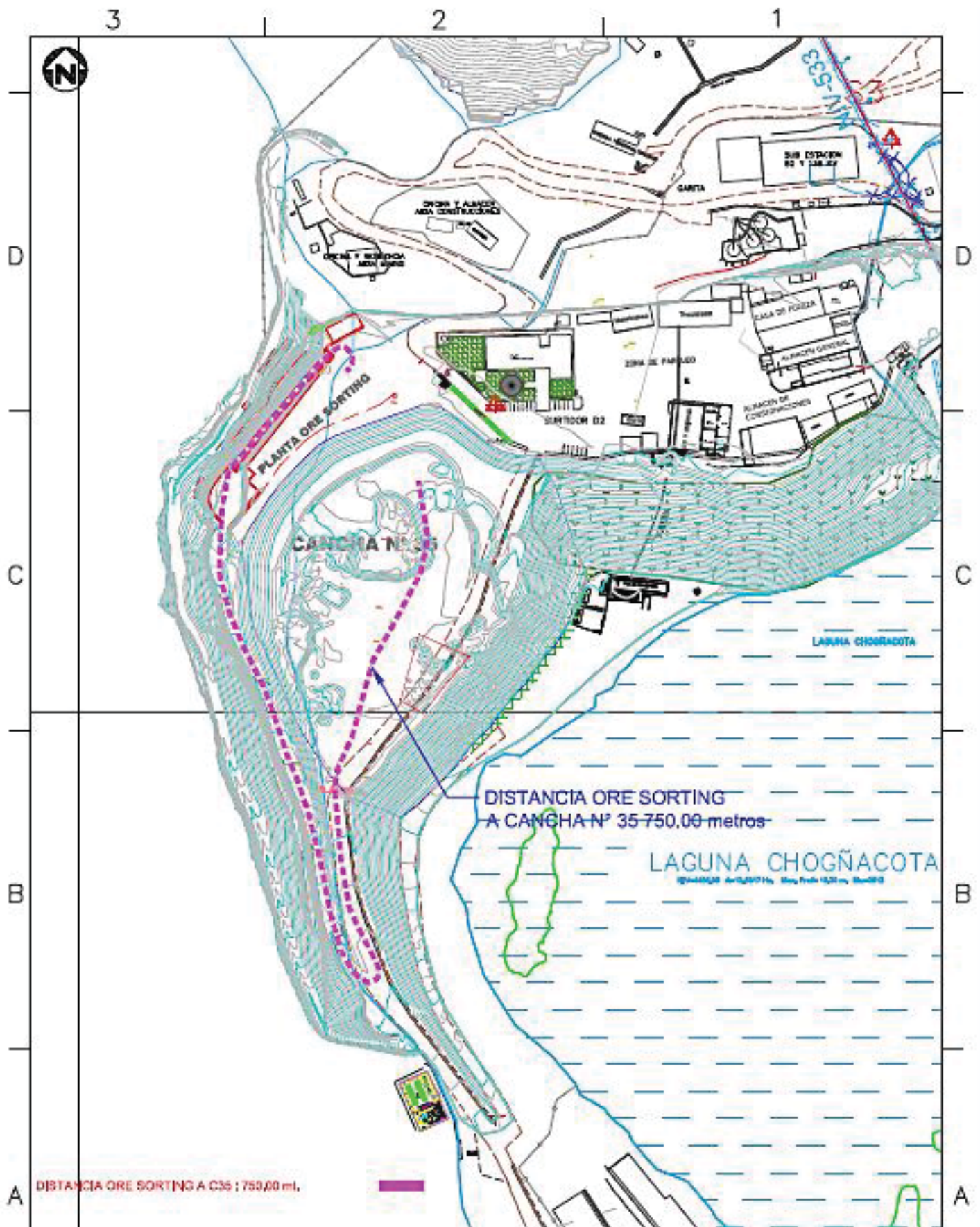
PLANOS



DEPOSITO DESMONTERA LARANCOTA

Toma de agua
DISTANCIA ORE SORTING A BALANZA: 707,00 mt,
DISTANCIA BALANZA A LARANCOTA: 5.524,00 mt

		DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL	
SUPERVISOR: Ing. A. TORRES DISEÑO Y DIBUJO: Ing. E. GONZALEZ T. LIDER DESEÑO: Ing. P. JURADO M. LIDER SEÑAL: Ing. J. GARRON P. LIDER VENTILACION: Ing. A. VARGAS LIDER DEMONSTRACION: Ing. E. LIND M.	PROYECTO PLANO TOPOGRAFICO CANCHA 35 DISTANCIAS DE CEN A BALANZA		TITULO RECORRIDO DE VOLQUETES
	GER. OPERACIONES: Ing. P. GUTIERREZ A. LIDER PLANEAMIENTO: Ing. J. GUSPÉ L. RESPONSABLE: Ing. M. GUSPÉ M.	Escala: 1:15.000 Prop. No.: Actualizado el:	Diseñó: LEONARDO G. Fecha: Creación: 2017/08/20 Plano No.: 2017, 20 de agosto 2017 10:12:40 AM



DISTANCIA ORE SORTING A C36 : 750,00 mt.

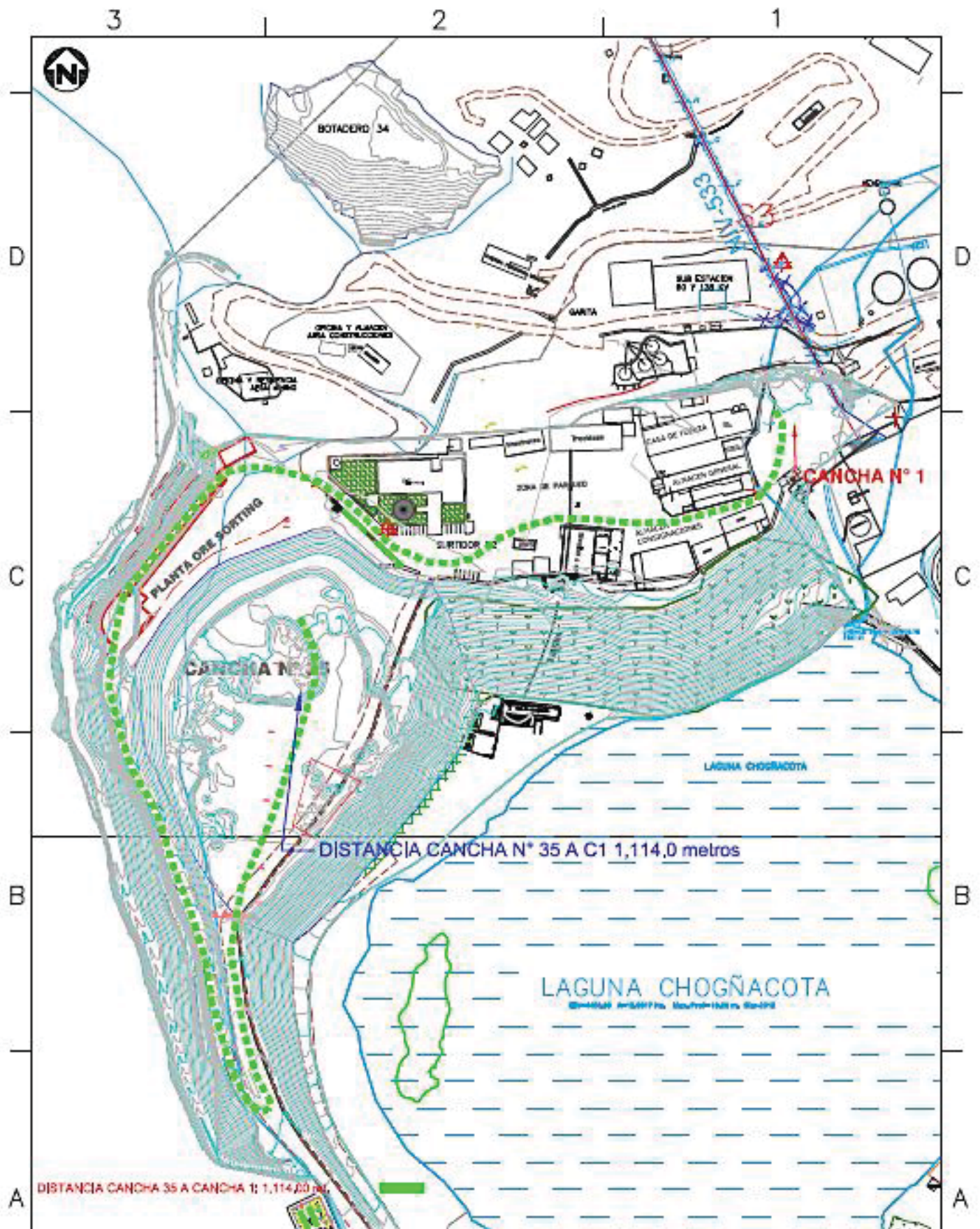
DISTANCIA ORE SORTING A CANCHA N° 33 : 750,00-metros

LAGUNA CHOÑACOTA

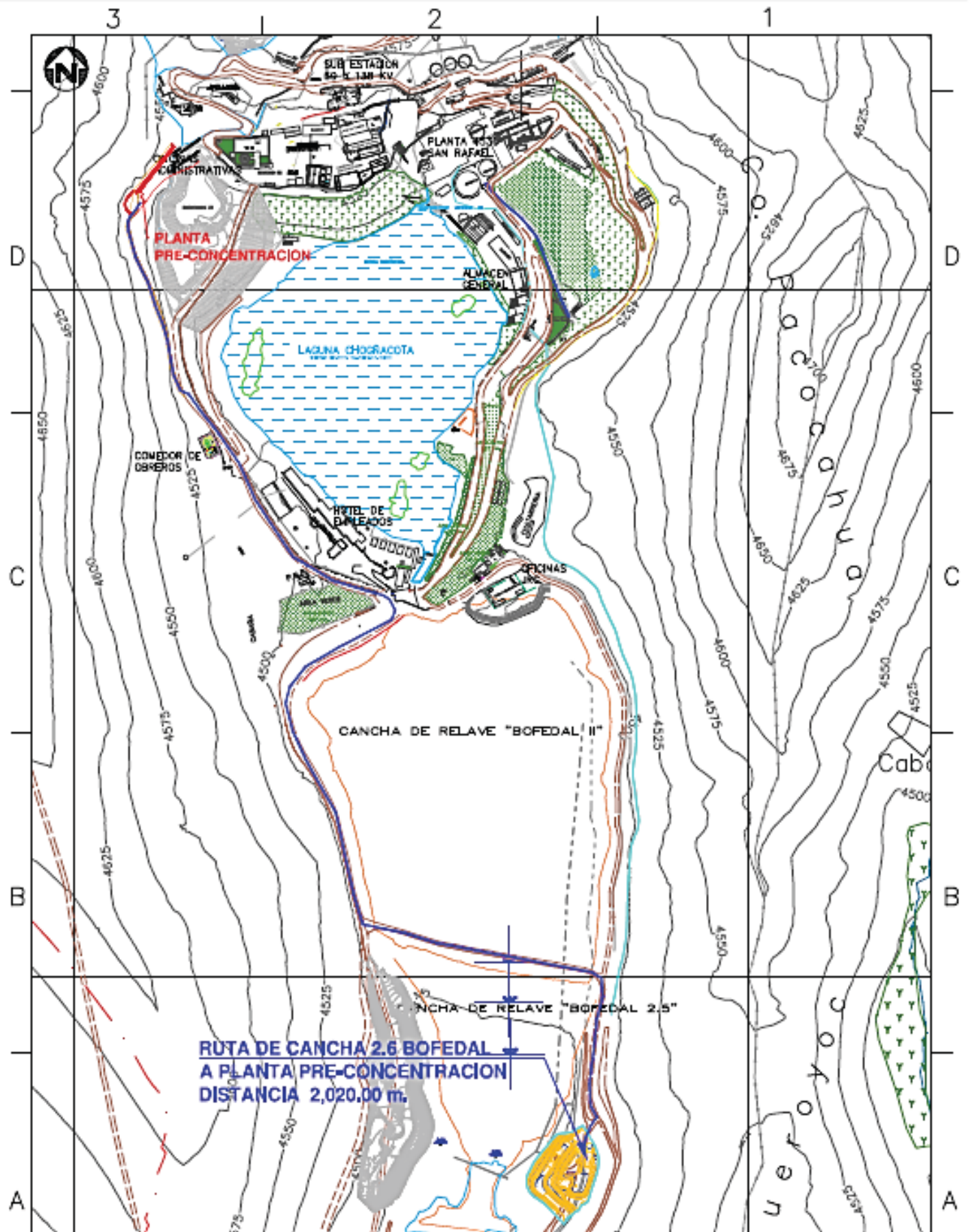


DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL

<table border="1"> <tr><td>SUPDR. MINA</td><td>Ing. A. TORRES</td></tr> <tr><td>OPCOR. Y DISEÑO</td><td>Ing. E. CONTRERAS T.</td></tr> <tr><td>USDR. GEOLÓGICA</td><td>Ing. P. JARRO H.</td></tr> <tr><td>USDR. SSM</td><td>Ing. J. CARRON P.</td></tr> <tr><td>USDR. VENTILACION</td><td>Ing. A. VARGAS</td></tr> <tr><td>USDR. SEGURIDAD</td><td>Ing. E. UZO M.</td></tr> </table>	SUPDR. MINA	Ing. A. TORRES	OPCOR. Y DISEÑO	Ing. E. CONTRERAS T.	USDR. GEOLÓGICA	Ing. P. JARRO H.	USDR. SSM	Ing. J. CARRON P.	USDR. VENTILACION	Ing. A. VARGAS	USDR. SEGURIDAD	Ing. E. UZO M.	<table border="1"> <tr><td>PROYECTO</td><td colspan="2">PLANO TOPOGRAFICO ORE SORTING M DISTANCIA ORE SORTING A CANCHA 33</td></tr> <tr><td>GER. OPERACIONES</td><td>Ing. F. GUTIERREZ A.</td><td></td></tr> <tr><td>USDR. PLANEAMIENTO</td><td>Ing. J. OLIVERO L.</td><td></td></tr> <tr><td>RESPONSABLE</td><td>Ing. M. OLIVERO H.</td><td>Actualizado el :</td></tr> </table>	PROYECTO	PLANO TOPOGRAFICO ORE SORTING M DISTANCIA ORE SORTING A CANCHA 33		GER. OPERACIONES	Ing. F. GUTIERREZ A.		USDR. PLANEAMIENTO	Ing. J. OLIVERO L.		RESPONSABLE	Ing. M. OLIVERO H.	Actualizado el :	<table border="1"> <tr><td>TITULO</td><td colspan="2">RECORRIDO DE VOLQUETES</td></tr> <tr><td>DISEÑO</td><td>LEONOR C.</td><td>DISEÑO</td></tr> <tr><td>ESCALA</td><td>1: 3000</td><td>FECHA</td><td>2017/08/08</td></tr> <tr><td>PROP. NRO.</td><td></td><td>PLANO NRO.</td><td></td></tr> </table>	TITULO	RECORRIDO DE VOLQUETES		DISEÑO	LEONOR C.	DISEÑO	ESCALA	1: 3000	FECHA	2017/08/08	PROP. NRO.		PLANO NRO.	
SUPDR. MINA	Ing. A. TORRES																																							
OPCOR. Y DISEÑO	Ing. E. CONTRERAS T.																																							
USDR. GEOLÓGICA	Ing. P. JARRO H.																																							
USDR. SSM	Ing. J. CARRON P.																																							
USDR. VENTILACION	Ing. A. VARGAS																																							
USDR. SEGURIDAD	Ing. E. UZO M.																																							
PROYECTO	PLANO TOPOGRAFICO ORE SORTING M DISTANCIA ORE SORTING A CANCHA 33																																							
GER. OPERACIONES	Ing. F. GUTIERREZ A.																																							
USDR. PLANEAMIENTO	Ing. J. OLIVERO L.																																							
RESPONSABLE	Ing. M. OLIVERO H.	Actualizado el :																																						
TITULO	RECORRIDO DE VOLQUETES																																							
DISEÑO	LEONOR C.	DISEÑO																																						
ESCALA	1: 3000	FECHA	2017/08/08																																					
PROP. NRO.		PLANO NRO.																																						



		DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL	
SUPDR. MINA: Ing. A. TORRES OPCOR. Y DESARR. Ing. E. CORONADO T. USDR. GEOLÓGICA: Ing. P. JARICO R. USDR. SISM. Ing. J. GARRÓN P. USDR. VENTILACION: Ing. A. VARGAS USDR. GEOMORFOLÓGICA: Ing. E. LÓPEZ M.	PROYECTO: PLANO TOPOGRÁFICO ORE SORTING M (DISTANCIA CANCHA 35 A CANCHA 1)	TÍTULO: RECORRIDO DE VOLQUETES	DISEÑO: LEONARDO G. DESENHO: ESCALA: 1: 2000 PROY. N.º: 1 PLANO N.º: 1 FECHA: 2017/08/08 ACTUALIZADO: 11/11/2017
GER. OPERACIONES: Ing. F. GUTIERREZ A. USDR. PLANEAMIENTO: Ing. J. GUSPÉ L. RESPONSABLE: Ing. M. GUSPÉ M.	Actualizado el:	Actualizado el:	Actualizado el:



 MIRSA		DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL	
PROYECTO : RECORRIDO RICHADEROS CANCHA 2.6 BOFEDAL A PRE-CONCENTRACION		TITULO : CANCHA N° 2.6 BOFEDAL	
GER. OPERACIONES:	Ing. F. SUTERREZ A.	Escala:	1:5000
LEER PLANEAMIENTO:	Ing. M. QUIRPE S.	Fecha:	2017/09/27
RESPONSABLE:	Ing. E. FLORES P.	Proy. No.:	01
		Actualizado el:	marzo, 27 junio 2017 03:20:10 p.m.

