

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

SECCION DE POSGRADO



ANÁLISIS DE COSTOS Y GESTIÓN ESTRATÉGICA
MINA MOROCOCHA

TESIS

PARA OPTAR EL GRADO ACADEMICO DE MAESTRO EN CIENCIAS CON

MENCION EN:

GESTION MINERA

PRESENTADO POR:

WILSON JAVIER JACOBO BARRETO

LIMA – PERÚ

2011

DEDICATORIA

**A mí querida esposa Patricia Isabel
Chávez Solís, a mi adorado hijo
Giovanni Ramiro Jacobo Chávez, a mi
querida madre María Barreto
Rodríguez y mi querido padre
Hipólito Jacobo Villanueva.**

AGRADECIMIENTO

El presente trabajo no hubiera sido posible sin el compromiso de superintendentes, ingenieros, funcionarios, técnicos y personal de línea de Compañía Minera ARGENTUM S.A.

Ing. Carlos Ramírez Rodríguez,

Gerente de Operaciones

Ing. Oscar Fernández

Superintendente de Planeamiento

Ing. Walter Ponce López

Asistente Superintendencia de Planta

Guía en el Proyecto

M. Sc. Aaron Morales Flores

Universidad Nacional de Ingeniería – UNI.

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica - FINGMM.

Asesor de Tesis

Ing. Edwin Ku

Escuela de Posgrado UNI - FIGMM,

Asesor de Tesis

Ing. Jhen Sotacuro Orellana

Cía Argentum

Departamento de Costos y Presupuestos

A todos ellos mi reconocimiento y mi gratitud.

INDICE

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

	Pág.
1.1 Ubicación y Accesibilidad.....	1
1.2 Historia.....	2
1.3 Geomorfología.....	5
1.4 Geología.....	6
<i>1.4.1 Estratigrafía.....</i>	<i>8</i>
<i>1.4.2 Geología Estructural.....</i>	<i>10</i>
<i>1.4.3 Geología Económica.....</i>	<i>12</i>
1.5 Tratamiento del mineral.	25
<i>1.5.1 Sección Chancado.....</i>	<i>26</i>
<i>1.5.2 Sección Molienda y Clasificación.....</i>	<i>27</i>
<i>1.5.3 Sección Flotación.....</i>	<i>28</i>
<i>1.5.4 Sección Espesamiento y Filtrado.....</i>	<i>31</i>
<i>1.5.5 Sección Reactivos.....</i>	<i>32</i>

1.6 Aspectos Medioambientales.....	35
<i>1.6.1 Evaluación y Análisis de los Impactos Ambientales.....</i>	<i>35</i>
<i>1.6.2 Plan de Medidas de Mitigación, Plan de Contingencias y su</i>	
<i> Implementación.....</i>	<i>43</i>
I. <i>Proyecto para el manejo de aguas Acidas Mina Morococha.....</i>	<i>43</i>
II. <i>Tratamiento de desagües Domésticos Tuctu.....</i>	<i>47</i>
III. <i>Proyecto de Tratamiento de desagües domésticos y basura.....</i>	<i>49</i>
<i>Morococha</i>	
IV. <i>Mitigación de Tuburización</i>	<i>52</i>
V. <i>Mitigación de Polvos.....</i>	<i>53</i>
VI. <i>Cumplimiento del Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.....</i>	<i>53</i>

CAPÍTULO II

ACTIVIDADES MINERAS

2.1 Descripción de actividades.	59
2.2 Métodos de minado	61
<i>2.2.1 Corte y Relleno Ascendente.....</i>	<i>61</i>
<i>2.2.2 Cámaras y Pilares.....</i>	<i>61</i>
2.3 Servicios Auxiliares	62
<i>2.3.1 Aire Comprimido.....</i>	<i>62</i>
<i>2.3.2 Agua Industrial.....</i>	<i>62</i>
<i>2.3.3 Relleno Hidráulico.....</i>	<i>63</i>
<i>2.3.4 Extracción.....</i>	<i>63</i>
<i>2.3.5 Bombeo y Drenaje.....</i>	<i>64</i>
<i>2.3.6 Ventilación.....</i>	<i>64</i>

CAPÍTULO III

PRODUCTIVIDAD

Generalidades.....	66
3.2 Objetivos.....	65
3.3 Sistema de Información Mina.....	66
3.4 Herramientas de Gestión.....	66
<i>3.4.1 Planes Operacionales.....</i>	<i>67</i>
<i>3.4.2 Cuadros de Control de la Operación.....</i>	<i>67</i>
3.5 Análisis y Optimización de los Procesos en la Operación.....	72
<i>3.5.1 Análisis de Procesos en Mina Manuelita.....</i>	<i>72</i>
<i>3.5.2 Generación de Estándares.....</i>	<i>104</i>
<i>3.5.3 Productividad de Microscoop.....</i>	<i>116</i>
<i>3.5.4 Implementación de Tacos Inertes para Voladura.....</i>	<i>121</i>
<i>3.5.5 Resultado de Pruebas con Mininel Mina Codiciada.....</i>	<i>127</i>
<i>3.5.6 Aumento de Relleno Hidráulico en Mina Codiciada.....</i>	<i>133</i>
3.6 Indicadores de Productividad.....	135

CAPÍTULO IV

NUEVA REFERENCIA DE COSTEO

4.1.- Formulación de una nueva referencia de costos (cambio de unidad de medida).....	141
4.2.- Nueva unidad de medida \$/onza Ag recuperadas en planta.....	144
4.3.- Importancia del uso de índices de control de los costos.....	147
4.3.1.- <i>Definición de Indicadores clave (onzas Ag/Tc Cu).....</i>	147
4.3.2.- <i>Análisis de Indicadores de Gestión.....</i>	147
4.4.- Programa de mejora de costos orientados a una mejora del ROI.....	148
4.4.1.- <i>Diagrama de Flujo de los principales procesos clave.....</i>	148
4.4.2.- <i>Programa de mejoramiento de las recuperaciones (Onzas Ag recuperadas en planta).....</i>	152
4.4.3.- <i>Análisis de la curva de valor.....</i>	153

CAPÍTULO V

IMPLEMENTACIÓN DE NUEVA REFERENCIA DE COSTEO

5.1.- Implementación de nueva referencia de costeo.....	154
5.1.1.- <i>Cálculo de TMSAGE.....</i>	154
5.1.2.- <i>Presentar una medida de productividad que contemple el sistema total espacio – tiempo.....</i>	155
5.1.3.- <i>Cultura de costos y cultura de resultados.....</i>	155
5.2.- Análisis de la teoría actual de la compañía.....	156
5.2.1.- <i>Análisis de resultados.....</i>	156
5.2.2.- <i>Definición de la estrategia actual de la compañía.....</i>	162
5.3.- Planteamiento de una nueva teoría para la compañía.	162
5.3.1.- <i>Definición de estrategia empresarial.....</i>	162
5.3.2.- <i>Teoría del Negocio – Mina Moro cocha.....</i>	164
5.3.3.- <i>Formulación de nuevas estrategias para la Compañía.....</i>	164
5.4.- Nuevo modelo de costeo en función de la nueva teoría.	165
5.4.1.- <i>Nuevo modelo de costeo.....</i>	165
5.4.2.- <i>Nueva teoría.....</i>	165

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES.....	166
RECOMENDACIONES.....	167
APENDICE.....	168
ANEXOS.....	170
BIBLIOGRAFÍA.....	188

INDICE DE TABLAS

	Pág.
1.- Tabla N ° 1 Proyecto de inversión TUNEL KINGSMILL.....	45
2.- Tabla N ° 2 Detalle de costos - Proyecto de inversión TUNEL KINGSMILL...46	46
3.- Tabla N ° 3 Proyecto de inversión Tratamiento de Desagües Domésticos.....49	49
4.- Tabla N ° 4 Proyecto de inversión Tratamiento de Desagües Domésticos y Basura de Morococha.....	52
5.- Tabla N ° 5 Programa de producción mensual Mina Morococha.....	60
6.- Tabla N ° 6 Cuadro de control de producción.....	69
7.- Tabla N ° 7 Análisis de Procesos – Mina Manuelita.....	73
8.- Tabla N ° 8 Cronograma de Actividades – Limpieza de Mineral.....	78
9.- Tabla N ° 9 Cronograma de Actividades – Relleno Hidráulico.....	83
10.- Tabla N ° 10 Estudio de Tiempos de Perforación.....	89
11.- Tabla N ° 11 Cronograma de Actividades – Perforación y Voladura.....	91
12.- Tabla N ° 12 Cronograma de Actividades – Sostenimiento.....	96
13.- Tabla N ° 13 Cronograma de Actividades – Extracción.....	101
14.- Tabla N ° 14 Tiempos de Extracción de Mineral.....	102
15.- Tabla N ° 15 Índices comparativos de Perforación y Voladura.....	107
16.- Tabla N ° 16 Costos comparativos de Perforación y Voladura.....	107
17.- Tabla N ° 17 Índices comparativos de Perforación y Voladura en Frentes....	110
18.- Tabla N ° 18 Costos comparativos de Perforación y Voladura en Frentes.....	111

19.- Tabla N ° 19 Índices de Sostenimiento.....	112
20.- Tabla N ° 20 Costos de Sostenimiento.....	112
21.- Tabla N ° 21 Tabla Geomecánica de Sostenimiento.....	113
22.- Tabla N ° 22 Hoja de Control Geomecánico.....	114
23.- Tabla N ° 23 Índices de Limpieza.....	115
24.- Tabla N ° 24 Índices de Relleno.....	116
25.- Tabla N ° 25 Avances por labores.....	122
26.- Tabla N ° 26 Pruebas de Avances por labores.....	124
27.- Tabla N ° 27 Reducción de costos por Avances.....	125
28.- Tabla N ° 28 Cuadro comparativo para rotura de VETAS.....	129
29.- Tabla N ° 29 Costos para rotura de VETAS.....	130
30.- Tabla N ° 30 Cuadro comparativo para rotura de MANTO ITALIA.....	130
31.- Tabla N ° 31 Costos para rotura de MANTO ITALIA.....	131
32.- Tabla N ° 32 Producción programada 2006.....	143
33.- Tabla N ° 33 Producción ejecutada 2006.....	143
34.- Tabla N ° 34 Producción programada 2006 (Referencia \$/ONZA).....	145
35.- Tabla N ° 35 Producción ejecutada 2006 (Referencia \$/ONZA).....	146
36.- Tabla N ° 36 Indicadores de gestión.....	148
37.- Tabla N ° 37 Rendimientos.....	153
38.- Tabla N ° 38 Toneladas métricas secas de plata equivalente (TMSAGE)....	154
39.- Tabla N ° 39 Costos expresados en \$.....	156
40.- Tabla N ° 40 Ventas anuales y Utilidad.....	157
41.- Tabla N ° 41 Depreciación.....	158
42.- Tabla N ° 42 Costos de operación.....	159

43.- Tabla N ° 43 Costo de transacciones externas.....	160
44.- Tabla N ° 44 Costos totales.....	161
45.- Tabla N ° 45 Costos de ventas.....	168
46.- Tabla N ° 46 Costos de transacciones externas.....	169
47.- Tabla N ° 47 Costos totales.....	169
48.- Tabla N ° 48 Precios internacionales promedios anuales.....	170
49.- Tabla N ° 49 Tipo de cambio.....	171
50.- Tabla N ° 50 TMSAGE Morococha 2005.....	172
51.- Tabla N ° 51 TMSAGE Morococha 2006.....	173
52.- Tabla N ° 52 TMSAGE Morococha 2007.....	174
53.- Tabla N ° 53 TMSAGE Morococha 2008.....	175
54.- Tabla N ° 54 Producción programada y ejecutada 2007 (Referencia \$/TONELADA).....	176
55.- Tabla N ° 55 Producción programada y ejecutada 2007 (Referencia \$/ONZA).....	178
56.- Tabla N ° 56 Producción programada y ejecutada 2008 (Referencia \$/TONELADA).....	180
57.- Tabla N ° 57 Producción programada y ejecutada 2008 (Referencia \$/ONZA).....	182
58.- Tabla N ° 58 Producción programada y ejecutada 2009 (Referencia \$/TONELADA).....	184
59.- Tabla N ° 59 Producción programada y ejecutada 2009 (Referencia \$/ONZA).....	186

INDICE DE GRÁFICOS

	Pág.
1.- Gráfico N ° 1 Plano de ubicación – Mina Morococha.....	2
2.- Gráfico N ° 2 Estratigrafía del Distrito Morococha.....	9
3.- Gráfico N ° 3 Flow Sheet Planta Concentradora Amistad.....	34
4.- Gráfico N ° 4 Diagrama comparativo de leyes.....	71
5.- Gráfico N ° 5 Diagrama Causa Efecto Ciclo de Minado – Mina Manuelita.....	73
6.- Gráfico N ° 6 Diagrama de Causa Efecto – Limpieza de Mineral – Mina Manuelita.....	75
7.- Gráfico N ° 7 Diagrama de Pareto – Limpieza de Mineral – Mina Manuelita...	76
8.- Gráfico N ° 8 Diagrama de Causa Efecto – Relleno Hidráulico – Mina Manuelita.....	80
9.- Gráfico N ° 9 Diagrama de Pareto – Relleno Hidráulico – Mina Manuelita.....	81
10.- Gráfico N ° 10 Relleno Hidráulico – Mina Manuelita.....	84
11.- Gráfico N ° 11 Diagrama de Causa Efecto – Perforación y Voladura – Mina Manuelita.....	86
12.- Gráfico N ° 12 Diagrama de Pareto – Perforación y Voladura – Mina Manuelita.....	87
13.- Gráfico N ° 13 Tiempos de Perforación.....	89
14.- Gráfico N ° 14 Tiempos Tolerables.....	90
15.- Gráfico N ° 15 Tiempos Improductivos.....	90

16.- Gráfico N ° 16 Diagrama de Causa Efecto – Sostenimiento	Mina
Manuelita.....	93
17.- Gráfico N ° 17 Diagrama de Pareto – Sostenimiento – Mina Manuelita.....	94
18.- Gráfico N ° 18 Diagrama de Causa Efecto – Extracción - Mina Manuelita.....	98
19.- Gráfico N ° 19 Diagrama de Pareto – Extracción – Mina	
Manuelita.....	99
20.- Gráfico N ° 20 Tiempos de Extracción.....	103
21.- Gráfico N ° 21 Tiempos Improductivos.....	103
22.- Gráfico N ° 22 Estándar de Perforación y Voladura.....	105
23.- Gráfico N ° 23 Carguío de Taladros de 6”.....	105
24.- Gráfico N ° 24 Carguío de Taladros de 8”.....	105
25.- Gráfico N ° 25 Estándar de Perforación y Voladura en Frentes.....	109
26.- Gráfico N ° 26 Diagrama de arranque.....	109
27.- Gráfico N ° 27 Diagrama de Corona y Cuadradores.....	109
28.- Gráfico N ° 28 Diagrama de Causa Efecto – Limpieza con Microscop - Mina	
Manuelita.....	118
29.- Gráfico N ° 29 Diagrama de Pareto – Limpieza con Microscop – Mina	
Manuelita.....	119
30.- Gráfico N ° 30 Rendimiento de Microscop – Mina Manuelita.....	121
31.- Gráfico N ° 31 Material de Detritus para tacos inertes.....	125
32.- Gráfico N ° 32 Medidas de Detritus.....	126
33.- Gráfico N ° 33 Estándar 1 de malla de perforación.....	131
34.- Gráfico N ° 34 Estándar 2 de malla de perforación.....	132

35.- Gráfico N° 35 Mallas de perforación.....	132
36.- Gráfico N° 36 Relleno Hidráulico Mina Codiciada.....	134
37.- Gráfico N° 37 Indicadores de Productividad.....	135
38.- Gráfico N° 38 Cuadro comparativo toneladas extraídas – Mina.....	136
39.- Gráfico N° 39 Cuadro comparativo toneladas extraídas de avances.....	136
40.- Gráfico N° 40 Trabajos de Ventilación I.....	137
41.- Gráfico N° 41 Trabajos de Ventilación II.....	137
42.- Gráfico N° 42 Trabajos de Ventilación III.....	138
43.- Gráfico N° 43 Margen de Utilidad \$/TMS.....	144
44.- Gráfico N° 44 Margen de Utilidad \$/ONZA.....	147
45.- Gráfico N° 45 Circuito de molienda y flotación.....	149
46.- Gráfico N° 46 Flotación Flash.....	150
47.- Gráfico N° 47 Cadena de valor – Mina Morococha.....	151
48.- Gráfico N° 48 Margen de Utilidad \$/TONELADA.....	177
49.- Gráfico N° 49 Margen de Utilidad \$/ONZA.....	179
50.- Gráfico N° 50 Margen de Utilidad \$/TONELADA 2008.....	181
51.- Gráfico N° 51 Margen de Utilidad \$/ONZA 2008.....	183
52.- Gráfico N° 52 Margen de Utilidad \$/TONELADA 2009.....	185
53.- Gráfico N° 53 Margen de Utilidad \$/ONZA 2009.....	187

RESUMEN

En COMPAÑIA MINERA ARGENTUM S.A., cada año que se incrementa la producción de Finos de Plata y disminuyen las reservas de mineral, presentándose el siguiente desafío, el cómo optimizar los costos promedio teniendo como parámetros no controlables la variación del precio de plata, disminución de la ley de plata en el mineral tratado, altos costos fijos y variables; como resultado de ello, se debe tener un plan de producción óptimo con costos promedios bajos.

La producción promedio mensual para el año 2007 fueron de 55,351.00 TMS con leyes de Ag 158.84 gr/TMS.; con un costo promedio de 51.06 \$/TMS., teniéndose una gran diferencia tomando como base el presupuesto anual donde se tiene un promedio mensual de 54,731.00 TMS con leyes de Ag 170.224 gr/TMS y costo de 44.75 \$/TMS.

Lo que significó la necesidad de realizar un cambio en la unidad de costeo, de forma teórica, para poder reflejar el comportamiento de los controles en el tiempo, su variación con respecto a la producción de las Operaciones mineras, y mediante el análisis de la Eficiencia y Eficacia (productividad), llegar a un control óptimo que brinde un margen de costos promedio mensual y anual, ayudando a la Gestión Minera dentro de las Operaciones Mineras.

Teniendo el análisis de los costos en \$/TMS, es decir el costo expresado en función al mineral en bruto, a futuro el nuevo modelo de costeo en función al producto final de la compañía que es la plata, nos permitirá realizar un control en función a las onzas finas de plata producida en planta \$/Onza Ag de la Unidad Morococha.

ABSTRACT

At Argentum Mining Company, every year increases the production of Fine Silver and decreasing supply of ore, presenting the next challenge, how to optimize the average costs as parameters having uncontrollable change in the price of silver, reduced silver content in the ore treated, high fixed costs and variable as a result, it should be an optimal production plan with lower average costs. The average monthly production for the year 2007 was 55,351.00 TMS with 158.84 g Ag / TMS., With an average cost of \$ 51.06 / TMS., Taking a big difference based on the annual budget which has an average monthly TMS 54,731.00 with 170,224 Ag gr/TMS and cost \$ 44.75/TMS.

What meant the need for a change in the unit costing, theoretically, to reflect the behavior of controls at the time, its variation with respect to the production of mining operations, and through analysis of the efficiency and Efficiency (productivity), to reach an optimal control that provides a range of monthly and annual average costs, helping the Mining Management in Mining Operations. Taking the analysis of costs \$/TMS, that is the cost function expressed in the ore, in the future the new cost model based on the final product of the company that is silver, enables us to provide a control based to fine pounds of silver produced in plant \$/Oz Ag Morococha Unit.

INTRODUCCION

COMPAÑÍA MINERA ARGENTUM S. A., empresa dedicada a la explotación de minerales de plata, cobre, plomo y zinc de baja ley desde el año 2005, en que inició sus operaciones de procesamiento de mineral por FLOTACIÓN.

El cambio de unidades de referencia de producción y costos nos permitirá hacer una evaluación. La aplicación de indicadores de producción y correlacionar los objetivos operacionales con el ROI.

Esta implementación, en su conjunto, presenta nuevos desafíos para la empresa que consciente de su importancia busca un sistema que le permita controlar y gestionar en forma continua su productividad medida con el ROI.

Marco teórico

Es el enfoque tetradimensional; un fenómeno empresarial siempre debe estar referido a cuatro dimensiones: tres dimensiones espaciales y el tiempo, como cuarta dimensión.

La referencia – de costos – que propone esta tesis reemplaza a la unidimensional utilizada en minería que es la Tonelada Métrica Seca (TMS).

La otra referencia teórica es que un sistema no se puede dividir en partes, cualquier aspecto de un sistema siempre se debe tratar como el sistema completo y esto es lo que se llama “enfoque Holístico”, que es una lección que viene de la física cuántica.

Cultura de costos: Es una cultura monodimensional; porque sólo expresa los costos en función al tonelaje extraído de mina, es decir en función al volumen, consecuentemente las reservas de la compañía bajarán, el tiempo de vida de la mina bajará.

Cultura de resultados: Es una cultura tetradimensional; esta filosofía permitirá identificar con claridad si la cantidad de onzas de plata baja o incrementa, lo ideal es que la tendencia debería ser creciente para mantener el rango de las utilidades de la compañía, además en época de crisis contrarrestará la caída de los precios.

Objetivo General:

Aplicar un nuevo modelo de costeo, expresado en función del producto principal de la compañía, la referencia a Onzas de Plata Recuperada en reemplazo de la Tonelada Métrica Seca en la Unidad de la Compañía Minera Argentum S.A., para poder reflejar el comportamiento de los controles en el tiempo, su variación y llegar a un control óptimo de la operación minera.

Objetivos Específicos:

- Reemplazar la unidad de costeo de dólares por tonelada métrica seca de mineral (\$/TMS) a dólares por onza de plata (\$/onza Ag).
- Realizar un análisis de la Eficiencia y Eficacia (productividad) de la Compañía Minera Argentum S.A.

Hipótesis:

La referencia a Onzas de Plata Recuperada en reemplazo de la Tonelada Métrica Seca, obliga a tener un enfoque holístico, integrador, dejando de lado el clásico enfoque parcial permitiendo reflejar el comportamiento de los controles en el tiempo, su variación y llegar a un control óptimo de la operación minera.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

El distrito minero de Morococha está ubicado en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú, a 142 Kilómetros al Este de Lima y a 8 kilómetros al Este de la divisoria continental, conocida con el nombre de Ticlio. Políticamente pertenece al distrito de Morococha, Provincia de Yauli, Departamento de Junín.

Las coordenadas geográficas que corresponden a la zona son:

76° 08' Longitud Oeste.

11° 36' Latitud Sur

El área de Morococha es accesible por la carretera Central, la cual cruza el distrito de Oeste a Este. Antiguamente también había acceso por un ramal del Ferrocarril Central, el cual se utilizaba para el transporte de los concentrados de mineral.



Gráfico N ° 1 Plano de ubicación – Mina Morococha

1.2 HISTORIA

La historia minera del distrito de Morococha se remonta probablemente a la época incaica, cuando con implementos rústicos trabajaron a pequeña escala minerales de plata.

Durante la época de la Colonia Española, en 1760, los españoles explotaron minerales oxidados que contenían plata, siendo estos tratados por amalgamación en "circos". Los sulfuros, tales como la galena y tetraedrita, eran fundidos en pequeños hornos. Debido a la guerra de la independencia del Perú, estos trabajos fueron paralizados por largo tiempo.

Por el año 1850, la familia Pflucker comenzó a trabajar las vetas de plata del distrito y construyó una planta de amalgamación y clorinación en Tuctu.

En 1861, el célebre naturalista don Antonio Raymondi, realizó un estudio de la región de Morococha, publicándose recién en 1902 con el título "Estudios Geológicos del Camino entre Lima y Morococha y Alrededores de esta Hacienda". En éste estudio resalta de manera especial la riqueza del distrito.

Recién el año 1894, cuando el ferrocarril llegó a Yauli, se comenzó a trabajar en Morococha con métodos más modernos y con más intensidad. L. Proaño, O. Valentine y D. Stuart comenzaron a explotar el área de San Miguel; luego N. Azalia y O. Valentine abrieron la mina Natividad; José Miculicich inició la sección Gertrudis y la familia Pflucker operaba la Mina San Francisco. Posteriormente se formó la Sociedad Minera Alapampa y la Sociedad Minera Sacracancha. También se establecieron plantas de concentración y fundición, que actualmente están en ruinas o han desaparecido.

En 1906, se formó la Backus y Johnston del Perú y en 1908 se formó la "Morococha Mining Company" de la que formaron parte los miembros de Cerro de Pasco Syndicate. Con estas dos grandes compañías, Morococha se convirtió en el segundo productor de cobre en el Perú.

En 1911, llegó Harold Kingsmill a trabajar para la Morococha Mining Company. En 1913, H. Kingsmill comenzó y terminó el túnel Carlos Reynaldo en el nivel 400, que conectó al pique San Francisco. En 1915, la Morococha Mining Company fue reorganizada y pasó a formar parte de Cerro de Pasco Corporation. En 1918, todos los intereses de la Backus y Johnston pasaron a Cerro de Pasco Corporation.

El túnel Kingsmill fue iniciado en 1929 y terminado en 1934, obra que le da un gran potencial a la mina.

De 1966 a 1974 se efectuó el estudio del Proyecto Toromocho; de 1974 a 1980 se inició la producción de cobre para concentración y lixiviación.

El primero de Enero de 1974, la Cerro de Pasco fue nacionalizada formándose la Empresa Minera del Centro del Perú y consecuentemente Morococha pasa a formar una de las unidades de producción de ésta.

En 1985 se inicia la etapa de producción de mantos y cuerpos de zinc emplazados en la caliza Pucará.

El distrito minero de Morococha ha sido materia de estudio por muchos geólogos. Entre los trabajos más importantes figuran: los de S.M. Boutwell (1920), T.G. Moore (1936) y R.T. Nagell (1957), que tratan del estudio y descripción de la geología y depósitos minerales del distrito de Moro cocha; el de R.D. Harvey (1931), que

principalmente es un estudio petrográfico de Morococha; los de P. Henshaw (1945) y A. J. Terrones (1949), que tratan de la estratigrafía de la región.

También se han realizado trabajos específicos, como los de; A. J. Terrones (1947; 1948), sobre los cuerpos de plomo-zinc y la geología de la parte Norte del distrito; los de P. Haapala (1949, 1953, 1953-a), sobre las brechas de Morococha, el complejo de anhidrita, y sobre los diferentes tipos de calizas alteradas. Últimamente G. E. Walker (1963) hizo un estudio sobre las fallas inversas, la anhidrita y controles de mineralización en el distrito de Morococha. U. Petersen (1965) en su publicación sobre la geología regional y los depósitos más grandes del Perú Central hace un acopio de datos acerca de la geología y mineralización de Morococha.

Son también aportes muy importantes para la interpretación de la geología de Morococha los estudios realizados por: J.Pinto, M. Román, J. Pastor, A. Alvarez, E. Barrantes, M. Valdéz, R. Luna, H. Alvarez, E. Guizado, M. Huamán, E. Román, H. Kobe, A. Chávez - J.C. Peralta, y A. Rivera.

1.3 GEOMORFOLOGÍA

El Distrito minero de Morococha se encuentra en una área de relieve topográfico abrupto, tipo alpino, con elevaciones entre los 4400 y 5000 m.s.n.m. siendo la cumbre más alta de la zona el Yanashinga con 5,480 m.s.n.m. Los valles son en "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas tales como las Lagunas de

Huacracochoa y Huascacocha; estrías y depósitos morrénicos son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

El clima de la región es frígido durante todo el año; marcado por dos estaciones: la húmeda, de noviembre a abril con precipitaciones de nevada y granizo; y la seca, durante el resto del año, con frío más intenso y precipitaciones esporádicas. La temperatura de verano varía de 3° a 20° C y en invierno de -4 °C a 14 °C, la velocidad de los vientos alcanza a 45 a 50 Km/h.

1.4 GEOLOGÍA

La secuencia más antigua del Distrito lo constituyen el grupo Excelsior del Paleozoico y forman el núcleo del Domo de Yauli (Pot.1800 mts. - J.V. Harrison).

El grupo Mitu está representado por los Volcánicos Catalina (Domo de Yauli) y yace en discordancia angular sobre las Filitas del grupo Excelsior.

La secuencia sedimentaria está presente con las Calizas del grupo Pucará, expuestas en ambos flancos del Anticlinal y contienen vetas, mantos y cuerpos mineralizados.

Sobreyaciendo a las Calizas del grupo Pucará, se halla el grupo Goyllarisquizga, compuesta por Conglomerado Rojo Basal, Areniscas, Lutitas Rojos y Capas de Cuarzitas, Y luego las Calizas Cretácicas de las formaciones Chúlec, Pariatambo y Jumasha.

La actividad Ígnea de Morococha, comenzó en el Pérmico con las Andesitas y Dacitas de los Volcánicos Catalina, los flujos volcánicos y diques capas, indican durante el Mesozoico continuó la actividad Ignea.

La mayor actividad Ignea comenzó a fines del Terciario con las intrusiones de la Diorita Anticonca, La Monzonita Cuarzifera y Pórfido Cuarzífero.

La estructura regional predominante es el Domo de Yauli, extendiendose longitudinalmente por 35 km, desde San Cristobal hasta Morococha, siendo la estructura más conspicua y conocida el Anticlinal Morococha.

Dos periodos de Plegamiento son reconocidos en la Región, durante el Pre-Mesozoico (intenso plegamiento Filitias Excelsior) y el segundo que comenzó a fines del Cretáceo con el Plegamiento de las Calizas.

El fracturamiento en el Distrito, se inició probablemente a fines del Cretáceo (Plegamiento), con fuerzas de compresión E-W, que formaron el Anticlinal y la

continuación de las fuerzas dio lugar a la formación de fallas de Cizalla rumbo NW-SE.

Después del Plegamiento “Incaico” continuó con la actividad Ignea, intrusión de la Monzonita Cuarcífera al centro del Distrito y culminó probablemente con la intrusión del Pórfido Cuarcífero.

La complejidad de la historia geológica del Distrito y los diferentes tipos de rocas, han dado lugar a la formación de una variedad amplia de depósitos minerales.

Después de los Plegamientos y la formación de las fracturas de tensión, vino el periodo de mineralización, originado por los Stocks San Francisco y Gertrudis, con soluciones residuales mineralizantes que dieron origen a la formación de vetas, cuerpos de contacto, mantos, etc.

1.4.1 ESTRATIGRAFIA

La secuencia estratigráfica del distrito de Morococha, la constituyen rocas del Paleozoico y Mesozoico que están comprendidas en las siguientes unidades litológicas:

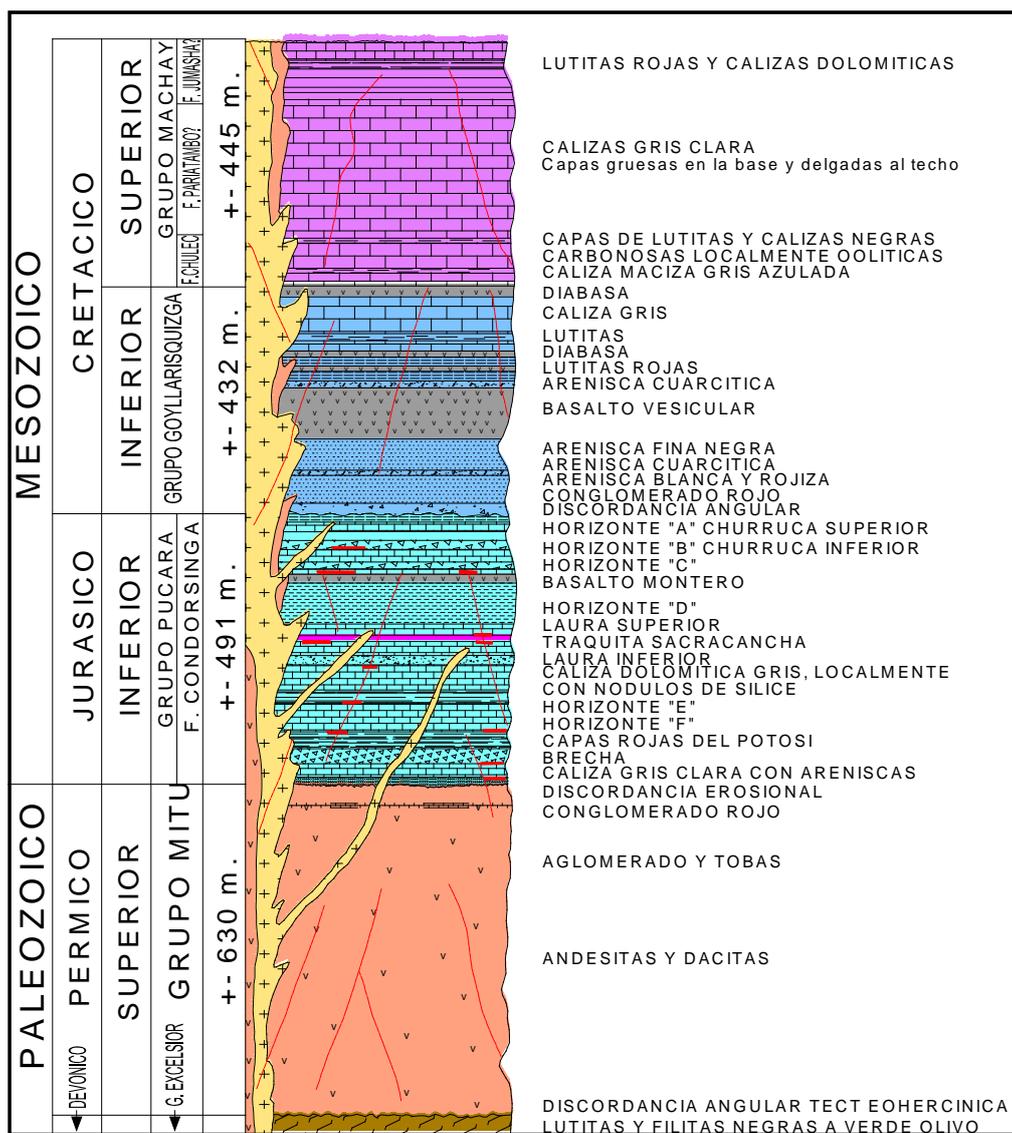


Gráfico N° 2 Estratigrafía del Distrito Morococha

Grupo Excelsior (Devónico).

Grupo Mitu (Pérmico).

Grupo Pucará (Triásico - Jurásico)

Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior).**Grupo Machay (Cretácico Superior).****Intrusivos (Terciario).**

- Diorita Anticona
- Monzonita Cuarcifera
- Pórfido Cuarcifero

1.4.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**Plegamiento:**

La estructura regional dominante es el Domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente por 35 kilómetros, desde San Cristóbal hasta Morococha y transversalmente por 10 kilómetros, el rumbo promedio de esta estructura es N 40° W; es asimétrico, su flanco Este buza entre 30° y 40°, mientras que su flanco Oeste buza de entre 60° y 80° . El Domo de Yauli está formado por tres anticlinales: el anticlinal de Pomacocha en el lado Oeste, el de San Cristóbal - Morococha en la parte central y el Ultimátum en el lado Este.

Fracturamiento:

En el distrito de Morococha, probablemente a fines del Cretáceo (Plegamiento "Peruano"), fuerzas de compresión de dirección E-W comenzaron a formar el anticlinal Morococha. A medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", las rocas cedieron por ruptura y se formaron dos fallas inversas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación. Estas fallas son: a falla Toldo-Potosí en el flanco Este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste. El buzamiento de las 2 fallas inversas varía entre 45° y 70° y buzanan en dirección opuesta. Al final del plegamiento "Incaico" una intensa actividad intrusiva se produjo en la región, lo que dio lugar primero al emplazamiento de la diorita Anticona al Oeste del distrito.

Brechamiento.

Existen varias zonas de brechas en la caliza Pucará, tales como la brecha Toldo, Santa Clara, Churruca, Riqueza y Freiberg.

Estas brechas están ubicadas en las zonas de fallas inversas o en la prolongación de ellas, así como en las zonas de contactos de la caliza, con los Volcánicos Catalina, con el intrusivo Morococha o con el Basalto Montero.

Mineralización:

La complejidad de la historia geológica del distrito y los diferentes tipos de rocas de diferente composición han dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales que se extienden ampliamente en el distrito.

1.4.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

1.- Vetas:

Las vetas mejor mineralizadas fueron formadas a lo largo de las fracturas de tensión. Las fallas de cizalla, por contener mucho panizo no fueron mineralizadas o fueron pobremente mineralizadas; sin embargo presentan en forma errática núcleos mineralizados formando pequeños clavos, como por ejemplo la falla Huachuamachay.

Las fracturas de tensión están mejor desarrolladas en los volcánicos Catalina, donde han formado vetas persistentes en longitud y profundidad y generalmente uniformes en mineralización. Las vetas en la monzonita cuarcífera son más cortas y no profundizan mucho, pero son en general definidas. En la caliza, las vetas también son cortas y no profundizan

mucho, pero lo más característico es su irregularidad en potencia y mineralización y tendencia a formar estructuras en cola de caballo cerca a los contactos con la monzonita cuarcífera.

Las vetas han sido formadas principalmente por relleno de fracturas, aunque, cuando la roca de caja ha sido la caliza, las vetas se han formado por relleno y reemplazamiento irregular de las cajas.

Con las recientes exploraciones y desarrollos realizados hacia el S-E del Distrito se han encontrado valores anómalos de oro asociados a las vetas. Dichas estructuras se enmarcan dentro de un modelo de vetas de oro en carbonatos -rodocrosita - cuarzo - galena - pirita asociadas a rocas volcánicas de tipo Dacita-Andesita.

2.- Mantos y Cuerpos Arracimados:

Los mantos y cuerpos arracimados se encuentran localizados al Oeste del anticlinal, en la caliza Pucará. La caliza está generalmente marmolizada con algunos horizontes silicatados.

Los mantos que siguen la estratificación de la caliza, en realidad, son pocos; mayormente se trata de cuerpos irregulares que pueden seguir en parte la estratificación, pero luego la cruzan. Uno de los mantos más

extensos trabajados en el pasado; el Manto Ombla, es un cuerpo en forma de chimenea que mide más o menos 850 metros a lo largo de su eje y tiene una inclinación de 45° en los niveles superiores, 20° en la parte intermedia y 60° en los niveles inferiores. El ancho máximo de este cuerpo, en el nivel 1200, es de 100 x 200 metros. De este cuerpo principal, cuyo núcleo es de pirita, salen otros pequeños cuerpos y vetas. También actualmente se está trabajando el manto Gertrudis cuya longitud es aproximadamente de 200 metros de largo por 10 mts de ancho y se extiende desde el nivel A hasta el nivel 222 con posibilidades de profundizar más, estratigráficamente se encuentra al techo del manto Ombla; otro manto importante es el manto Victoria, emplazado en un sinclinal apretado en la zona de San Antonio, tiene una longitud de 200 mts. x 25 mts. de ancho.

Los cuerpos arracimados son pequeños, muy irregulares y en forma de racimos, que se encuentran principalmente tanto en la caja techo como en la caja piso de la veta Argentina 503, estos cuerpos son en sí extensiones de la veta debido a un reemplazamiento muy irregular y local de las cajas.

3.- Cuerpos Mineralizados en Zonas de Contacto:

Los cuerpos mineralizados en zonas de contacto se encuentran localizados en los alrededores de los stocks San Francisco y Gertrudis en contacto con la caliza Pucará, la cual se encuentra fuertemente alterada a

silicatos hidratados. Estos cuerpos son irregulares y han sido formados por reemplazamiento de la caliza hidratada. La mineralización puede ser en parte masiva, pero generalmente está uniformemente diseminada en granos, manchas u ojos. Existen otros cuerpos que han sido pobremente mineralizados, donde la mineralización está finamente diseminada, al igual que en la monzonita.

4.- Diseminaciones:

Este tipo de mineralización ha sido materia de trabajo especial, en el conocido "Proyecto Complejo Cuprífero de Toromocho", al hablar de ocurrencia de la mineralización en Morococha, no puede dejarse de mencionar la diseminación de cobre porfirítico al Suroeste de la parte central del distrito de Morococha, mineralización que parece estar genéticamente relacionada con el Pórfido Cuarzófero descrito anteriormente. La diseminación de cobre está acompañada con mineralización de molibdeno y plata, aunque con leyes bajas. Así mismo, en la zona de diseminación se puede observar un enrejado de vetillas (stockwork) con mineralización de Cu, Ag, y algo de molibdeno. Es posible también determinar en la zona de cobre diseminado de Toromocho un zoneamiento vertical y horizontal de alteración hidrotermal y mineralización, similar al esquema generalizado para los pórfidos de cobre como el de San Manuel - Kalamazoo en Arizona.

**MINERALOGÍA METAMORFISMO Y ALTERACIÓN
HIDROTHERMAL.**

1.- Mineralogía:

La cantidad de minerales que se encuentran en el distrito de Morococha es numerosa. Una relación de ellos se da a continuación.

Hipogénicos.

Abundantes:

Cuarzo	Galena I, II
Pirita	Calcopirita I, II
Esfalerita I, II	Tenantita - Tetraedrita

Comunes:

Hematita	Rodocrosita
Magnetita	Rodonita
Fluorita	Anhidrita
Calcosita	Sheelita
Molibdenita	Yeso
Calcita	Hubnerita
Covelita	

Raros:

Arsénico Nativo	Wolframita
Alabandita	Famatinita
Marcasita	Emplectita
Djurleita	Proustita
Greenockita	Estefanita
Millerita	Matildita
Siderita	Dolomita
Cubanita	Bournonita
Idaita	Aikenita
"Bornita naranja"	Ankerita
Arsenopirita I, II	Alunita
Luzonita	Estromeyerita

Supergénicos.

Calcosita	Yeso
Jarosita	Cobre Nativo
Covelita	Hisingerita

Los minerales comerciales más abundantes son: calcopirita, tetraedrita, enargita, esfalerita y galena. La calcosita y covelita son minerales supergénicos. La molibdenita está ampliamente distribuida en vetillas de cuarzo en los stocks San

Francisco y Gertrudis. Minerales de ganga más abundantes son: Pirita, magnetita y cuarzo.

2.- Metamorfismo y Metasomatismo:

Estudios detallados han sido hechos relacionados con la alteración de la caliza Pucará. La alteración de las calizas es considerada un proceso continuo, que comenzó antes de la intrusión de las rocas ígneas, más tarde, durante la intrusión y finalmente como consecuencia de las soluciones hidrotermales mineralizantes.

3.- Alteración Hidrotermal:

La alteración metamórfica y metasomática causada por los intrusivos ha sido intensa en las calizas Pucará. La alteración hidrotermal producida por las soluciones mineralizantes afectó a los intrusivos, a las calizas Pucará, a los volcánicos Catalina y a las filitas Excélsior.

En general, en la zona central, la monzonita cuarcífera muestra una sericitización y caolinización junto a las vetas y una silicificación general en forma de vetillas y granos; también se puede observar piritización amplia. En la zona intermedia, en los volcánicos Catalina y la diorita Anticoná, la alteración hidrotermal está representada por una caolinización, propilitización y

sílicificación. En la zona externa o periférica, en las mismas rocas, existen silicificación y cloritización.

PARAGENESIS Y ZONEAMIENTO.

Durante el período de mineralización, soluciones residuales mineralizantes, probablemente originadas en los stocks San Francisco y Gertrudis, invadieron el distrito de Morococha formando las vetas, mantos, cuerpos y disseminaciones.

Existen diferentes ensambles mineralógicos para diferentes zonas dentro del distrito. En la zona central, en los stocks San Francisco y Gertrudis y alrededor de ellos en zonas de contacto con la caliza alterada, existe principalmente mineralización de cobre. Dentro de los stocks existen vetas y disseminación y en las zonas de contacto con la caliza existen cuerpos irregulares. Los minerales de cobre que se encuentran en esta zona central son: enargita, calcopirita y tetraedrita, aunque este último mineral se extiende ampliamente fuera de la zona central, hasta los márgenes del distrito. La esfalerita y galena son raros en la zona central. Los minerales de ganga más abundantes son: pirita y magnetita.

La secuencia paragenética generalizada para el distrito de Moro cocha es como sigue:

Hematita, magnetita

Cuarzo, molibdenita

Pirita

Cuarzo

Esfalerita I

Enargita

Bornita, calcopirita, tetraedrita

Galena I, Carbonatos

Barita

Esfalerita II, galena II

La primera generación de esfalerita es de color pardo oscuro a negro (marmatítica), mientras que la segunda generación es de color pardo claro a pardo rojizo. El contenido de fierro en la esfalerita va disminuyendo del centro hacia las márgenes y de allí su cambio de color.

CONTROLES DE LA MINERALIZACIÓN.

La deposición de minerales en el distrito de Morococha, ha estado sujeta principalmente a controles estructurales, litológicos, mineralógicos y fisicoquímicos. Los más conocidos y estudiados son los dos primeros.

1.- Control Estructural:

Estructuralmente, la deposición de minerales ha sido controlada mayormente por fracturas de tensión y en menor cantidad por las fracturas de cizalla, fallas pre-minerales, contactos entre diferentes tipos de rocas y probablemente brechas pre-minerales. Todas estas estructuras guiaron las soluciones mineralizantes. Las fracturas de tensión y algunas de cizalla dieron lugar a la formación de vetas en los diferentes tipos de rocas. Se cree que la falla inversa Gertrudis ha servido de control y guía de las soluciones mineralizantes, para la formación de cuerpos y mantos en la caliza Pucará, en el flanco Oeste del anticlinal. Los contactos entre intrusivo monzonita cuarcífera y la caliza silicatada han servido de conducto a las soluciones y han formado cuerpos irregulares en la zona central de cobre. En los contactos entre los volcánicos Catalina con monzonita o con la caliza Pucará se ha formado cuerpos pero que mayormente son de pirita. Las brechas pre-minerales probablemente sirvieron también de conductos para el emplazamiento de las soluciones mineralizantes, formando brechas mineralizadas.

2.- Control Litológico:

La litología ha jugado también un rol importante en la deposición y distribución de la mineralización dentro del distrito. Los diferentes tipos de rocas han dado lugar a distintos tipos de depósitos.

Así en volcánicos Catalina se han formado vetas bien definidas y persistentes tanto en longitud como en profundidad. En cuanto a los intrusivos, en la Diorita Anticona se han formado vetas menos persistentes que en volcánicos Catalina, mientras que en la monzonita cuarcífera se formaron vetas cortas y poco profundas. Las calizas marmolizadas a algo silicatadas han formado, en general, vetas cortas y poco profundas al Norte del distrito y en el flanco Oeste del anticlinal. Estas vetas son muy irregulares en ancho debido a un reemplazamiento desigual de las cajas y tienen tendencia a formar estructuras en cola de caballo cerca a los contactos con intrusivos. En este tipo de caliza, también se han formado mantos y cuerpos irregulares por reemplazamiento. En las calizas silicatadas hidratadas alrededor de los stocks San Francisco y Gertrudis se han formado cuerpos mineralizados de contacto.

RESUMEN

La estructura geológica principal del distrito minero de Morococha es un anticlinal complejo formado por rocas paleozoicas y mesozoicas y que forma el extremo Noroeste de la estructura regional, el Domo de Yauli

Luego del plegamiento se forman dos tipos de fracturas: 1). Fallas longitudinales a lo largo del eje del anticlinal, que posteriormente fueron rellenadas por monzonita cuarcífera y pórfido cuarcífero, y 2). Fallas longitudinales inversas en los flancos Este y Oeste del anticlinal.

El anticlinal Morococha fue intruido en su zona axial por la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero, dando lugar al combamiento de dicho anticlinal (doble hundida) y a la formación de: fracturas de tensión transversales perpendiculares al eje del anticlinal y fracturas de cizalla oblicuas de rumbo NE-SW y NW-SE.

Existe otro conjunto de estructuras que incluye las fracturas post-minerales y que han desplazado a las vetas mineralizadas.

El intrusivo Morococha y el pórfido cuarcífero han producido una intensa alteración en las calizas Pucará. Alrededor de los stocks San Francisco y Gertrudis, la caliza ha sido alterada a silicatos hidratados; más hacia afuera, hasta 1.5 kilómetros de los intrusivos y siguiendo los horizontes D y E, la caliza ha sido alterada a

silicatos no hidratados y en general, toda la caliza, 150 metros fuera de los intrusivos, ha sido marmolizada y algo dolomitizada.

En el Distrito de Morococha la mineralización ocurre en forma de: vetas en las fracturas de tensión y algunas fracturas de cizalla; cuerpos mineralizados por reemplazamiento metasomático en las zonas de contacto de los stocks San Francisco y Gertrudis con las calizas Pucará; disseminaciones y vetillas en el pórfido cuarífero y volcánicos Catalina y mantos en las calizas Pucará congruentes con su estratificación.

La mineralización epigenética evidencia un zoneamiento horizontal concéntrico formado por una zona central que contiene principalmente minerales de cobre, una zona intermedia con minerales de zinc - plomo y una zona periférica que contiene minerales de plata y plomo.

La secuencia paragenética generalizada de Morococha es:

-Hematita, magnetita	-Esfalerita I	-Barita
-Cuarzo, molibdenita	-Enargita	-Esfalerita
II, galena II		
-Pirita	-Bornita, calcopirita, tetraedrita	
-Cuarzo	-Galena I, Carbonatos	

La alteración hidrotermal producida por las soluciones mineralizantes consiste de sericitización, piritización y silicificación en la zona central en la monzonita cuarcífera; caolinización, propilitización y silicificación en la zona intermedia en los volcánicos Catalina y la Diorita Anticona; y silicificación - cloritización en la zona externa en los volcánicos Catalina y la Diorita Anticona. La alteración hidrotermal en las calizas es difícil diferenciarla de la producida por los intrusivos; sin embargo, se nota un blanqueamiento general en las cajas de las vetas.

1.5 TRATAMIENTO DEL MINERAL

GENERALIDADES:

Las operaciones de la planta concentradora “Amistad”, está dedicada básicamente al beneficio de minerales y se inician con el traslado de mineral proveniente de las diferentes minas (Manuelita, Codiciada, Sierra Nevada, Buenaventura, Sulfurosa, San Antonio y Alapampa), las que se acumulan en las diferentes canchas designadas para este propósito. Estos minerales son tratados en forma conjunta (blending).

1.5.1 SECCION CHANCADO

Esta sección se inicia con el abastecimiento de minerales, ya sea de cancha o de mina con camiones (volquetes) a la tolva de gruesos que tiene una capacidad de 600 T.M., de la cual la carga es extraída por medio de dos alimentadores reciprocantes de 24" x 18" hacia una faja transportadora, (1A -1B) las cuales alimentan a una faja transportadora (F-2) y esta al "grizzly" vibratorio 4' x 8' de 3" con parrilla de 3" de luz; las partículas mayores a 3" son alimentadas a una chancadora primaria marca "Fima" de 24" x 36" con un set de 3" las partículas menores de 3" con el producto de la chancadora son recepcionadas en una faja transportadora (F-3) que lo traslada hacia una zaranda vibratoria de marca "Allis Chalmers" de 5' x 16' con mallas de 1" de cocada, el "over" es transportado por una faja (F-4) hacia la chancadora Symons de 5.5', el producto Chancado de la Symons +/-3/4" es transportado por tres fajas (F-5, F-6 y F-7 en serie) hacia la zaranda 5'x10' el "over" alimenta a la chancadora Symons de 5.5' cerrando de esa forma el circuito de Chancado secundario, el "under" es guiado a la faja transportadora No 8. la misma que descarga en la faja No 9, El under del cedazo 5'x16' descarga directamente al chute de la faja No 9 dándonos un producto chancado de 100% -1" el transporte hacia las tolvas de finos se realizan por las fajas No 9, No 10 No11 y No12 (serie).

1.5.2 SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

Esta sección actualmente consta de dos circuitos tiene la finalidad liberar partículas de mineral valioso y separar la ganga constituida en mayor cantidad por pirita y cuarzo.

1. Circuito N° 1 (Molienda Primaria):

El mineral almacenado en las tolvas de finos Nos. 1 , 2 de 250 TM y No 3 de 500 TM, cada una se extraen por fajas transportadoras, las que alimentan al molino de barras 9' x 12', cuya descarga conjuntamente con la del molino de bolas 8' x 6' N° 2 es recepcionado por un cajón, de donde se alimenta a una bomba "Denver" 10"x 8" a la bomba de "stand by" marca "Denver" de 10" x 8", la pulpa es bombeada a un hidrocilcón D-20, donde se realiza la clasificación; el "over" de $\pm 43\%$ -200 mallas es alimentado por gravedad a las celdas WS-240 y la celda OK-5 (serie) para devastar el plomo, cobre y plata; el "under" retorna al molino de bolas 8' x 6' N° 2.

2. Circuito N° 3 (Molienda Secundaria):

El relave de la celda OK- 5 es la cabeza de alimentación al molino de remolienda N° 5, la carga llega a un cajón con su respectiva bomba y de

allí al ciclón D-20, una vez clasificada la carga el over flow en una malla de 58% -200 es la cabeza de alimentación al circuito bulk Pb- Cu, el under regresa al molino cerrándose de esa forma el circuito

1.5.3 SECCION FLOTACIÓN

Esta sección consta de tres circuitos y tiene por finalidad separar las partículas de mineral valioso de la ganga, adicionándole para este fin reactivos que le dan a las partículas recuperables propiedades hidrofóbicas y haciéndolas flotables lo que constituye el concentrado final, logrando con esto la separación de la ganga que constituye el relave.

1. *Circuito de flotación Bulk:*

Se inicia con la recepción de la pulpa fresca proveniente de los molinos primarios hacia la celdas WS-240 y la unitaria OK-5, con las que se flota un primer concentrado bulk con alto contenido de plomo, la cola de estas celdas se remuele en el molino N° 5 de molienda secundaria, cuyo “over” se alimenta a las celdas OK-10 constituyéndose en rougher, el concentrado se alimenta a un banco de celdas “Agitair” N° 48 y “Agitair” N° 120, siendo el scavenger 2 y 3 respectivamente.

El concentrado de la celda unitaria OK-5 y de las dos primeras celdas OK-10, se conduce por gravedad a las cinco limpiadoras en un banco de celdas “Agitair” N° 48, donde se obtiene un concentrado bulk limpio que es llevado al circuito de separación; la cola de las celdas “Agitair N° 120 son conducidas al circuito de zinc. El concentrado que se produjo en las celdas WS-240 es distribuido indistintamente en el circuito bulk dependiendo de la calidad que se obtenga para poder darle una o dos limpiezas o enviarlo directo a separación

2. Circuito de flotación Zinc

La pulpa ó relave proveniente del circuito bulk se alimenta mediante una bomba 8”x6”a dos acondicionadores instalados en serie, la pulpa con el pH cambiado y el zinc activado es flotado en dos celdas WS-240 las espumas de estas celdas constituyen un primer concentrado de zinc que es enviado directamente al espesador, el relave a la celda OK-20, RCS-30 y OK-10 estas tres celdas vienen a ser el rougher , las espumas de estas celdas van al circuito de cinco limpiezas; tres limpiezas que consta de 12 celdas denver Sub-A 100 y dos limpiezas por 2 celdas WS-240 enseriadas. El producto de la última limpiadora es transportado por gravedad al espesador de zinc, la cola de la etapa de limpieza es bombeada a la OK-20 cerrando el circuito. El relave del rougher es alimentado a una celdas RCS-10 y a otra OK-8 y finalmente a dos bancos de tres celdas OK-8

constituyendo el scavenger, la cola de este banco es el relave final que se conduce por un sistema de bombeo al depósito de relaves Huascacocha contando para este fin con dos bombas “Denver” SRL 10” x 8”.

Las espumas de la RCS-10, OK-8 y el primer banco OK-8 es bombeado a un ciclon D-10 el under es remolido en el molino de bolas 64”x4.5’ No 4, el producto remolido se bombeado a la celda OK-20 del rougher.

Las espumas del último banco OK-8 es bombeado a un ciclon D-10 el under se remuele en el molino de bolas 64”x4.5’ No 3, el producto remolido se envía por gravedad a dos celdas WS-340 enseriadas las colas de estas celdas se bombea al cajón de alimentación del último banco OK-8 a las espumas se le realiza dos limpiezas por dos celdas WS-140 las colas son devueltas a la WS-340 y las espumas bombeadas a la celda OK-10 del rougher.

3. Circuito de flotación separación Cobre-Plomo

Este circuito tiene la finalidad de separar el concentrado bulk en dos productos, Pb- Cu el que se iniciará con dos etapas de acondicionamiento del concentrado, una con carbón activado y la otra con la mezcla de bicromato, tylose y fosfato monosódico, para luego ser derivadas a un banco 6 de celdas Denver Sub A 100 de los cuales 3 son rougher y 3

scavenger , la pulpa de este banco constituye el concentrado de plomo con $\pm 50\%$ Pb, el que es bombeado al espesador de plomo; las espumas son limpiadas en 8 etapas, constituido por 2 celdas Denver Sub A, 4 Denver Sub A 50 y 8 Denver Sub A 24, el concentrado de cobre obtenido es de $\pm 25\%$ Cu, este concentrado es bombeado al espesador.

1.5.4 SECCIÓN ESPESAMIENTO Y FILTRADO

Esta sección tiene por finalidad eliminar el agua contenida en los concentrados hasta obtener una humedad razonable de comercialización y consta de tres espesadores y 3 filtros.

Este circuito se inicia con el espesamiento de la pulpa, en que las partículas finas por la que está compuesta el concentrado, es sedimentado por acción de la gravedad a la parte baja del espesador, para luego alimentar esta pulpa densa periódicamente al tanque del su respectivo filtro de tambor, donde se obtendrá un concentrado con bajo % de humedad (9 % a 11 %).

El agua del rebose de los espesadores conjuntamente con el agua del filtro será conducido a las cochas de decantación, en donde se recuperarán las partículas que posiblemente hayan pasado, para finalmente eliminar el agua por rebose.

1.5.5 SECCION REACTIVOS

Se inicia con la preparación de los reactivos, para luego almacenarlos en los tanques de alimentación, de donde son alimentados gradualmente de acuerdo a la dosificación requerida.

Reactivos utilizados:

ZnSO₄.- El sulfato de zinc deprime los sulfuros de zinc, es adicionado en los molinos y en las limpiezas del concentrado bulk.

NaCN.- El cianuro de sodio deprime el sulfuro de fierro, es adicionado conjuntamente con el sulfato de zinc.

Z-11.- El colector xantato isobutil propílico es usado para darle a los sulfuros cualidades hidrofóbicas, es usado en diferentes puntos.

F-70.- Es adicionado en la cabeza de flotación bulk, con la finalidad de formar espumas y cargar en ellas los sulfuros colectados.

CAL.- Es usado para variar el pH de la pulpa y dar las condiciones necesarias para la flotación, se adiciona a la cabeza zinc y última limpieza de zinc.

Na₂Cr₂O₇.- El bicromato de sodio es un depresor de sulfuro de plomo y es usado en el circuito de separación.

Tylose (CMC).- El carboximetylcelulose es un reactivo orgánico que actúa como depresor de plomo, además de ser aglomerante.

Fosfato Monosódico.- Es un reactivo que se utiliza en el circuito de separación con la finalidad de deprimir los insolubles y parte del zinc presentes en el concentrado bulk.

Carbón activado.- Es utilizado para eliminar los remanentes de los colectores usados en las etapas anteriores.

Dispersogen HOE-500.- Este reactivo es utilizado como dispersante de lamas y es adicionado a la alimentación del molino N° 2.

Sulfuro de Sodio.- Es utilizado para formar una capa de sulfuro de plomo en los minerales oxidados de plomo y así poder recuperarlos, es adicionado en la alimentación del molino N° 2.

Z-6.- El colector xantato amílico de potasio es usado para darles propiedades hidrofóbicas a los sulfuros, es adicionado en el tercer scavenger de bulk.

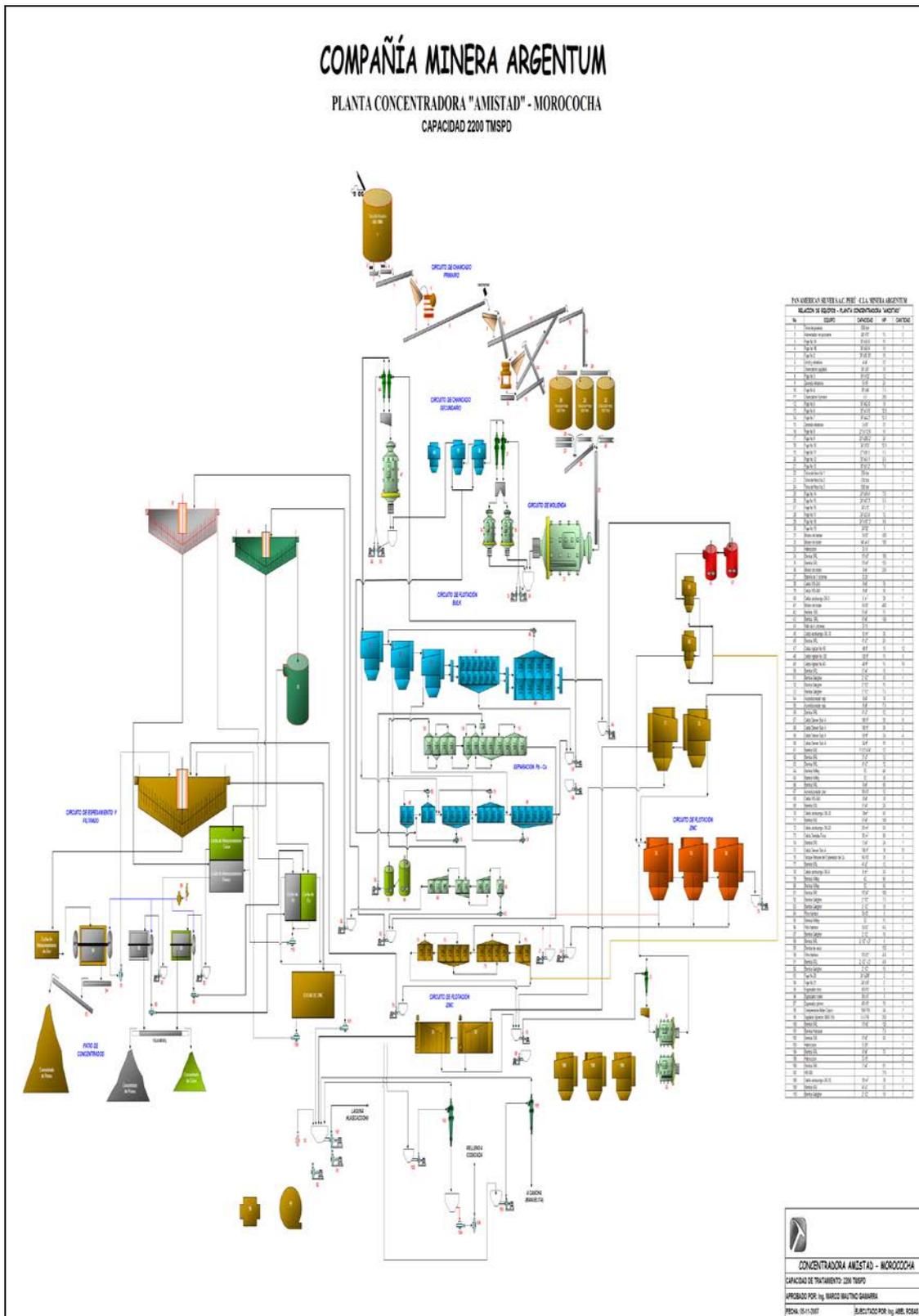


Gráfico N ° 3 Flow Sheet Planta Concentradora Amistad

1.6 ASPECTOS MEDIO AMBIENTALES

1.6.1 EVALUACIÓN Y ANALISIS DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES

ANTECEDENTES

La evaluación de los impactos ambientales con motivo del PAMA, se efectúa en base a documentos como el EVAP efectuado con documentos de monitoreo del año 1994, la declaración de Emisiones y Vertimientos con información del año 1995, caracterizaron de los componentes ambientales y de la actividad minero-metalúrgica descritos en los capítulos II y III y otros documentos afines.

La Unidad de Producción Morococha tiene como efluentes de contaminación más importantes:

- Por relaves provenientes de la Planta Concentradora y las aguas servidas, que los están enviando a la laguna Huascacocha que están registrados en los puntos de Monitoreo N° 406 y 407 respectivamente.
- El agua ácida que sale por el túnel Kingsmill, registrado con punto de monitoreo N° 403; los datos se muestran en la tabla 4.1, adjunto.

- El agua que sale de la laguna Huascacocha y que está registrado con el punto de monitoreo N° 402, no se puede tomar como registro de composición en vista que a Huascacocha están enviando relaves y aguas servidas de otros centros mineros del distrito de Moro cocha, así como también las aguas servidas de la población de Moro cocha, por lo tanto el problema de contaminación ambiental ocasionando por los relaves y aguas servidas que están yendo a la laguna de Huascacocha compete a varios infractores y debe ser contemplado en conjunto con participación directa de las autoridades competentes.
- En estas mismas condiciones se encuentran el agua ácida que sale por el túnel Kingsmill, pues como se conoce, por este Túnel Principal, salen todas las aguas de filtración subterránea de todas las minas del distrito minero de Moro cocha, por lo tanto el arreglo de la Contaminación Ambiental de esta aguas compete a todos los dueños de minas de esta zona, no solamente a la UDP de Morococha y para llegar a esta solución tiene que ser la autoridad competente la que tiene que tomar acción.
- De acuerdo a la Tabla 4.1, los efluentes controlados por los puntos 406 y 407, correspondientes a evacuación de relaves y aguas servidas, están arrojando a la laguna Huascacocha 168.13 Kg/día de metales disueltos en esta agua y el agua que sale por Túnel Kinsmill Punto

403 tiene 8 451.20 Kg/día de metales disueltos que van a unirse a las aguas del río Yauli.

- Se ha encontrado diferencias en los datos de puntos de monitoreo, por lo que es conveniente se tenga mucho cuidado en lo futuro, de la toma de muestras de agua, su trato y en el análisis respectivo.

FUENTES GENERADORAS DE IMPACTO AMBIENTAL

A partir del conocimiento detallado de los componentes ambientales y de las operaciones mineras y metalúrgicas, se ha llegado a precisar los diferentes impactos ambientales asociados a las actividades de la UDP Morococha.

Las principales fuentes generadoras de impactos en la UDP son:

- Las Aguas ácidas y metales en dilución.
- Los relaves mineros
- Residuos sólidos domésticos y aguas servidas Polvos

IDENTIFICACION DE LOS IMPACTOS AMBIENTALES

Los impactos de las actividades mineras se manifiestan sobre los diferentes componentes del medio físico, biológico, socio-económico y de interés humano. Para la UDP se han identificado los siguientes:

- ***De las aguas ácidas y metales en dilución***

- ***Origen:*** El drenaje ácido de la mina (ARD), es el contaminante más serio de esta UDP. El agua ácida de la mina se origina por las filtraciones de aguas superficiales al ponerse en contacto con las áreas mineralizadas y rocas encajonantes, desde la superficie hasta el nivel 1700 donde se concentran esta agua, tanto de la UDP Morococha como de minas vecinas, y van a salir por el túnel Kingsmill para ser vertidos al río Yauli, el cual desemboca en el río Mantaro en la ciudad de la Oroya. El río Yauli antes de la salida del túnel Kingsmill ya viene contaminando con las aguas de las minas de San Cristóbal, Volcán y Planta Concentradora de Mar Túnel.

- ***Carga Contaminante:*** PH 4.33, Sulfato 1370.19, Cu 4.74, Fe 6.18, Mn 24.43, Pb 0.19, Zn 23.74.

- ***Impacto Sobre el Medio Físico:*** Esta agua, además de las otras unidades mineras del distrito de Morococha, están contaminando aún

más las aguas del río Yauli con una carga de 8 451 Kg/día de metales. Además contaminan el sistema de aguas subterráneas que existen en la zona.

-Impacto sobre el Medio Biológico: El agua ácida afecta considerablemente a los componentes bióticos, no permitiendo el desarrollo de flora y fauna hidrobiológica. Las aguas contaminadas también tienen un efecto negativo sobre el ganado que pasta y bebe el agua en las márgenes del río Yauli, así mismo los suelos localizados en las orillas de este río se encuentran impactados, considerándose a éste como un río muerto hasta su desembocadura en el río Mantaro; al cual lo contamina.

-Impacto sobre el Medio Socio-Económico: Este impacto no afecta directamente a la UDP de Morococha, ya que su salida está en Mahr Túnel afectando a la zona de la cuenca del río Yauli.

CANCHA DE RELAVES

-Origen: Actualmente los relaves del proceso de concentración se envían al depósito (laguna) de Huascacocha; a donde también ingresan los relaves de las minas Santa Rita, Austria – Duvaz, Centromin y Compañía Minera Yauli. Las aguas de la laguna de

Huascacocha desembocan en la represa de Forera, que alimenta la Central Hidroeléctrica Pachachaca, cuyas aguas turbinadas van al río Yauli.

- Carga contaminante: 643, 5, Nitrato 3, 63.

- Impacto sobre el Medio Físico: Altera la geomorfología de la laguna y la contaminación con los iones sulfato y nitratos que están por encima de los LMP. Es un potencial grande de ARD por el alto contenido de piritas y su grande de ARD por el alto contenido de piritas y su gran volumen.

- Impacto sobre el Medio Biológico: Los relaves disminuyen la superficie de los ecosistemas acuáticos, afectando significativamente a los habitantes naturales de la flora y fauna silvestre. También son afectados las características fisicoquímicas del agua impidiendo al desarrollo de organismos acuáticos. En época de estiaje, la acción del viento arrastra partículas en suspensión, que afecta la calidad del aire y al depositarse en otras áreas afectan el suelo y la vegetación existente.

- Impacto sobre el Medio Socio-Económico: Antiguamente los relaves se depositaban en la ex laguna de Moro cocha, vertiéndose a lo largo de más de 40 años, aproximadamente 12 millones de TM, de relave y otros sulfuros que están generando aguas ácidas. Toda esta zona está densamente poblada, habiendo incluso colegios muy próximos a la laguna.

RESIDUOS SÓLIDOS DOMESTICOS Y AGUAS SERVIDAS

- **Origen:** La falta de tratamiento de los desechos sólidos domésticos y de las aguas servidas (sulfato 231.9), que son depositados en la laguna de Huascacocha, afectan el saneamiento ambiental.
- **Impacto sobre el Medio Físico:** Afecta directamente la naturaleza físico-química del agua.
- **Impacto sobre el Medio Biológico:** La descarga de aguas servidas y residuos sólidos domésticos afecta en los cuerpos de aguas naturales produciendo efectos negativos sobre el habitat acuático por la acumulación de sólidos, disminución de oxígeno disuelto por descomposición de la materia orgánica y la presencia de sustancias tóxicas para los peces. Se ve afectada la flora y la fauna.
- **Impacto sobre el Medio Socio-Económico:** Propician la aparición de enfermedades infecto contagiosas, tíficas y gastrointestinal, esto es agravado por la falta de agua potable para el consumo humano. Los servicios higiénicos públicos en malas condiciones de mantenimiento, originan aniegos constantes constituyendo un problema para los pobladores.

POLVOS

- **Origen:** Se generan en distintos puntos, siendo los más evidentes los provocados por los vehículos que transitan por la carretera y por el viento que los levanta de la cancha de relaves, contaminando las áreas de Tuctu, Pique María hasta el block “D” Cajoncillo Bajo (3 jirones), Cajoncillo Alto (10 Blocks) y la garita de vigilantes.
- **Carga Contaminante:** Las partículas de polvo que se depositan en diferentes sectores.
- **Impacto sobre el Medio Físico:** Cubre los suelos y contamina las viviendas e instalaciones.
- **Impacto sobre el Medio Biológico:** Impide el crecimiento de la flora y Fauna.
- **Impacto sobre el Medio Socio-Económico:** Afecta la salud de las personas, produciendo enfermedades respiratorias.

**1.6.2 PLAN DE MEDIDAS DE MITIGACION, PLAN DE CONTINGENCIAS
Y SU IMPLEMENTACIÓN**

**I. PROYECTO PARA EL MANEJO DE AGUAS ÁCIDAS PROCEDENTE
DE LA MINA MOROCOCHA A TRAVÉS DEL TÚNEL KINGSMILL**

1.- Objetivos

Reducir la contaminación del río Yauli, producida por las aguas ácidas del Túnel Kingsmill.

2.- Justificación

Existencia de contaminantes líquidos y sólidos por encima de los límites permisibles:

Promedios Ponderados

pH	Cu	Zn	Fe	SO4
4.33	4.74	23.74	0.50	1370.19

Q = 109.27 m³/min.

TSS = 244.42

Referencia tabla 4.1

3.- Descripción de las Características Principales

El proyecto Consiste en el tratamiento de las aguas ácidas neutralizándolas con los relaves, reboces y filtraciones de las canchas de relaves de la concentradora Marh túnel y el empleo de cal/calizas, conduciéndolas a través de un canal en una longitud de 10 Km. Para su posterior sedimentación en 4 lagunas de 125 x 125 x 3m. localizadas en el área de Pachachaca. El agua sedimentada se verterá al río Yauli en tanto que los lodos se enterrarán y revegetarán en Pachachaca.

4.- Tiempo necesario para su ejecución

El proyecto se realizará en un período de 5 años.

5.- Monto de Inversión

El costo de la inversión asciende a US\$ 4'333,355

Tabla N ° 1 Proyecto de inversión TUNEL KINGSMILL

DETALLE DE COSTOS

DETALLE DE ACTIVIDADES	ESPECIFICACIONES	COSTO US\$
1.0.- MONITOREO Y PRUEBAS DE LABORATORIO	- Monitoreo, pistaje, diseño. - Excavación de plataforma roca descomp. - Excavación de caja de canal.	224,082 203,199 1,151,074 85,902
2.0.- PILOTAJE	- Refine de caja de canal y talud de corte. - Recubrimiento del lecho con calizas.	406,455 648,771
3.0.- DISEÑO	- Excavación y compactación de superficie de 4 lagunas de sedimentación.	681,097
4.0.- OBRAS CIVILES Y FABRICACIÓN DE EQUIPOS	- Concreto f' c ; 210 Kg/cm ² (4 pozas). - Acero de refuerzo. - Encofrados.	803,388 129,387
5.0.- MONTAJE Y PUESTA EN MARCHA		
	TOTAL	4,333,355

Tabla N ° 2 Detalle de costos - Proyecto de inversión TUNEL KINGSMILL

II. TRATAMIENTO DE DESAGUES DOMÉSTICOS TUCTU

1.- Objetivos

Resolver en forma integral los problemas derivados de la eliminación de desagues domésticos del sector de Tuctu y del Club de Golf.

2.- Justificación

Mitigación de la contaminación de la laguna Huascacocha.

3.- Descripción de las Características Principales

El proyecto Consiste en la construcción de redes de alcantarillado de 360m. de longitud; y 2 tanques sépticos para Tuctu y el Club Golf.

4.- Tiempo necesario para su ejecución

El proyecto se realizará en un período de 1 mes.

5.- Monto de Inversión		
El costo de la inversión asciende a US\$ 23,366		
DETALLE DE ACTIVIDADES	ESPECIFICACIONES	COSTO US\$
1.0.- RED GENERAL DE ALCANTARILLADO	- Trabajos preliminares.	65
	- Movimiento de tierras, buzones, zanjias, relleno.	3,900
	- Instalación de tuberías.	2,428
	- Estructuras de concreto.	4,417
	- Monitoreo, pistaje, diseño.	
2.0.- TANQUE SÉPTICO 1	- Trazo, excavación, compactación.	2,647
	- Concreto y tarrajeos.	2,699
	- Suministro de accesorios.	762
	- Instalación de tuberías.	0
	- Instalación trampa grasa.	

3.0.- TANQUE SÉPTICO 2	- Trazo, excavación, compactación.	2,986
	- Concreto y tarrajeos.	2,699
	- Suministro de accesorios.	762
	- Instalación de tuberías.	
	- Instalación trampa grasa.	
	TOTAL	23,366

Tabla N ° 3 Proyecto de inversión Tratamiento de Desagues Domésticos Tuctu

III. PROYECTO DE TRATAMIENTO DE DESAGUES DOMÉSTICOS Y BASURA MOROCOCHA

<p>1.- Objetivos</p> <p>Evitar la contaminación ambiental por un mal control de los desechos domésticos, preservar el ambiente y la salud de los trabajadores y población en general.</p>
--

2.- Justificación

Mitigación de la contaminación ambiental de Morococha y laguna Huascacocha.

3.- Descripción de las Características Principales

El proyecto abarca la construcción de 4 colectores principales con un longitud total de 2 349.5 m, 5 colectores secundarios con una longitud total de 387.8m, 53 buzones y 7 unidades de caja de registro e instalación de tuberías de concreto de 8” de diámetro para un caudal de recolección de 12 lps. Asimismo se continuará una planta ecológica consistente en la construcción de 5 celdas o lagunas totalmente impermeabilizadas en un área de 20, 000 m² ; también se continuará un relleno sanitario con cerco perimétrico a 2 KM. De morococha a la altura de la laguna Huasca cocha con una capacidad de servicio a 4, 000 Habitantes por un periodo de uso de 35 años

4.- Tiempo necesario para su ejecución

El proyecto se realizará en un período de 1 año.

5.- Monto de Inversión

El costo de la inversión asciende a US\$ 842,263

DETALLE DE ACTIVIDADES	ESPECIFICACIONES	COSTO US\$
1.0.- ALCANTARILLADO MOROCOCHA	<ul style="list-style-type: none"> - Trabajos preliminares. - Movimiento Tierras. - Instalación de tuberías. - Estructuras de concreto - Obras Provisionales. - Línea de descarga. - Caseta de Guardianía. - Cerco perimétrico. - Caseta de Bombeo. - Galpones 	<ul style="list-style-type: none"> 641 34,410 22,544 49,043 2,972 7,406 16,200 106,640 34,754 248,232
2.0.- LAGUNA ECOLOGICA	<ul style="list-style-type: none"> - Laguna -Zona de Psicultura - Monitoreo - Obras Provisionales. 	<ul style="list-style-type: none"> 165,071 39,109 4,161 2,960

3.0.- RELLENO SANITARIO	- Caseta de Guardianía	16,455
	- Cerco Perimétrico	91,665
	TOTAL	842,263

Tabla N ° 4 Proyecto de inversión Tratamiento de Desagues Domésticos y Basura de Morococha

IV. MITIGACION DE TUBURIZACIÓN

Por efecto de privatización de C.M.P.S.A. se está realizando obras de demolición y refacción de viviendas en el campamento en forma racionalizada por reducción de personal creando ambientes más adecuados. Se está erradicando la crianza indiscriminada de cerdos y otros.

V. MITIGACIÓN DE POLVOS

Existe actualmente en proceso de instalación un extractor de polvos de la concentradora como parte de las inversiones del presente año por un monto de US\$ 50,000. Así como un canal de encauzamiento de las aguas de desagüe y escorrentías provenientes de la concentradora CMP: y de los relaves provenientes de la concentradora de la CIA AUSTRIA DUVAZ cuyo costo asciende a US\$16,000. Para el próximo año 1997 se protegerá con bloquetas de concreto el canal en la zona cercana a la población para brindar seguridad a los transeúntes; se ejecutara con costos de operación.

VI. CUMPLIMIENTO DEL REGALMENTO DE SEGURIDAD E HIGIENE MINERA

La UP Morococha a través de su departamento de seguridad viene cumpliendo con el programa anual de seguridad e Higiene Minera aprobado por la dirección General de Minería en concordancia con el D.S. 055-EM - 2010. En su desarrollo está programado actividades para cada mes con la participación de los ingenieros de seguridad, supervisión en general tanto de la empresa como de las empresas de contratistas y trabajadores en general

quienes son periódicamente capacitados y entrenados aplicando los nuevos” conceptos” y “FILOSOFIAS” de prevención de accidentes y control de perdidas refrendados por las visitas inspectivas de las empresas de auditoría e inspectora quienes en los encisos c y b (Seguridad e Higiene Minera y Control ambiental). Ya ejecutaron su inspección es del primer semestre informando a la dirección general de minería - MEM.

El departamento de seguridad cuenta con más de 10 equipos de auto salvamento para las 2 cuadrillas de rescate minero constituido por personal profesional y trabajadores altamente entrenados y calificados; además cuenta con los siguientes aparatos de medición para los controles de medio ambiente y monitoreo de efluentes líquidos:

- Medidor de ruidos.
- Medidor electrónico de PH, conductividad eléctrica
- Anemómetro (medición de flujo de aire)
- Medidor electrónico de CO
- Medidor calorimétrico de gases CO, CO₂, NO₃ y gases sulfurosos
- Medidor electrónico de Oxígeno
- Phsyncrónometro (termómetro de bulbo seco y húmedo)
- Otros.

RESUMEN

CIA MINERA ARGENTUM viene cumpliendo con el programa de Adecuación y Manejo Ambiental y la inversión a diciembre del 2004 asciende a US\$ 765,425.0

El PAMA de la Unidad Manuelita fue conformado por 7 proyectos para su ejecución en un periodo de 5 años

Mediante R.D. N° 019-2003-EM/ DGM DE FECHA 23 de Enero del 2003, la Dirección General de Minería da por aprobada la ejecución del PAMA en 6 proyectos, a excepción del Proyecto Integral N° 3 referido al “ Estudio de Participación en la contaminación por aguas de mina del Túnel Kingsmill, cuya ejecución está pendiente.

El PAMA de la unidad Moro cocha (Anticona) fue conformado por 09 proyectos para su ejecución en un periodo de 5 años.

Mediante R.D. N° 016-2003-EM/ DGM de fecha 23 de Enero del 2003 recaído en el Informe N° 017-2003-EM-DGM-DFM/MA, la Dirección General de Minería da por aprobada la ejecución del PAMA en 7 de los 9 proyectos establecidos en su PAMA ,a excepción de los proyectos N° 4 “ Estudio para el manejo del depósito de relaves Huascacocha” y del proyecto N° 5 “ Estudio de participación en la contaminación por aguas de mina al Túnel Kingsmill”,

que están considerados como proyectos integrales de responsabilidad compartida de acuerdo al Artículo N° 56 del D.S. 022-2002-EM, cuya ejecución está pendiente

EMP MINERA NATIVIDAD viene cumpliendo con el programa de Adecuación y Manejo Ambiental, quedando pendiente los proyectos que están relacionados con otras empresas ubicadas en el distrito minero de Moro cocha, la inversión a diciembre del 2004 asciende a US\$ 7'393,204.0

En concordancia con la normatividad ambiental para la actividad minero-metalúrgica establecida en el DS N° 016-93-EM y su modificatoria DS N° 059-EM, Empresa Minera del Centro del Perú S.A. - CENTROMIN PERU S.A. presentó la Evaluación Ambiental Preliminar (EVAP) con fecha Marzo de 1995 correspondiente a su Unidad de Producción Moro cocha. Luego de absueltas las observaciones correspondientes, se presentó el Programa de Adecuación y Manejo Ambiental el 30 de Agosto de 1996. El PAMA MOROCOCHA presentado fue modificado en varias oportunidades quedando vigente el aprobado por la RD N° 079-2002-EM-DGAA del 07 de Marzo del 2002, en relación al alcance, período de ejecución y de inversiones que comprende un total de siete Proyectos.

En conclusión PAN AMERICAN SILVER S.A.C. Mina Moro cocha ha invertido en la Ejecución del Programa de adecuación y Manejo Ambiental a diciembre del 2004 la suma de US\$ 8'207,420.0

RELACIÓN DE PROYECTOS

PAMA: ARGENTUM – MANUELITA

1. Tratamiento de Aguas de Mina (100%)
2. Tratamiento de Aguas Servidas (100%)
3. Estudio de participación en la Contaminación por aguas de Mina al Túnel Kingsmill
4. Campaña de Educación Ambiental (100%)
5. Construcción de Zanjias, Enterramiento y Transporte (100%)
6. Renivelación y Revegetación de Áreas Disturbadas (100%)
7. Infraestructura administrativa para el Control de las Unidades para el Riego de las vías de acceso (100%)

PAMA: ARGENTUM ANTICONA

1. Construcción del canal de conducción de relaves (100%)
2. Nivelación y revegetación del área erosionada por relaves (100%)
3. Tratamiento de aguas de mina (100%)
4. Estudio para el manejo del depósito de relaves (80%)

5. Estudio de participación en la contaminación por aguas del mina del Túnel Kingsmill (0%)
6. Campaña de educación ambiental (100%)
7. Construcción de zanjas, enterramiento y transporte (100%)
8. Revelación – revegetación del área disturbada - mina (100%)
9. Implementación de infraestructura para administración de unidades alquiladas, riego de vías de acceso (100%)

PAMA: NATIVIDAD – MOROCOCHA

1. Tratamiento de aguas ácidas – Túnel Kingsmill (0%)
2. Zanja de contorno alrededor del depósito de desmonte N° 1 (0%)
3. Zanja de contorno alrededor del depósito de desmonte N° 2 (0%)
4. Revegetación de zonas disturbadas (20%)
5. Tratamiento de desagüe y basura Morococha (100%)
6. Abandono de cancha de relaves laguna Morococha (100%)
7. Mitigación del depósito de relaves Huascacocha (30%)

CAPÍTULO II

ACTIVIDADES MINERAS

2.1 DESCRIPCIÓN DE LAS ACTIVIDADES

La actividad minera en la U.E.A. Morococha se realiza en tres zonas: Manuelita, Codiciada y Yacumina. La zona Manuelita consta de dos minas: Manuelita y Sulfurosa, aporta el 41% de la producción total de Morococha y se mantiene por encima de la ley promedio por lo que es una de las zonas más importantes. La zona Codiciada consta de 2 minas: Codiciada y San Antonio, adicionalmente se ha iniciado la explotación de tajos en el proyecto Sierra Nevada pero pertenece a la mina Codiciada, como zona aporta el 49% de la producción total de Morococha y es reguladora de zinc, esta zona es de suma importancia por el volumen que aporta específicamente la mina Codiciada y por las leyes de San Antonio. La zona Yacumina es reguladora de leyes tanto de plata como de zinc, especialmente en plata.

En el cuadro siguiente se muestra el programa de producción para el mes de marzo del presente año, se pueden observar los tonelajes y leyes de cada zona, así como el total de Morococha.

Zona	Mina	Tonelaje	gr- Ag/TM	% Zn
Zona Manuelita	Manuelita	14160	212.8	2.8
	Sulfurosa	6580	186.6	2.9
Zona Codicuada	Codicuada	20050	103.6	4.6
	San Antonio	3650	232.0	4.2
	Sierra Nevada	1170	202.2	1.6
Zona Yacumina	Yacumina	4950	258.9	4.8
U.E.A. Moro cocha		50560	170.4	3.8

Tabla N ° 5 Programa de producción mensual Mina Morococha

El mineral de todas las zonas excepto Yacumina es transportada por volquetes hacia la planta concentradora Amistad, Yacumina, por su cercanía a la planta, transporta su mineral hasta una ranfla en Superficie y es recogido por un cargador frontal

2.2 MÉTODOS DE MINADO

En Morococha actualmente se utilizan 3 métodos de minado: Corte y Relleno Ascendente, Cámaras y Pilares y Shirinkage.

2.2.1. Corte y Relleno Ascendente

Es el método más utilizado en toda la unidad, representa el 69 % de la producción total de Morococha y es aplicado tanto en vetas como en cuerpos y en diversos tipos de terreno, desde intensamente fracturado-pobre hasta moderadamente fracturado-bueno, utilizando distintos tipos de sostenimiento como puntales de seguridad, guardacabezas, jack pot, cuadros, split set y malla electrosoldada. La limpieza se realiza con winches de arrastre y microscoops en tajos donde lo permita la potencia y uniformidad de la veta.

2.2.2. Cámaras y Pilares

Se aplica sólo en la zona Codiciada en la explotación del Manto Italia y representa el 31% de la producción total de Morococha, es la única zona mecanizada, con perforación con Jumbo, limpieza con scoops diesel y sostenimiento con jack leg y jumbo. Los accesos son por medio de rampas como en toda minería trackless.

Shrinkage: Se utiliza puntualmente en tajos donde se tienen cajas buenas, con índice GSI Fracturada/Buena, no es muy utilizado debido al requerimiento de mineral y falta de preparación en la mina ya que es un método de acumulación.

2.3 SERVICIOS AUXILIARES

2.3.1 AIRE COMPRIMIDO

El aire comprimido en Manuelita y Yacumina se abastece por medio de compresoras ubicadas en cada zona, para Codiciada y San Antonio se utiliza la casa compresora Natividad que abastece también a planta concentradora en casos de problemas de aire en planta. El proyecto Sierra Nevada trabaja con una compresora independiente, se planea aumentar compresoras adicionales para cubrir el requerimiento de aire en la zona Codiciada por completo y eliminar la compresora de Sierra Nevada

2.3.2 AGUA INDUSTRIAL

La red de agua se inicia en 4 puntos principales: Laguna Huacracocha, Laguna Venecia, Laguna San Antonio y Filtraciones en Yacumina. La laguna de Huacracocha abastece de agua industrial a planta concentradora, a Codiciada, a casa compresoras Natividad y a Sulfurosa, la laguna Venecia

abastece de agua a planta concentradora y a Codiciada, la laguna San Antonio abastece de agua a San Antonio y las filtraciones en Yacumina abastece de agua a Yacumina y Manuelita.

2.3.3 RELLENO HIDRÁULICO

El relleno hidráulico solamente se aplica en Codicia, Manuelita y Sulfurosa. En Codiciada se aplica relleno por medio de dos líneas, la primera línea abastece directamente de planta Amistad por medio de 2 bombas Denver 8x6 enseriadas y la segunda línea por bombeo de la relavera de Duvaz con una bomba Denver 6x6. Para Manuelita y Sulfurosa se traslada el relleno de planta Amistad y de la relavera de Duvaz, previamente secado por medio de volquetes debido a la diferencia de cotas desde estos puntos hasta la tolva de relleno en Manuelita.

2.3.4 EXTRACCIÓN

La extracción en todas las zonas se realiza a través de locomotoras, utilizándose en los niveles principales de extracción locomotoras a trolley y en los demás niveles locomotoras a batería, se utilizan diferentes tipos de carros mineros desde los tipo U-35 de 1.5 ton. hasta los G-80 de 4.2 ton. A continuación se muestra la distribución de locomotoras y carros mineros en las diferentes zonas.

2.3.5 BOMBEO Y DRENAJE

El drenaje de toda la mina Morococha se realiza encausando el agua de mina hacia el tunel Kingsmill, ubicado en el Nv 450 en Manuelita, ahí se vierten las aguas de todas las zonas. El bombeo solamente en el Nv 7 de la zona Yacumina por no tener drenaje hacia labores inferiores y en los pique Buenaventura e Inclinado de Yacumina y del pique Manuelita, los dos primeros por tener las estaciones por debajo del Nv 7 y el último por estar debajo del Nv 450.

2.3.6 VENTILACIÓN

Se utiliza ventilación forzada a través de mangas y chimeneas de ventilación.

CAPÍTULO III

PRODUCTIVIDAD

3.1. GENERALIDADES

El área de productividad fue creada en noviembre del 2004 con el nombre de Área de Productividad y Servicios Auxiliares con el fin de apoyar en la mejora de la operación e implementar controles, posteriormente se separó el área de Servicios Auxiliares y en la actualidad se está trabajando en la implementación del Sistema de Información Mina en su totalidad.

3.2. OBJETIVOS

Al crearse el área se tuvieron los siguientes objetivos:

- Implementar el Sistema de Información Mina
- Implementar el Planeamiento Operacional
- Generar indicadores, estándares y procedimientos de trabajo
- Mejorar los procesos mina
- Implementar un sistema de control de costos

3.3 SISTEMA DE INFORMACIÓN MINA

Con el fin de implementar el sistema de información mina se identificaron los procesos que se realizan en la operación y se generaron formatos de reportes para las diversas actividades realizadas. Luego de varias pruebas de control de las operaciones y costos en archivos en Excel se decidió crear un sistema de información mina y un sistema de valorizaciones a cargo del área de sistemas y el apoyo de productividad.

El sistema de información mina o PAS_SIM se inició con un control de extracción y leyes controlándose el blending diario mina y el control del ciclo de minado, estos controles se utilizan actualmente en los repartos de guardia y en las reuniones de planeamiento. También ofrece información de las leyes por tajo y sus tramos minables.

El sistema de valorizaciones o PAS_VAL está a prueba y controla las valorizaciones de terceros, es decir, de las empresas especializadas con aprobación de las jefaturas de zona y superintendencia.

3.4 HERRAMIENTAS DE GESTION

Con la finalidad de planificar y llevar un control diario de la operación se implementaron herramientas de control como planes operacionales y cuadros de

control de tonelajes y leyes así como gráficos de sus variaciones con respecto al programa. Estas herramientas se detallan a continuación

3.4.1 PLANES OPERACIONALES

Con la finalidad de estimar los recursos necesarios para el cumplimiento del programa mensual y dotar de los materiales a todas las labores en el momento oportuno evitando tiempos muertos por falta de estos se elaboraron planes operacionales para las diferentes actividades (producción, avances y servicios). Estos planes operacionales inicialmente fueron elaborados por el área de productividad, luego la responsabilidad se le dio a los responsables de cada zona, actualmente lo realiza los responsables de cada nivel ya que ellos son los que conocen a detalle el requerimiento de cada labor. La elaboración de estos planes nos permite generar un programa mensual de consumo de materiales, herramientas y equipos y tener además un estimado del costo de materiales.

3.4.2 CUADROS DE CONTROL DE LA OPERACIÓN

3.4.2.1 Ciclo de Minado

Esta herramienta de gestión nos permite elaborar el ciclo de tajos proceso por proceso (perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y

relleno) con la finalidad de tener un mejor control de producción y leyes, además de conocer la cantidad de tajos por fase de minado. La elaboración de estos cuadros está a cargo de los responsables de zona y jefes de guardia. Inicialmente el cuadro del ciclo de minado se realizaba para todo el mes lo que traía consigo mucho error, actualmente el ciclo de minado se realiza en forma semanal lo que es más fácil de controlar.

3.4.2.2 Control Diario De Producción

Debido a la necesidad de llevar un control diario de las toneladas extraídas, toneladas tratadas y leyes de las diferentes zonas se elaboró un cuadro de control diario de producción el cual nos permite conocer la variación día tras día de la producción y leyes (% de cumplimiento). Además nos permite tener información en el momento de la variación del V.P.T. (valor por tonelada) con la finalidad de hacer un comparativo con nuestros costos y obtener nuestra utilidad diaria (Margen)

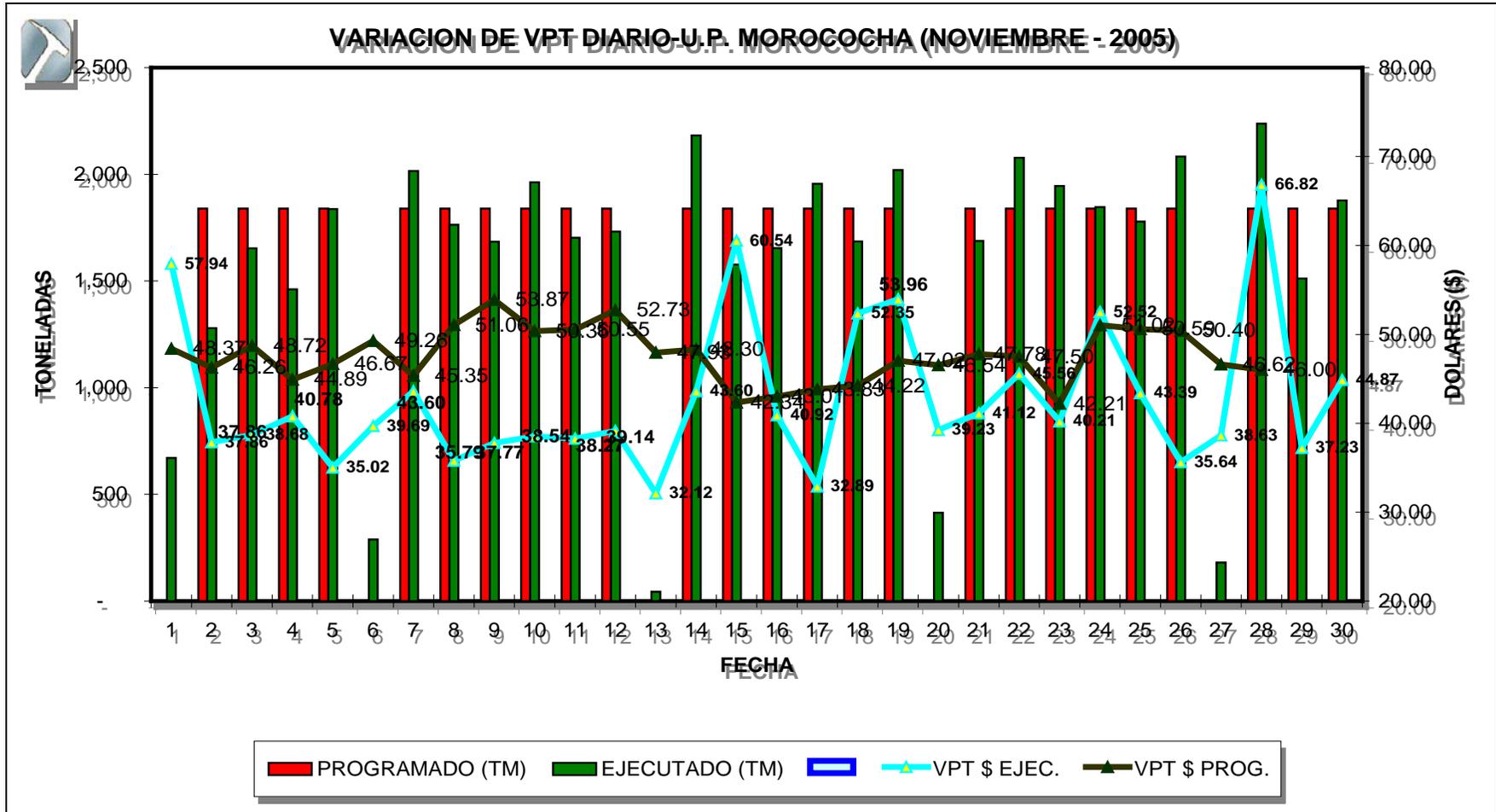

CUADRO DE CONTROL DE PRODUCCION MES : NOVIEMBRE 2005
MINA : U.P. MOROCOCHA.

 Dias Tot Efectivos: 25
 Dias Acumulados: 30

	OBJETIVOS DE MES					
	T.M.S.	Ag	Cu	Pb	Zn	VPT
Programado	46,000	210.28	0.38	1.68	4.32	48.69
Ejecutado	46,814	194.47	0.36	1.52	3.31	43.00

FECHA	PROGRAMADO (TM)		EJECUTADO (TM)		VARIACIÓN			LEYES DIA (VOLQUETES)				
	DIARIO	ACUMULADO	DIARIO (s/P)	ACUMULADO	% CUMP (Acum)	TM. (Acum)	% VPT(Dia) / VPT (Prg)	gr Ag	% Cu	% Pb	% Zn	VPT \$ EJEC.
1	-	-	670.93	670.93	0.0%	670.93	119.0%	287.94	0.18	2.10	4.19	57.94
2	1,840	1,840	1,279.38	1,950.31	106.0%	110.31	77.8%	158.53	0.25	1.20	3.66	37.86
3	1,840	3,680	1,653.35	3,603.66	97.9%	(76.34)	79.4%	128.10	0.21	1.83	4.90	38.68
4	1,840	5,520	1,461.38	5,065.04	91.8%	(454.96)	83.8%	128.70	0.74	2.08	4.12	40.78
5	1,840	7,360	1,837.51	6,902.55	93.8%	(457.45)	71.9%	125.75	0.24	1.81	3.80	35.02
6	-	7,360	289.01	7,191.56	97.7%	(168.44)	81.5%	138.51	0.39	1.95	4.28	39.69
7	1,840	9,200	2,016.01	9,207.57	100.1%	7.57	89.6%	209.35	0.39	0.74	3.28	43.60
8	1,840	11,040	1,763.45	10,971.02	99.4%	(68.98)	73.5%	128.49	0.31	1.69	3.83	35.79
9	1,840	12,880	1,683.91	12,654.93	98.3%	(225.07)	77.6%	183.43	0.45	0.94	2.28	37.77
10	1,840	14,720	1,962.42	14,617.34	99.3%	(102.66)	79.1%	172.43	0.33	1.27	3.05	38.54
11	1,840	16,560	1,702.32	16,319.66	98.5%	(240.34)	78.6%	172.17	0.28	1.90	2.73	38.27
12	1,840	18,400	1,731.39	18,051.05	98.1%	(348.95)	80.4%	149.48	0.48	1.91	3.48	39.14
13	-	18,400	44.11	18,095.16	98.3%	(304.84)	66.0%	99.13	0.16	2.08	4.03	32.12
14	1,840	20,240	2,182.51	20,277.67	100.2%	37.67	89.5%	183.83	0.29	2.05	3.80	43.60
15	1,840	22,080	1,577.22	21,854.89	99.0%	(225.11)	124.3%	328.92	0.43	1.50	3.05	60.54
16	1,840	23,920	1,654.88	23,509.77	98.3%	(410.23)	84.0%	196.41	0.29	1.38	2.83	40.92
17	1,840	25,760	1,956.07	25,465.84	98.9%	(294.16)	67.5%	130.04	0.34	1.03	3.18	32.89
18	1,840	27,600	1,684.97	27,150.81	98.4%	(449.19)	107.5%	254.05	0.37	1.73	3.62	52.35
19	1,840	29,440	2,019.72	29,170.53	99.1%	(269.47)	110.8%	233.45	0.27	1.75	5.22	53.96
20	-	29,440	414.33	29,584.86	100.5%	144.86	80.6%	176.49	0.20	1.39	3.35	39.23
21	1,840	31,280	1,687.24	31,272.10	100.0%	(7.90)	84.5%	185.40	0.33	1.19	3.38	41.12
22	1,840	33,120	2,077.65	33,349.75	100.7%	229.75	93.6%	205.58	0.53	1.46	3.30	45.56
23	1,840	34,960	1,945.58	35,295.33	101.0%	335.33	82.6%	186.00	0.27	1.86	2.81	40.21
24	1,840	36,800	1,846.99	37,142.31	100.9%	342.31	107.9%	255.17	0.49	1.71	3.33	52.52
25	1,840	38,640	1,778.88	38,921.19	100.7%	281.19	89.1%	221.74	0.32	1.35	2.51	43.39
26	1,840	40,480	2,083.81	41,005.00	101.3%	525.00	73.2%	145.74	0.42	1.37	2.98	35.64
27	-	40,480	181.01	41,186.01	101.7%	706.01	79.3%	149.14	0.28	1.99	3.76	38.63
28	1,840	42,320	2,237.61	43,423.62	102.6%	1,103.62	137.2%	350.77	0.41	1.80	3.99	66.82
29	1,840	44,160	1,512.19	44,935.81	101.8%	775.81	76.4%	178.15	0.30	1.23	2.51	37.23
30	1,840	46,000	1,877.90	46,813.71	101.8%	813.71	92.1%	233.69	0.37	1.12	2.48	44.87
TOTAL	46,000		46,814									

Tabla N° 6 Cuadro de control de producción



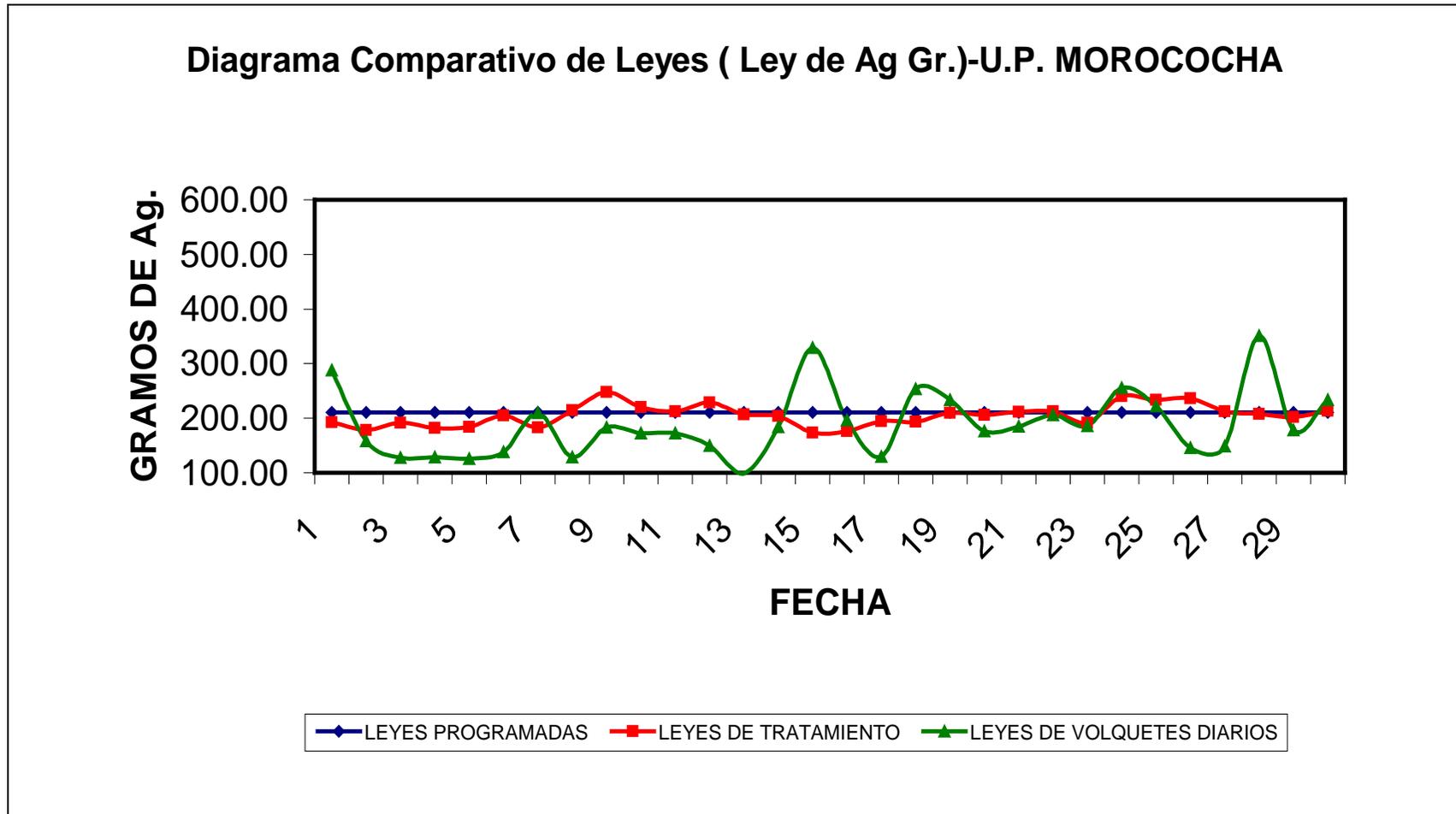


Gráfico N ° 4 Diagrama comparativo de leyes

3.5 ANALISIS Y OPTIMIZACION DE LOS PROCESOS EN LA OPERACION

3.5.1 ANALISIS DE PROCESOS EN MINA MANUELITA

OBJETIVOS

- Determinación de los procesos productivos
- Analizar los procesos productivos con mayores problemas que inciden en la operación.
- Realizar una evaluación y generar alternativas de solución que nos permitan mejorar estos procesos.
- Para efectuar el análisis de procesos se están utilizando herramientas de gestión como los Diagramas de Ishikawa y Pareto

ANALISIS DE PROCESOS - MINA MANUELITA								
Proceso	Descripción	Área	Peso	Puntaje				Acumul.
				A	B	C	D	
PR - 01	Bombeo de Agua	Servicios Auxiliares	1	3	3	3	3	12
PR - 02	Aire Comprimido	Servicios Auxiliares	2	4	4	4	4	32
PR - 03	Relleno Hidráulico	Servicios Auxiliares	3	5	5	5	5	60
PR - 04	Agua de Perforación	Servicios Auxiliares	2	3	3	3	3	24
PR - 05	Mantenimiento de Vías	Servicios Auxiliares	2	3	3	3	3	24
PR - 06	Extracción de Mineral	Servicios Auxiliares	2	3	3	3	3	24

PR - 07	Ventilación	Servicios Auxiliares	1	3	3	3	3	12
PR - 08	Perforación y Voladura	Operación	3	5	5	4	5	57
PR - 09	Limpieza de Mineral	Operación	3	5	5	5	5	60
PR - 10	Sostenimiento	Operación/Geomecánica	3	4	5	4	5	54
PR - 11	Avances Lineales	Operación	2	3	3	3	3	24
PR - 12	Logística	Administración Mina	2	4	3	4	3	28
PR - 13	Horas Efectivas de Trabajo	Administración	2	3	3	3	3	24
PR - 14	Manejo de Información	Administración	2	4	4	3	4	30

Tabla N° 7 Análisis de Procesos – Mina Manuelita

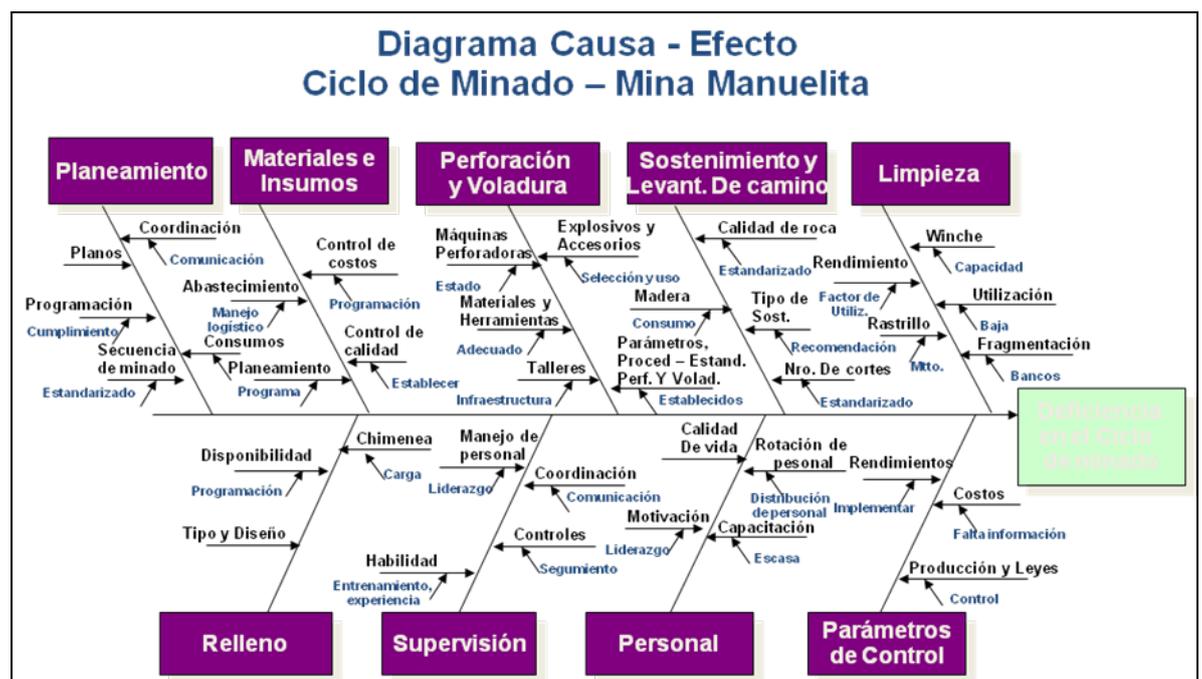


Gráfico N° 5 Diagrama Causa Efecto – Ciclo de Minado – Mina Manuelita

ANALISIS Y MEJORA EN LOS PROCESOS

LIMPIEZA

En el levantamiento del proceso de limpieza se identificaron los siguientes problemas:

- Los rendimientos de los winches de arrastre en los tajos son muy bajos debido a que la fragmentación de la voladura es muy irregular, teniendo bancos que superan la capacidad de la rastra. Se llegaba a un rendimiento de 5.2 TM/h, con las pruebas realizadas en el mejoramiento de la voladura se obtuvo un rendimiento de 6.5 TM/h para una capacidad de rastra de 28”
- Se verificó que algunas labores utilizaban rastras de capacidades mínimas que no iban de acuerdo a la capacidad requerida por el ancho de minado (rastras de 18” a 22” para labores con un A.M. = 1.1 m).
- Los winches de arrastre tenían un factor de utilización de 48% debido a paradas por trabajos de sostenimiento y levante de caminos que sumaban hasta diez días, además se tenía un winche para cada ala del tajo.
- No se contaba con un estándar ni procedimiento escrito de trabajo seguro definidos para esta actividad.

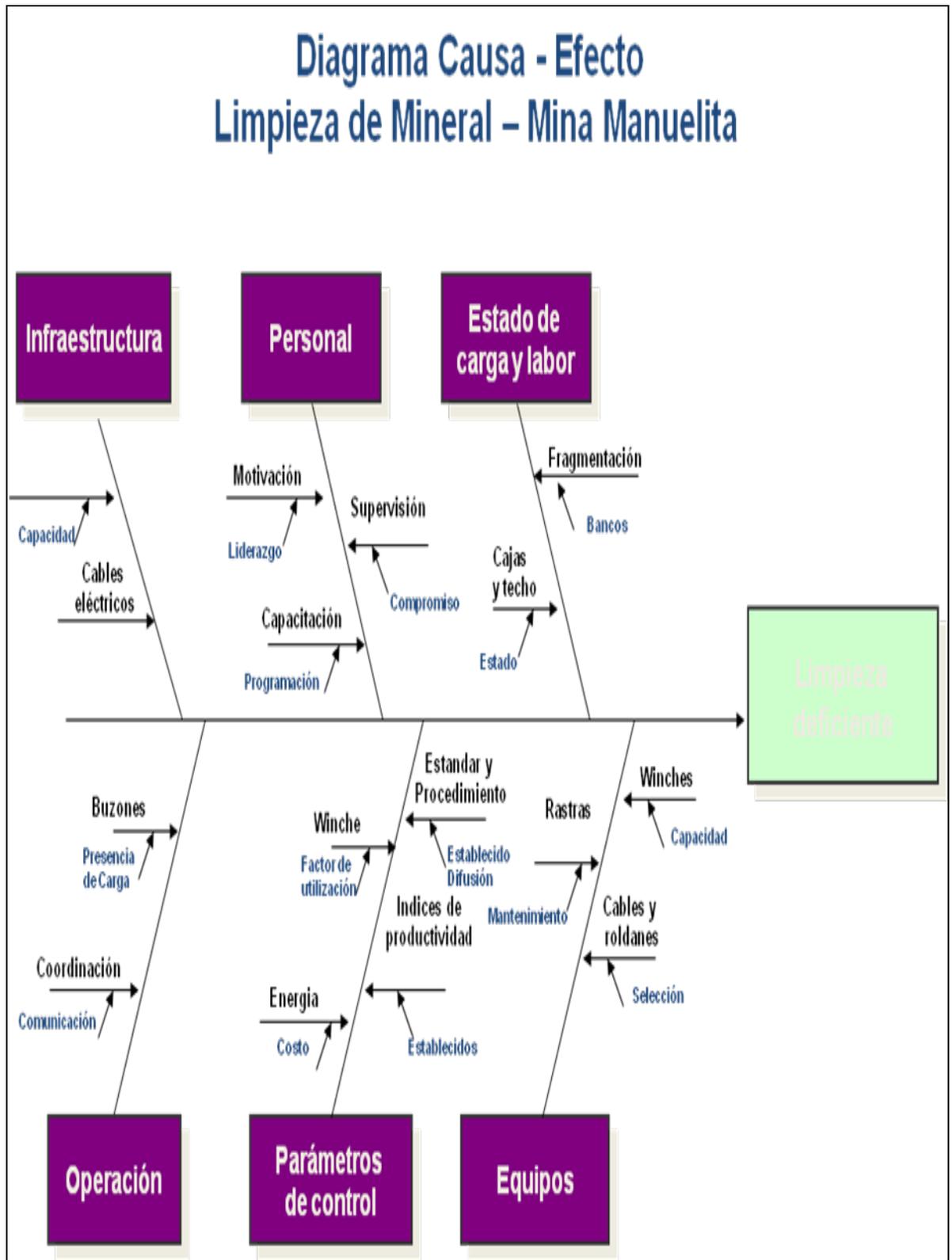


Gráfico N ° 6 Diagrama de Causa Efecto – Limpieza de Mineral – Mina Manuelita

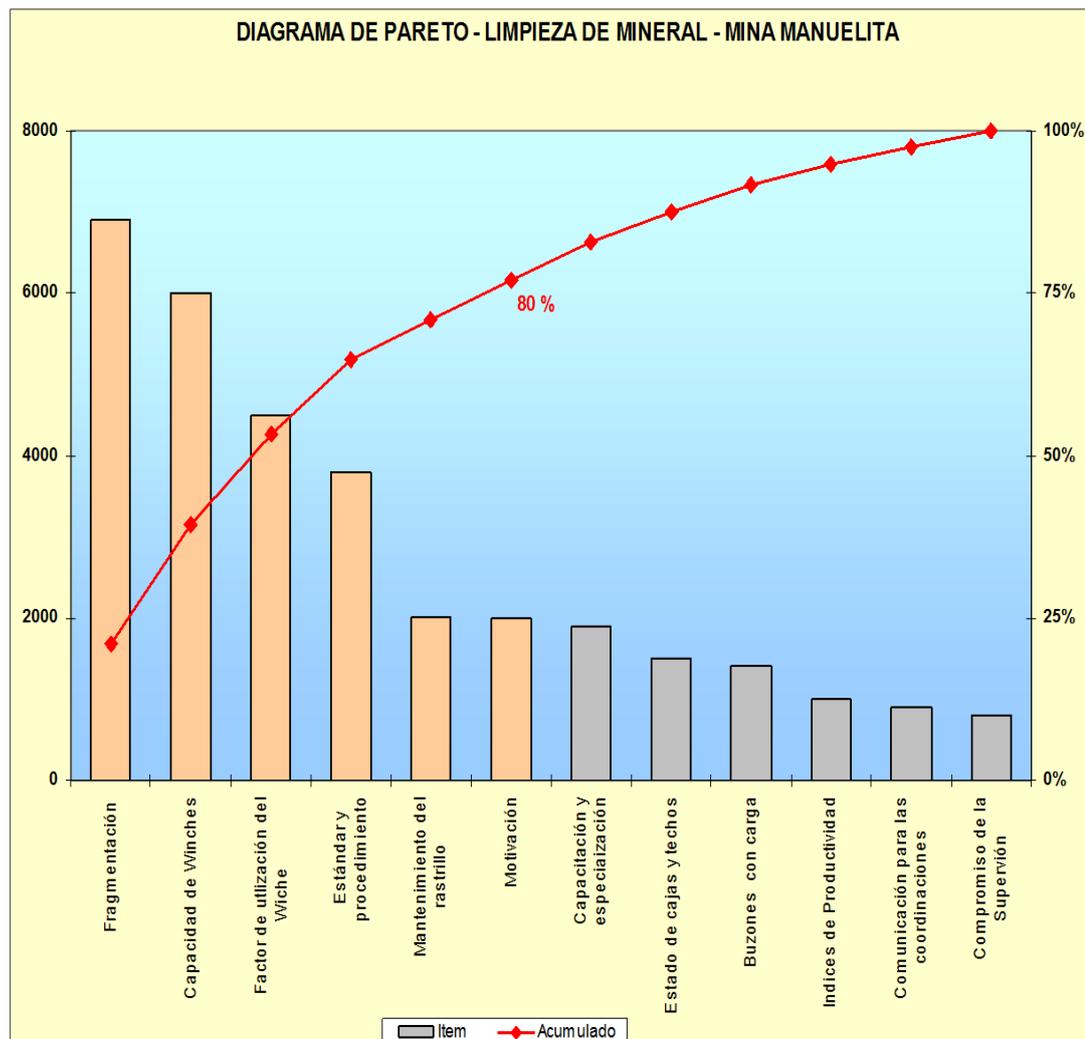


Gráfico N° 7 Diagrama de Pareto – Limpieza de Mineral – Mina Manuelita

ACTIVIDADES CRITICAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO LIMPIEZA

▪ Fragmentación:

Generación de estándares y procedimientos de perforación – voladura para un mejor control de la fragmentación, evitando la presencia de bancos mayor al estándar.

- Equipos:

Redistribución de acuerdo a las condiciones de la labor. Se recomienda realizar simulaciones con Microscoop.

- Factor de utilización del winche:

Los tajeos deberán seguir el cronograma del ciclo de minado planeado (evitar el deciclado), asimismo se recomienda trabajar con un solo rastrillo para 2 alas de un tajeo (Sur y norte) y lograr utilizaciones altas.

- Estándar y Procedimiento de limpieza:

Generar estándar y procedimiento y ponerlos en práctica.

- Mantenimiento de los rastrillos:

Se debe tener asistencia de operador logístico, asimismo contar con programas de mantenimiento predictivo preventivo y correctivo (rastras, cables y poleas).

- Motivación:

Capacitación y entrenamiento al personal. Calidad de vida

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES - PROCESO DE LIMPIEZA DE MINERAL																																								
Actividad	01-mar	02-mar	03-mar	04-mar	05-mar	06-mar	07-mar	08-mar	09-mar	10-mar	11-mar	12-mar	13-mar	14-mar	15-mar	16-mar	17-mar	18-mar	19-mar	20-mar	21-mar	22-mar	23-mar	24-mar	25-mar	26-mar	27-mar	28-mar	29-mar	30-mar	31-mar	01-abr	02-abr	03-abr	04-abr	05-abr	Recursos	Responsable		
Generación de estándares y Procedimientos de P/V.																																						Recurso Humano / Datos de campo	PRODUCTIVIDAD / MINA	
Redistribución de rastrillos y winches.																																							Rastrillos / Winches	MANTENIMIENTO / MINA
Implementación de Microscopio .																																							Microscopio	PRODUCTIVIDAD / MINA
Controles para un mayor Factor de Utilización del winche (evitar deciclaje).																																							CCCM	PRODUCTIVIDAD / MINA
Establecer Estándar y Procedimiento de limpieza.																																							Recurso Humano / Datos de campo	PRODUCTIVIDAD / MINA
Programas de Mto. preventivo de los rastrillos.																																								MANTENIMIENTO
Capacitación y Motivación del personal.																																							Supervisión	SEGURIDAD / MINA

Tabla N° 8 Cronograma de Actividades – Limpieza de Mineral

RELLENO HIDRAULICO

En el levantamiento del proceso de relleno hidráulico se identificaron los siguientes problemas:

- La red de relleno hidráulico y la capacidad de relleno eran insuficientes para cubrir la necesidad de la mina, la cantidad de relleno colocado en enero fue de 600 m³, actualmente se rellenan 3163 m³ en la zona.
- Los trabajos de relleno hidráulico eran supervisados directamente por compañía y los trabajos se pagaban por tareas, era necesaria la **“tercerización”** para mejorar los rendimientos, reducir los costos y contar con personal especializado en este trabajo.
- Se necesitaba mejorar la infraestructura de la planta de relleno, así como un mayor abastecimiento de relave.
- Se encontró resistencia a la aplicación del relleno hidráulico ya que no se había trabajado antes con esta técnica.

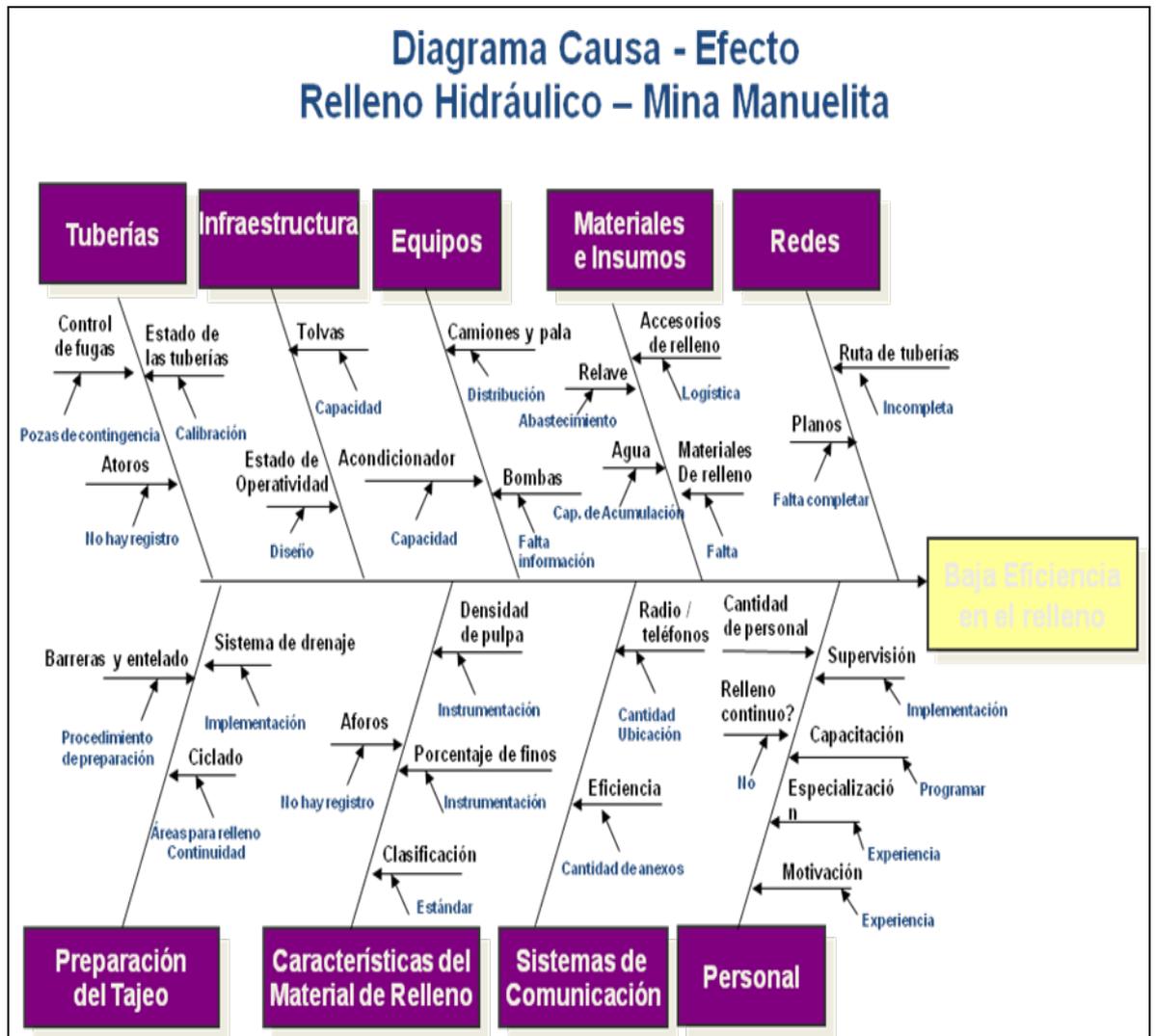


Gráfico N ° 8 Diagrama de Causa Efecto – Relleno Hidráulico – Mina Manuelita

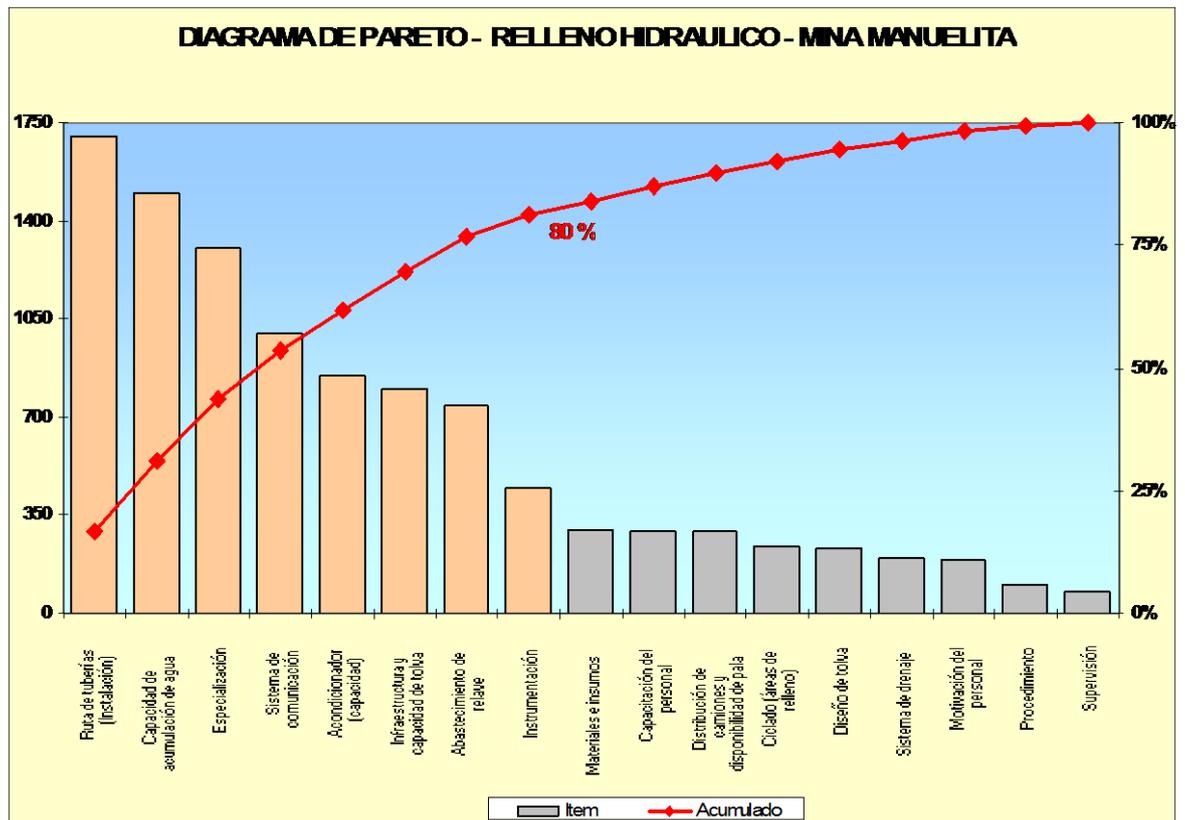


Gráfico N° 9 Diagrama de Pareto – Relleno Hidráulico – Mina Manuelita

ACTIVIDADES CRÍTICAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE RH

- Red de Tuberías:

Concluir proyecto de nueva red (aprox. 2000m).

- Capacidad de acumulación de Agua:

Instalación Cisterna de 100 a 150 m3 de capacidad en la parte superior de la tolva.

- Especialización:

Outsourcing en el Relleno Hidráulico.

Capacitación, técnicas y motivación (mayor eficiencia).

- Sistemas de Comunicación:

Instalación de teléfonos cercanos a zonas de relleno.

Reevaluar el número de anexos requeridos para interior mina e implementar.

- Tamaño de acondicionador:

Reemplazar el acondicionador actual por uno recuperado de mayor tamaño.

- Infraestructura y Capacidad de tolva:

Reparación de cama, alas, compuertas, canal de drenaje y estudio de pre factibilidad del nuevo sistema de RH.

- Abastecimiento de relave de Planta Amistad y Duvaz:

Clasificar de planta Amistad y planta Duvaz.

- Equipo para efectuar aforos:

Compra de 3 densímetros (marca Denver).

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES - PROCESO DE RELLENO																																					
Actividad	21-mar	22-mar	23-mar	24-mar	25-mar	26-mar	27-mar	28-mar	29-mar	30-mar	31-mar	01-abr	02-abr	03-abr	04-abr	05-abr	06-abr	07-abr	08-abr	09-abr	10-abr	11-abr	12-abr	13-abr	14-abr	15-abr	16-abr	17-abr	18-abr	19-abr	20-abr	21-abr	22-abr	23-abr	24-abr	25-abr	Recursos
Conclusión del proyecto y tendido de red de tuberías.																																					Personal, tubería de polietileno (500 m), accesorios y materiales
Capacidad de acumulacion de agua																																					3 Tanques de 3000 gal. De Alpamina a TRH Manuelita
Especialización (outsourcing)																																					Tercerizar
Sistema de comunicación																																					Teléfono
Traslado de Acondicionador (7x7) de Sacracancha a Planta de relleno Manuelita																																					Pala /Volquete
Instalación de Acondicionador 7 x 7																																					Tercerizar
Reparación de la tolva																																					Tercerizar
Infraestructura Estudio de Pre factibilidad para nuevo Sistema de RH																																					Tercerizar
Abastecimiento de relave de Planta Amistad y Duvaz																																					Volquetes y Cargador Frontal
Equipos para aforo																																					3 densímetros

Tabla N ° 9 Cronograma de Actividades – Relleno Hidráulico

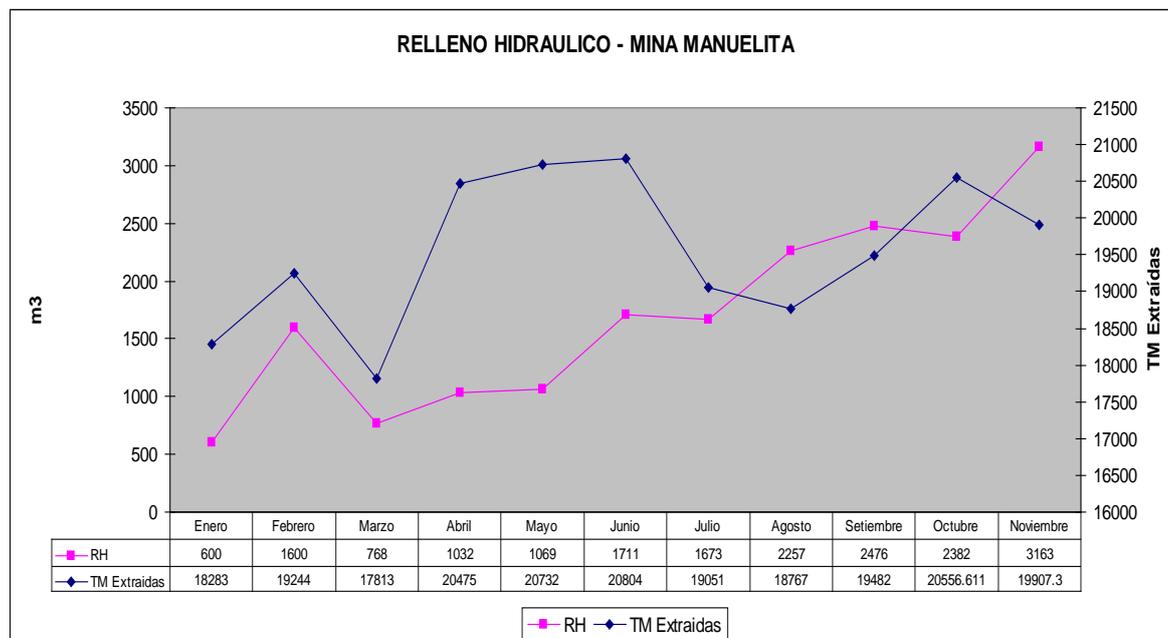


Gráfico N ° 10 Relleno Hidráulico – Mina Manuelita

PERFORACION Y VOLADURA

En el levantamiento de los procesos de perforación y voladura se identificaron los siguientes problemas:

- No se pintaban las mallas de perforación ni se utilizaban guidores produciéndose fragmentación irregular con presencia de bancos al tener taladros desalineados y/o por tener excesivo burden o espaciamiento.
- No se utilizaban tacos para sellar los taladros de producción elevando el factor de carga innecesariamente. Se redujeron factores de potencia utilizando tacos de arcilla de 0.60 a 0.39 Kg/TM
- No se utilizaban mallas de perforación diferentes para cada tipo de terreno. Se estandarizaron mallas de perforación y voladura en tajos y frentes de acuerdo al tipo de terreno.

- No se practicaba voladura controlada produciéndose alta sobredilución. En la pruebas se logró reducir la sobredilución de 14% a 5%
- En tajos de vetas anchas (A.M. > 1.6 m) se utilizaban barrenos de 6' en la perforación reduciendo la capacidad de rotura en los tajos en un 25% que la obtenida al utilizar barrenos de 8", y aumentando la cantidad de cortes requeridos al mes.
- Con las pruebas realizadas se lograron ahorros en perforación y voladura de 0.61 \$/TM

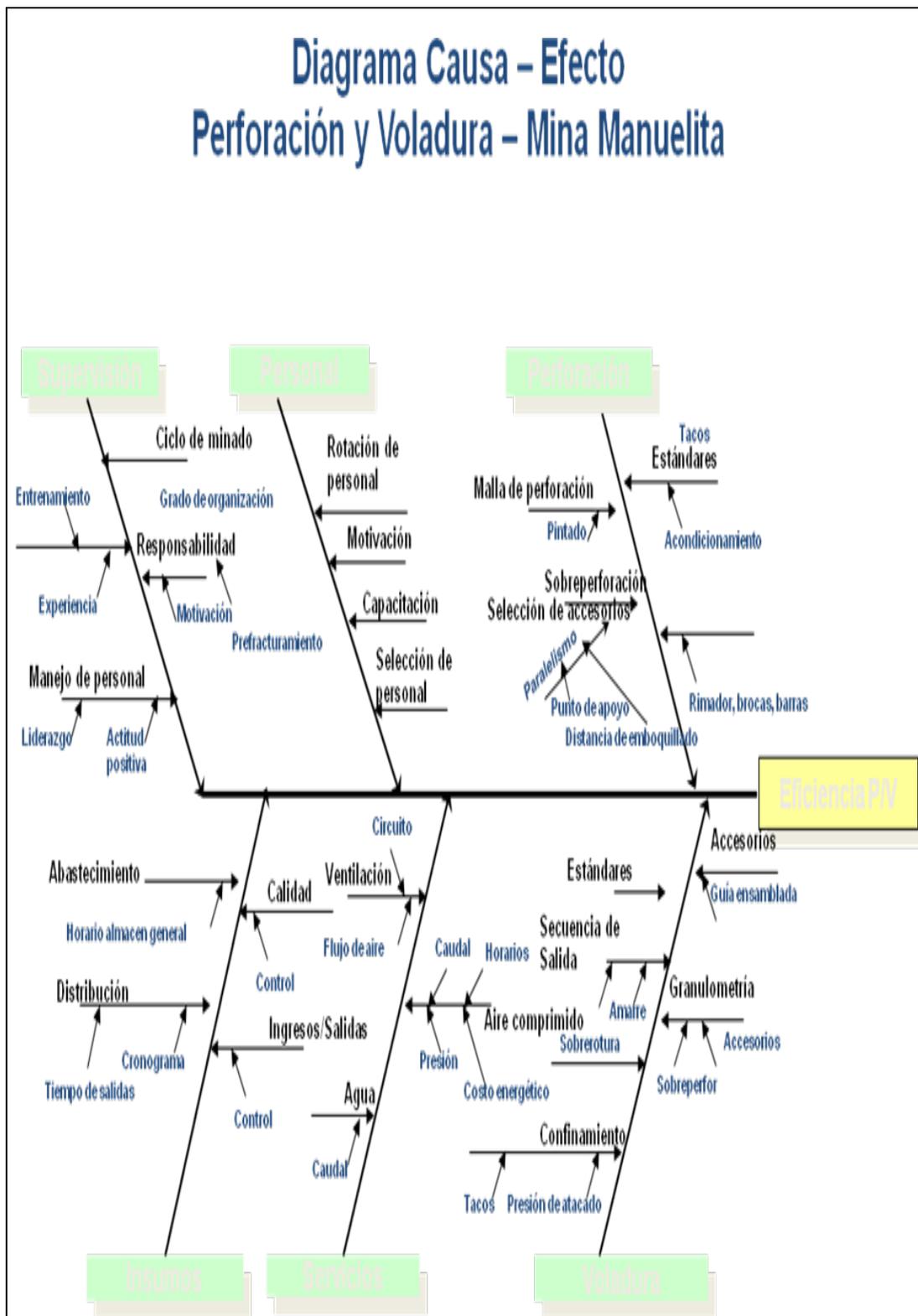


Gráfico N ° 11 Diagrama de Causa Efecto – Perforación y Voladura – Mina Manuelita

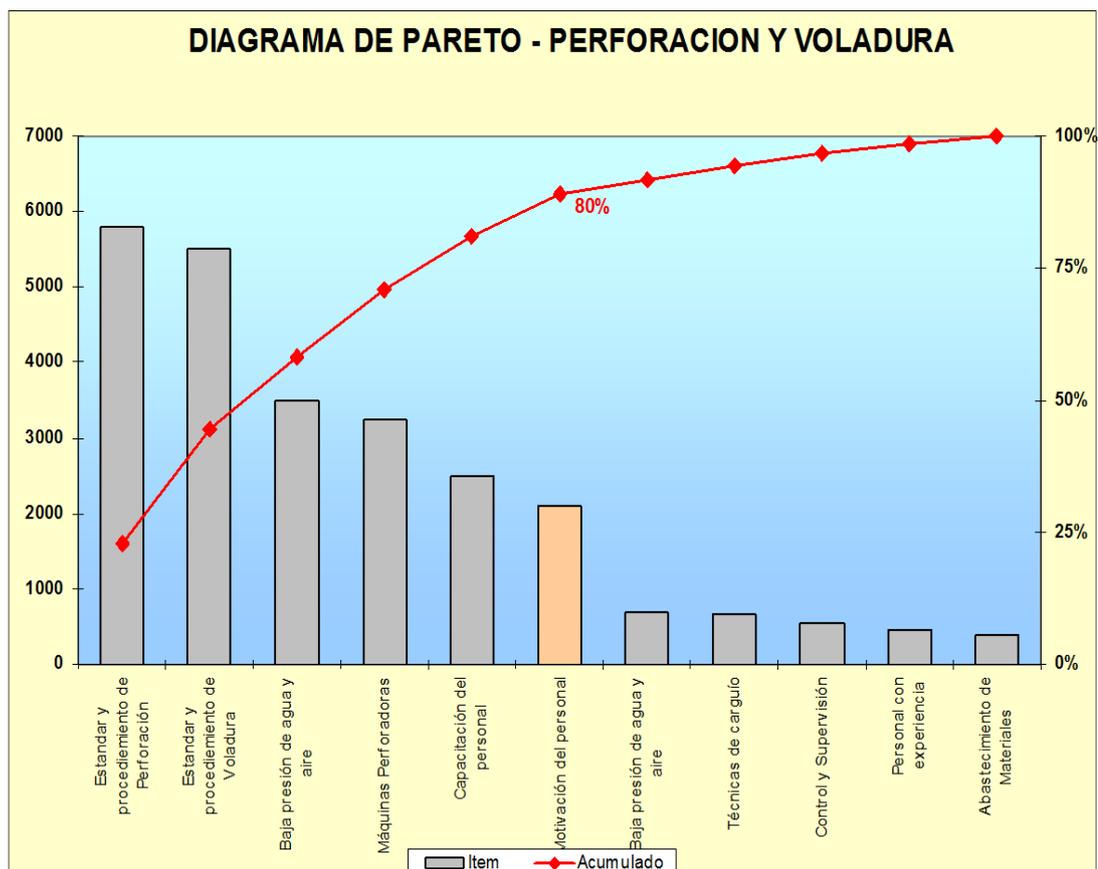


Gráfico N ° 12 Diagrama de Pareto – Perforación y Voladura – Mina Manuelita

ACTIVIDADES CRÍTICAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE PERFORACION - VOLADURA

- Estándares y Procedimientos de Perforación :

Generar y poner en práctica estándares específicos de perforación, asimismo procedimientos escritos de trabajo en tajeos, frentes y chimeneas.

- Estándares y Procedimientos de Voladura :

Generar y poner en práctica estándares de voladura (técnica y materiales utilizando indicadores geomecánicos), poniendo mayor énfasis en el Smooth Blasting en tajeos, frentes y chimeneas.

- Baja Presión de Aire:

Se debe Adquirir manómetros, los cuales nos permitirán conocer las presiones que llegan a las perforadoras y controlarlas.

- Máquinas Perforadoras:

La Adquisición de máquinas perforadoras que aseguren rendimientos óptimos, asimismo la generación de equipos en Stand By por parte de la EE.

- Capacitación :

Se debe realizar capacitaciones a la supervisión, perforistas, ayudantes en forma constante con el apoyo de Proveedores, Capacitación y Productividad.

ESTUDIO DE TIEMPOS DE PERFORACION

Productivo	ACTIVIDAD	TIEMPO (Horas)	Proporción %
	Ventilación	0:00	
	Desatado	0;15	
	Pintado de malla	0:15	
	Perforación	3:50	
	Instalación y desinstalación	0:25	
		4:45	59.4%
Tolerancias			
	Espera en el pique	0:20	

Productivo	ACTIVIDAD	TIEMPO (Horas)	Proporción %
	Prueba de máquina	0:05	
	Traslado al pique	0:30	
	Traslado a bocamina	0:40	
	Reparto de guardia y charla de seguridad	0:15	
		1:50	22.9%
Improductivo			
	Boleo	1:00	
	Otros (espera)	0:25	
		1:25	17.7%
TOTAL		8:00	

Tabla N° 10 Estudio de Tiempos de Perforación

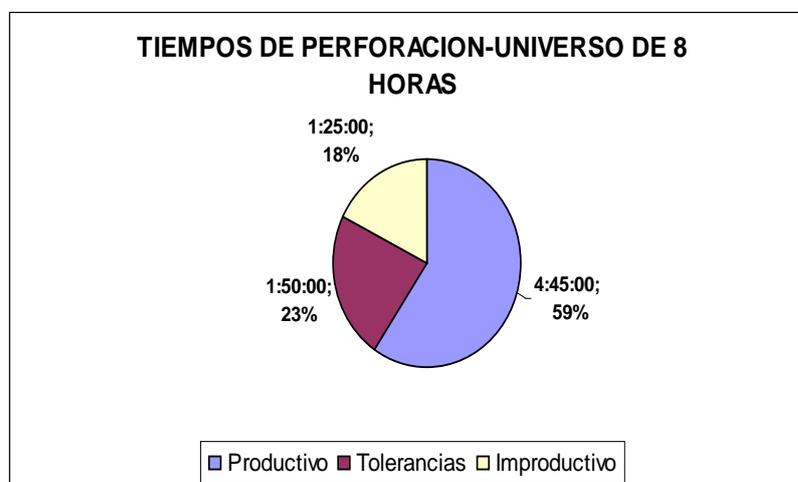


Gráfico N° 13 Tiempos de Perforación

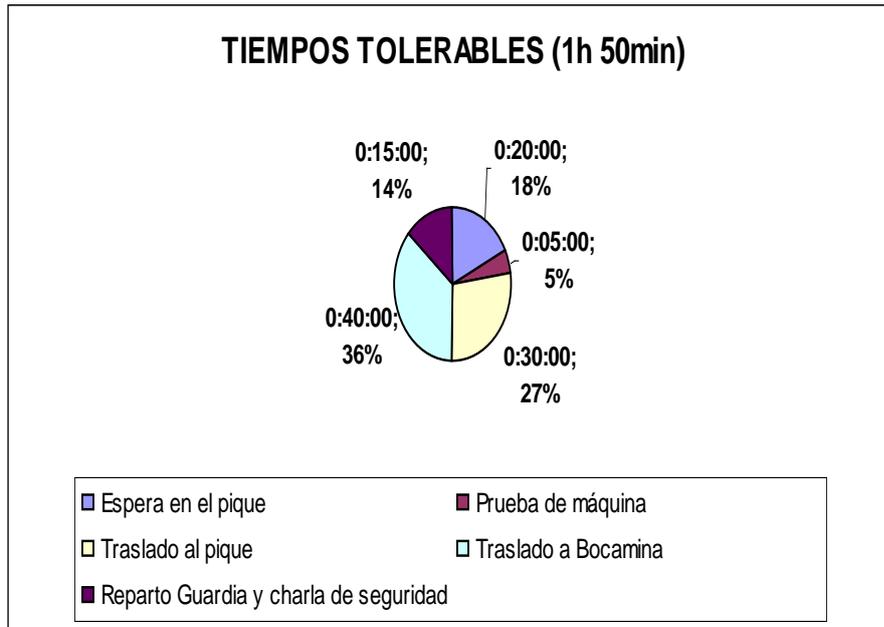


Gráfico N ° 14 Tiempos Tolerables



Gráfico N ° 15 Tiempos Improductivos

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES - PROCESO DE PERFORACION Y VOLADURA																																													
Actividad	01-mar	02-mar	03-mar	04-mar	05-mar	06-mar	07-mar	08-mar	09-mar	10-mar	11-mar	12-mar	13-mar	14-mar	15-mar	16-mar	17-mar	18-mar	19-mar	20-mar	21-mar	22-mar	23-mar	24-mar	25-mar	26-mar	27-mar	28-mar	29-mar	30-mar	31-mar	01-abr	02-abr	03-abr	04-abr	05-abr	Recursos	Responsable							
Generar estándar y Procedimiento de Perforación en frentes y tajeos.																																							Estandar / Procedimeintos	Productividad / Mina					
Generar estándar y Procedimiento de Voladura en frentes, tajeos y Chimeneas																																									Estandar / Procedimeintos	Productividad / Mina			
Adquisición de manómetros																																									2 Manómetros	Logística			
Adquisición de Maquinas Perforadoras por parte de EE.																																										Tercerizado	Mina / EE. Misa		
Construcción de Taller para Maquinas Perforadoras en interior Mina																																										-----	Mina / EE. Misa		
Realizar la Capacitación del Personal en Perforación y Voladura																																											Folletos	Productividad / Mina / Seguridad	
Realizar Charlas de Motivación a Todo Nivel																																												Folletos	Productividad / Mina / Seguridad

Tabla N° 11 Cronograma de Actividades – Perforación y Voladura

SOSTENIMIENTO

En el levantamiento de los procesos de perforación y voladura se identificaron lo siguientes problemas:

- Había una excesiva colocación de elementos de sostenimiento (puntales) en los tajos al hacerse más de un corte antes de rellenar, se estandarizó realizar solamente un corte antes del relleno.
- La colocación del sostenimiento se realizaba a criterio del personal y supervisión de la labor y muchas veces estaba sobredimensionado, actualmente se tienen definido el tipo de sostenimiento por labor, se capacitó al personal en general sobre el uso de la tabla geomecánica y se está trabajando con la supervisión para que ellos mismos definan el tipo de sostenimiento en sus labores.
- Se ha remplazado paulatinamente el uso de madera por el de split set. El costo de sostenimiento ha variado de \$ 123892 en febrero a \$58942 en noviembre, esto representa un 47.6% del costo para una producción de 19907 TM, es decir 1313 TM más que en febrero
- Habían demoras en el abastecimiento de madera ya que su despacho estaba centralizado en la cancha en Central, actualmente se cuentan con canchas en cada mina.

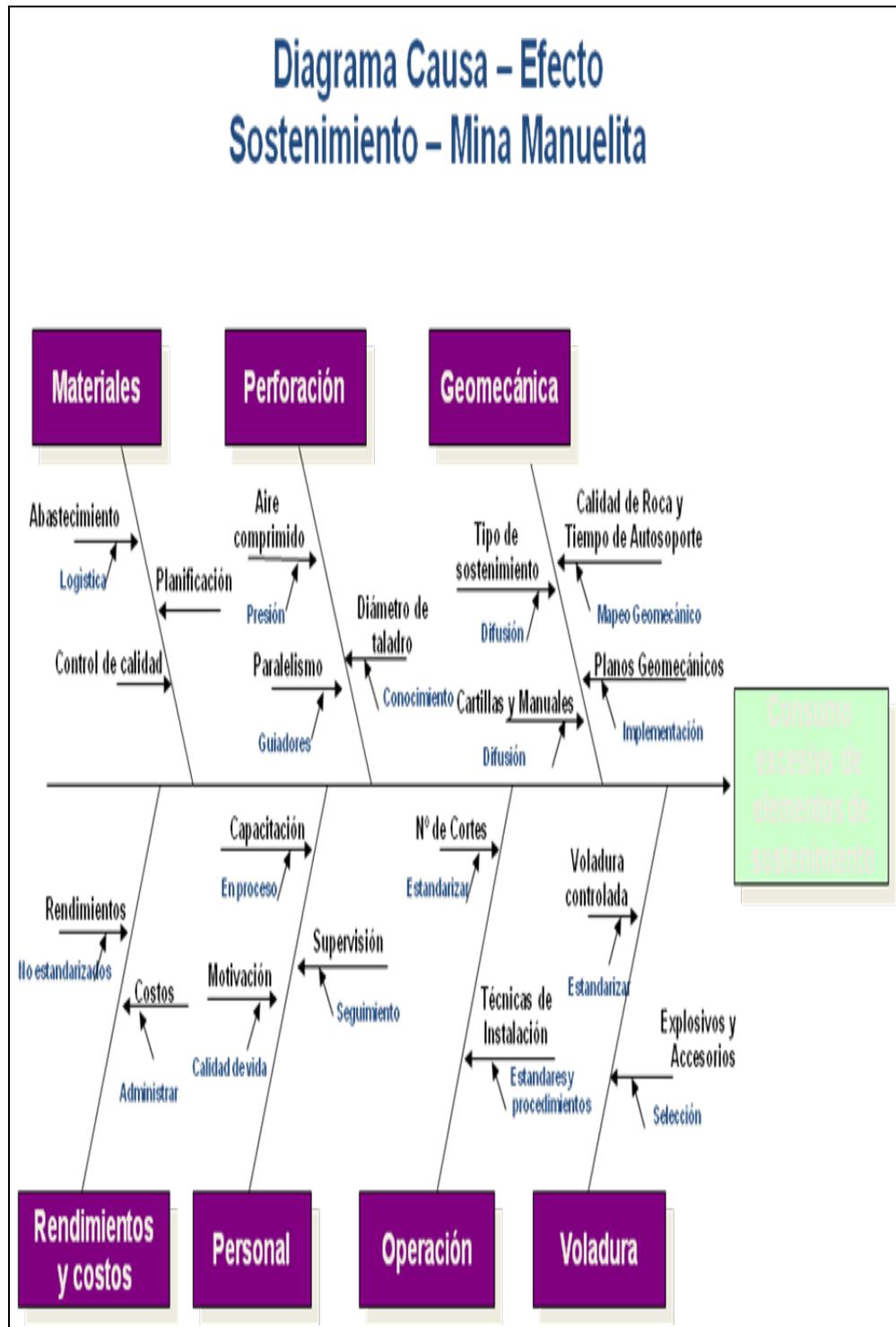


Gráfico N ° 16 Diagrama de Causa Efecto – Sostenimiento – Mina Manuelita

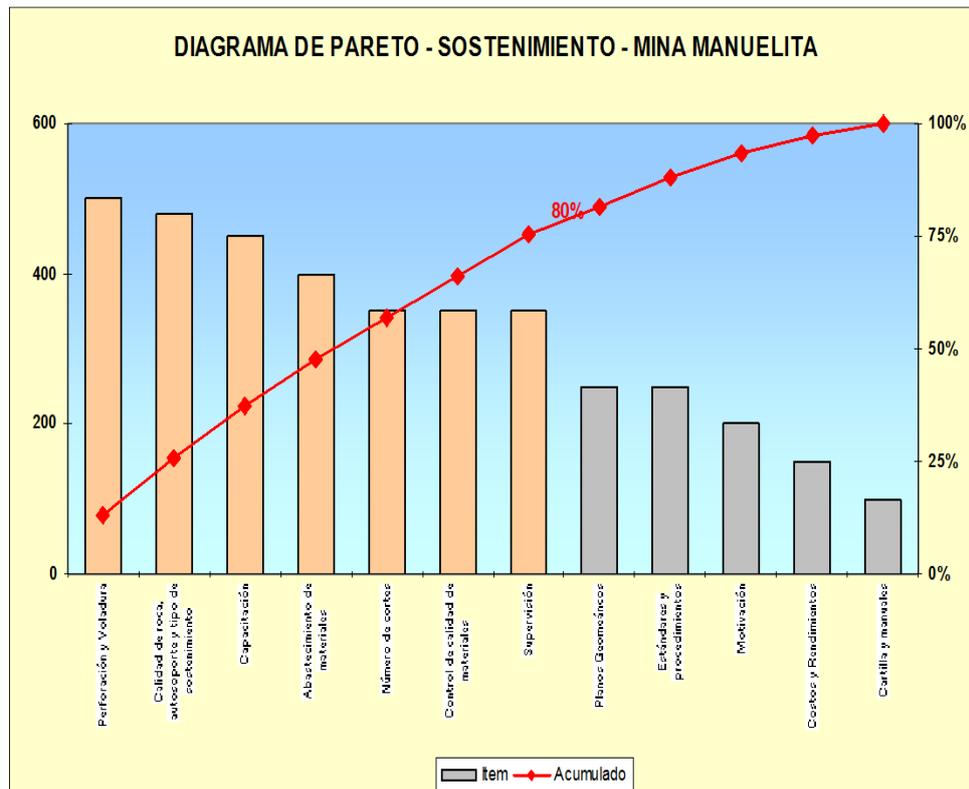


Gráfico N ° 17 Diagrama de Pareto – Sostenimiento – Mina Manuelita

ACTIVIDADES CRÍTICAS PARA EL MEJORAMIENTO EN EL PROCESO DE SOSTENIMIENTO

- Perforación y Voladura:

Trabajar de acuerdo a los estándares y procedimientos establecidos de perforación y voladura.

- Calidad de roca, auto soporte y tipo de sostenimiento

Completar el mapeo geomecánico y recomendar el tipo de sostenimiento a emplear.

- Capacitación

Se deberá realizar capacitaciones constantes a la supervisión y trabajadores con el apoyo de Proveedores, Capacitación, Geomecánica y Productividad.

- Abastecimiento de Materiales

Establecer un programa de abastecimiento general y en interior mina.

- Número de Cortes

Estandarización del número de cortes.

- Control de Calidad de Materiales: Implementación del control de calidad por parte de logística y Geomecánica.

- Supervisión:

Seguimiento y control. Practicar el empowerment.

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES - PROCESO DE SOSTENIMIENTO																																
Actividad	03-Mar	04-Mar	05-Mar	06-Mar	07-Mar	08-Mar	09-Mar	10-Mar	11-Mar	12-Mar	13-Mar	14-Mar	15-Mar	16-Mar	17-Mar	18-Mar	19-Mar	20-Mar	21-Mar	22-Mar	23-Mar	24-Mar	25-Mar	26-Mar	27-Mar	28-Mar	29-Mar	30-Mar	31-Mar	01-Abr	02-Abr	Recursos
Cumplir con los estándares y procedimientos de Perforación y Voladura.																																Estándares y procedimientos
Completar el Mapeo Geomecánico y recomendar el tipo de sostenimiento																																Planos Geomecánicos
Establecer programa de abastecimiento de materiales																																Materiales
Capacitación del Personal.																																Folletos y cartillas.
Implementar un sólo corte en rotura.																																Personal
Implementar un control de calidad de materiales																																Materiales
Empowerment																																Personal

Tabla N° 12 Cronograma de Actividades – Sostenimiento

EXTRACCION

En el levantamiento de los procesos de extracción se identificaron lo siguientes problemas:

- Las vías en general se encontraban en mal estado, no se tenían los carrilanos necesarios para su mantenimiento.
- Habían muchas demoras por mala coordinación de las labores con carga a primera hora, la extracción efectiva empezaba muy tarde teniéndose pocas horas efectivas por guardia.
- No se contaba con parrilleros en todos los niveles ocasionando demoras al tener que pasar la carga los motoristas y disminuyendo el rendimiento de las locomotoras.
- La capacidad de extracción de los niveles no era la requerida para el cumplimiento de los programas de producción y avances, se realizó la redistribución de locomotoras y carros mineros para este fin.

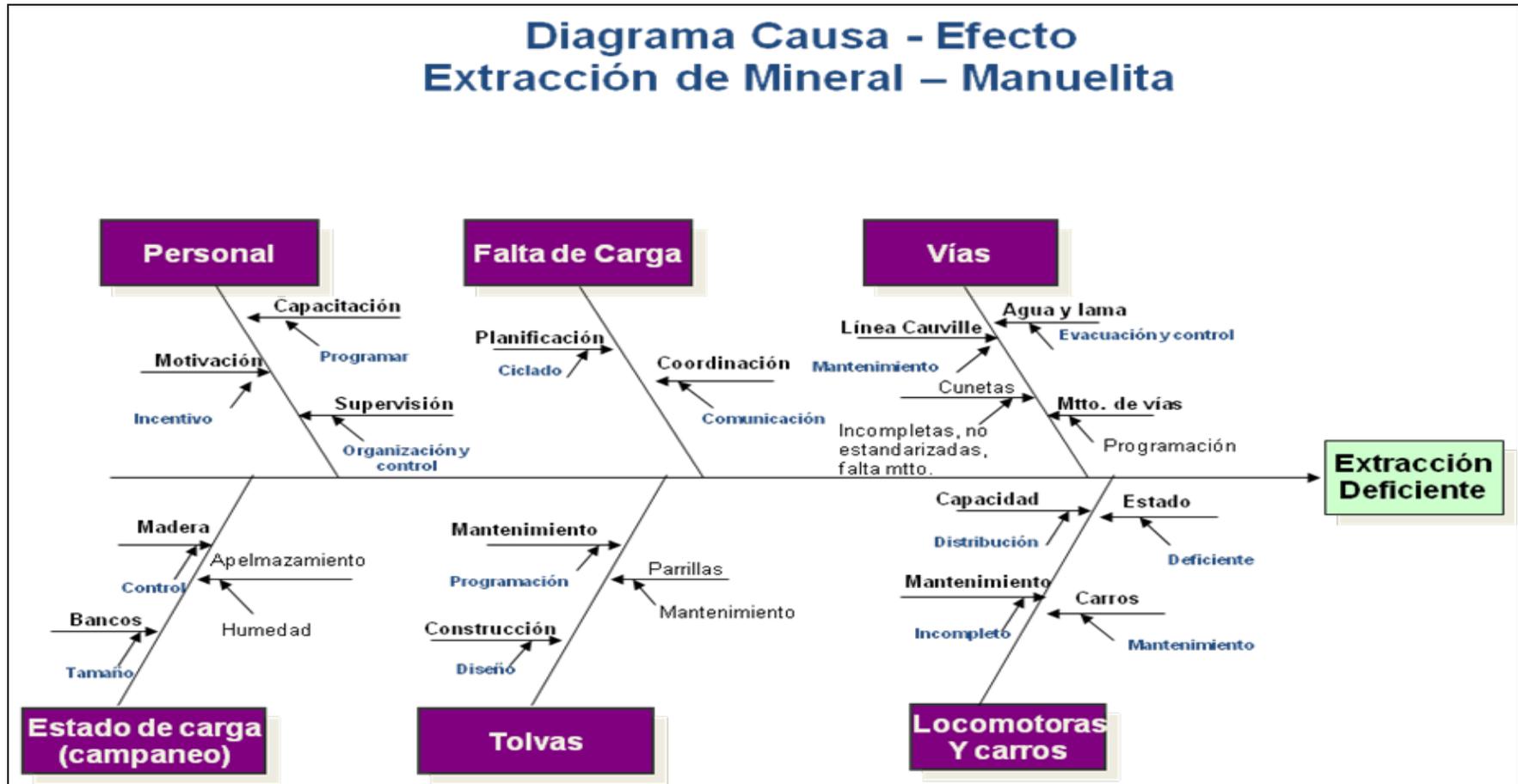


Gráfico N ° 17 Diagrama de Causa Efecto – Extracción - Mina Manuelita

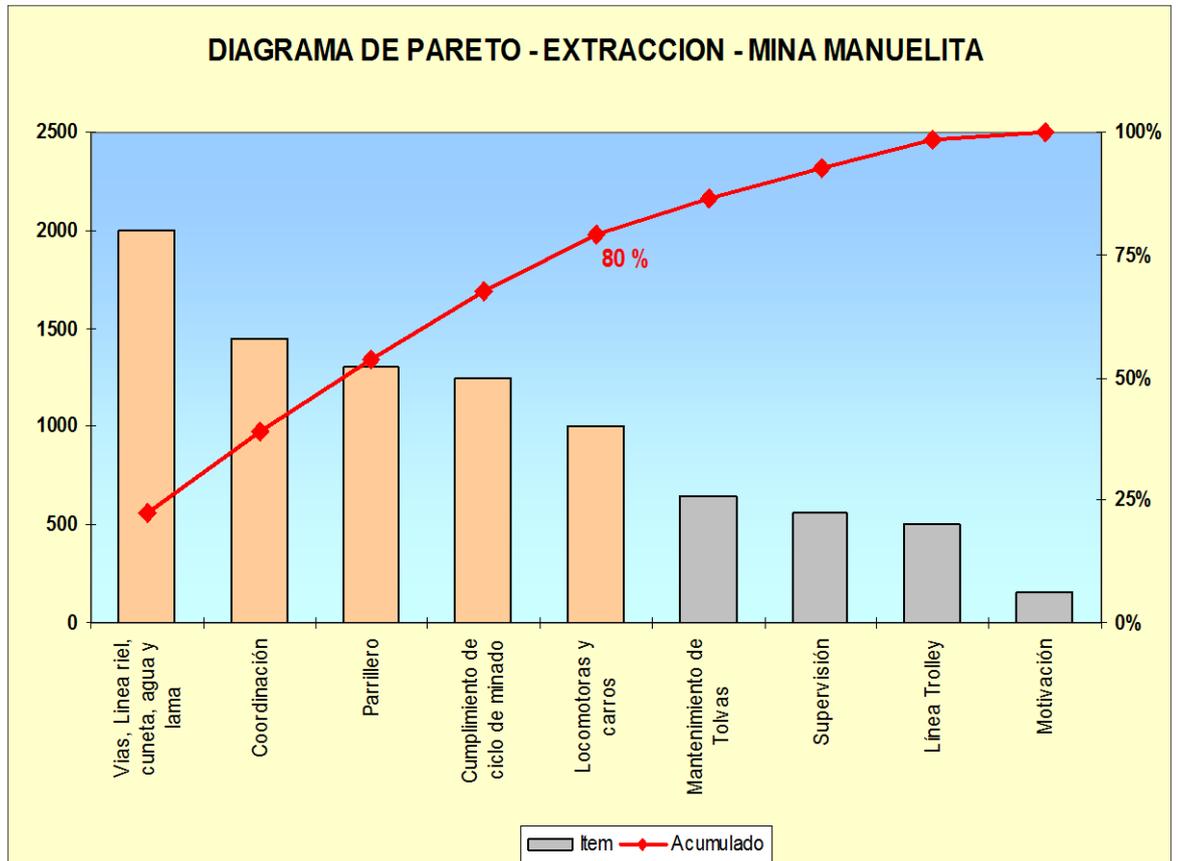


Gráfico N° 18 Diagrama de Pareto – Extracción – Mina Manuelita

ACTIVIDADES CRÍTICAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE EXTRACCION

- Vías, línea riel, cuneta, agua y lama :
EE. Generar programas de Mtto. de vías, priorizando los niveles de mayor tránsito.
- Coordinación en la extracción :
Mejorar e implementar los sistemas de comunicación (cambios de guardia).
- Parrillero:
Incluir en la distribución de personal a los parrilleros necesarios por nivel, asimismo se debe mejorar la fragmentación del mineral.
- Planificación:
Difusión para el cumplimiento del programa de extracción a todo nivel.
- Locomotora y Carros :
Redistribución de locomotoras según el requerimiento de la producción y avances.

Analizar y reevaluar los programas preventivos, predictivos y correctivos, así como también actualizar los consumos con logística.

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES - PROCESO DE EXTRACCION																																						
Actividad	21-mar	22-mar	23-mar	24-mar	25-mar	26-mar	27-mar	28-mar	29-mar	30-mar	31-mar	01-abr	02-abr	03-abr	04-abr	05-abr	06-abr	07-abr	08-abr	09-abr	10-abr	11-abr	12-abr	13-abr	14-abr	15-abr	16-abr	17-abr	18-abr	19-abr	20-abr	21-abr	22-abr	23-abr	24-abr	25-abr	Recursos	
Programación y ejecución de mantenimiento de vías																																					Personal y Materiales Tercerización	
Generar controles de extracción a través de reportes de mineral remanente por tajeos y Nro. de carros qdia..																																						
Incluir en la distribución de personal a los parrilleros.																																						Tercerización
Difusión del programa de ciclo de minado.																																						Programa mensual de ciclo de minado
Reevaluación y mejora del mantenimiento preventivo, correctivo y predictivo de los equipos.																																						Accesorios y repuestos
Aumentar Trolley en los frentes de avance del nv. 450																																						

Tabla N° 13 Cronograma de Actividades – Extracción

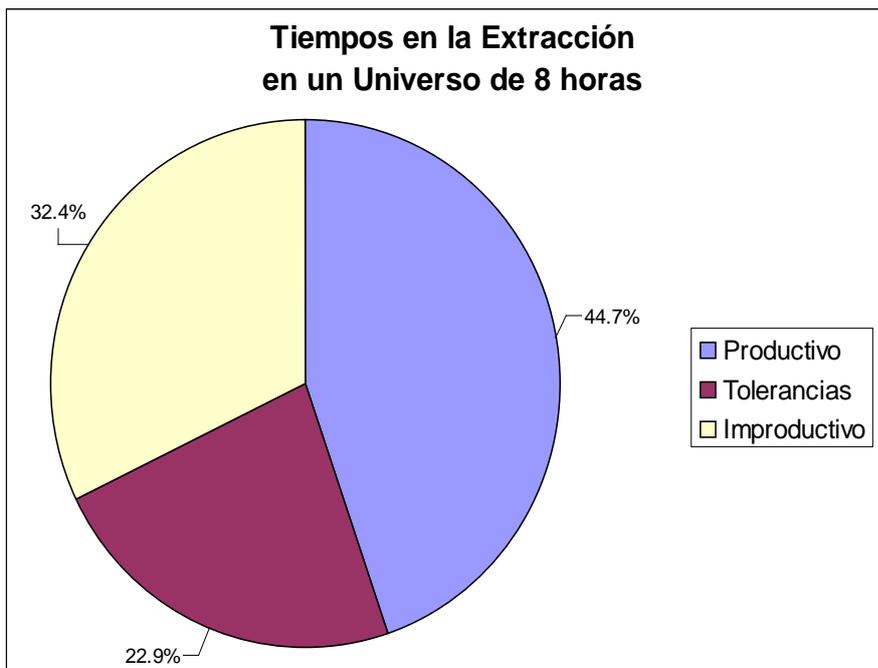


Gráfico N° 20 Tiempos de Extracción

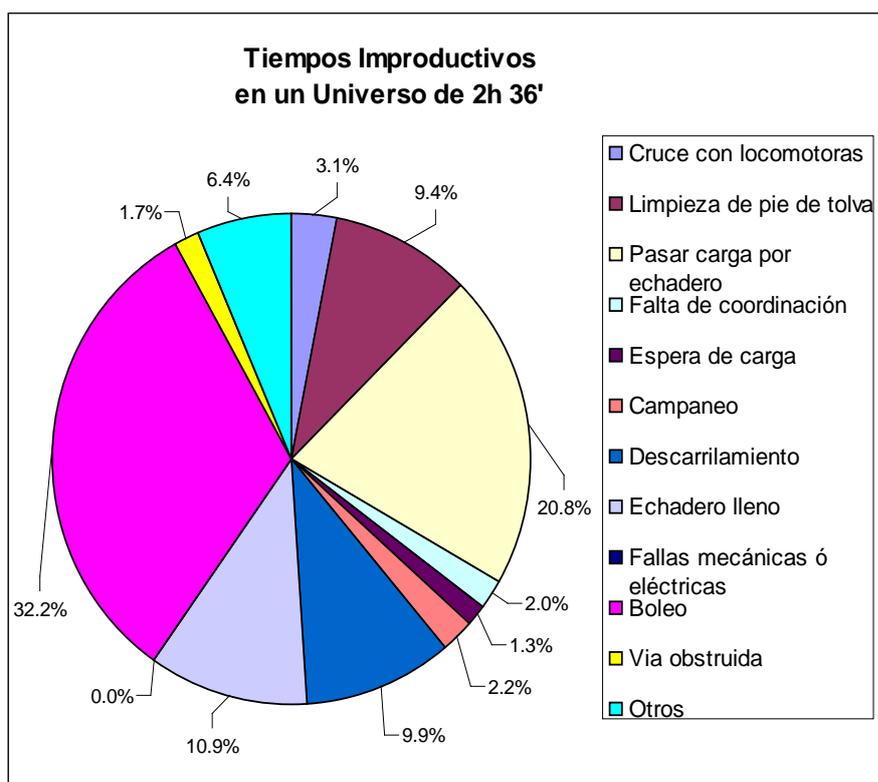


Gráfico N° 21 Tiempos Improductivos

3.5.2. GENERACION DE ESTANDARES

TAJO PILOTO - VETA ROMA Nv. 450 Tj. 14-16

OBJETIVOS:

- Obtención de Indicadores de Perforación, Voladura, Sostenimiento, Limpieza y Relleno en tajeos y frentes.
- Mejorar los resultados en tajeos y frentes.
- Implementar estándares de Trabajo en tajeos y frentes.
- Implementar Procedimientos escritos de Trabajo para tajeos y frentes.
- Mejorar los factores de utilización de los equipos.
- Implementar controles de acuerdo a los resultados costos y rendimientos.

PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEOS

- Uso de mallas de Perforación, de acuerdo a la calidad de roca.
- Utilización de guidores para conservar el paralelismo entre taladros.
- Pintado de mallas de perforación.
- Implementación de barrenos de 8.
- Técnicas de Carguío.
- Utilización de Explosivos y accesorios adecuados, de acuerdo al tipo de roca.
- Uso de espaciadores y tacos en los taladros.

- Estandarización de la Perforación y Voladura.
- Creación de Procedimientos escritos de trabajo.

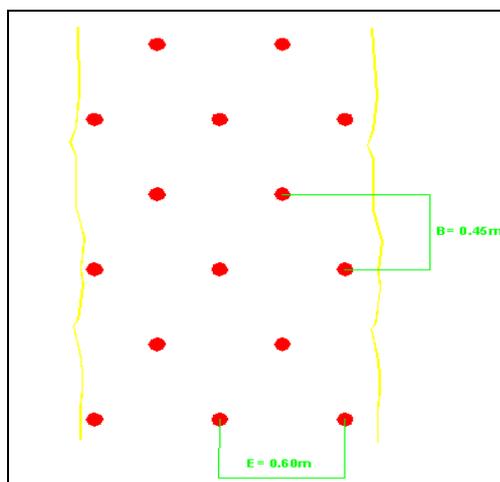


Gráfico N ° 22 Estándar de Perforación y Voladura

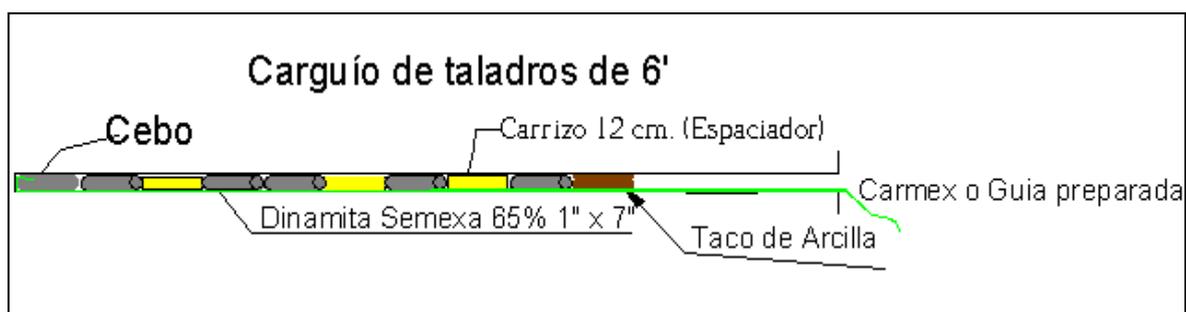


Gráfico N ° 23 Carguío de Taladros de 6''



Gráfico N ° 24 Carguío de Taladros de 8''

INDICES DE PRODUCTIVIDAD Y COSTOS COMPARATIVOS

- TAJEO : 14
- ALA : SUR
- NIVEL : 450
- VETA : ROMA

Características Geomecánica:

	RMR	GSI
Mineral	: 61	F/R
Cajas	: 67	F/B

INDICES COMPARATIVOS DE PERFORACION - VOLADURA			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Velocidad de penetración	pies / min	1.22	1.22
Tiempo promd.de perforación / Taladro	min	7.50	7.55
Long. real de perforación por taladro	m	1.60	1.65
Nro. Taladros / corte	Tal / corte	138	125
Tpo. Total perforación / corte	Hr / corte	17.2	15.7
Metros perf./ corte	m / corte	220	206
Toneladas / taladro	TM / tal	0.77	1.05
Factor de perforación	m. Perf. / m3	4.19	3.17
Rendimiento de perforación	m. Perf. / m corte	146.67	133.06
Taladros por guardia	Tal / gdia	25	36
Burden	m	0.40	0.45
Espaciamiento	m	0.50	0.60
Altura real de corte	m	1.50	1.55
Eficiencia de Voladura	%	94%	94%
Volumen	m3	52.50	65.10
Tonelaje roto	TM	157.50	195.30
Total explosivo	Kg	94.94	75.60
Factor de carga	Kg / m3	1.99	1.25
Factor de potencia	Kg / TM	0.60	0.39
Voladura Secundaria	%	8%	8%
Factor de esponjamiento	%	40%	40%
Rendimiento de Voladura	Kg / m de corte	63.87	59.44
Sobrerotura (dilución)	%	14%	5%
Fragmentación (% Bancos) > 8"	%	10%	10%
V.P.T (después del disparo)	\$ / TM	45.72	50.64

Tabla N ° 15 Índices comparativos de Perforación y Voladura

COSTOS COMPARATIVOS DE PERFORACION - VOLADURA			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Perforación	S. / TM	1.97	1.49
Voladura	S. / TM	4.66	3.12
Total Perf - Vold	S. / TM	6.63	4.61
Diferencia (Ahorro)	S. / TM		2.02
	U S\$ / TM		0.61

Tabla N ° 16 Costos comparativos de Perforación y Voladura

PERFORACION Y VOLADURA EN FRENTES

- Uso de rimadora de 2 ½”.
- Implementación de barrenos de 8 pies de longitud.
- Utilización de guidores para conservar el paralelismo entre taladros.
- Pintado de mallas de perforación.
- Técnicas de Carguío.
- Utilización de Explosivos y accesorios adecuados, de acuerdo a la tipo de roca.
- Uso de espaciadores y tacos en los taladros.
- Estandarización de la Perforación y Voladura.
- Voladura controlada (minimizar la sobre rotura).
- Creación de Procedimientos escritos de trabajo.

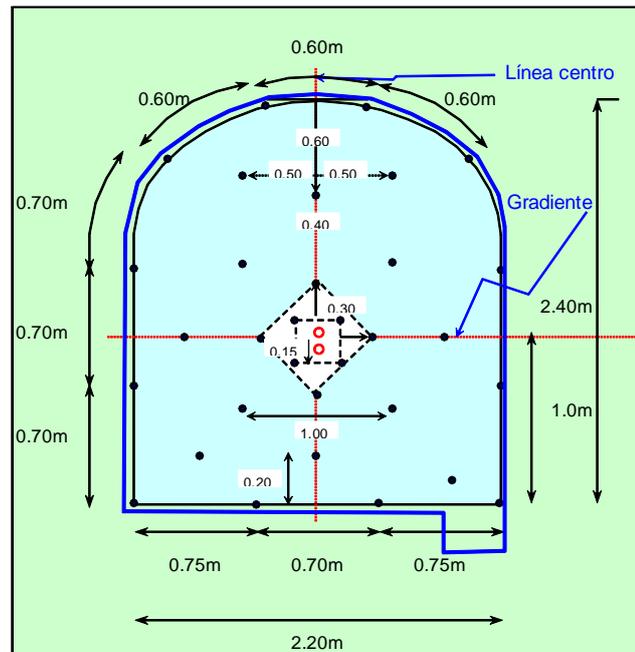


Gráfico N° 25 Estándar de Perforación y Voladura en Frentes



Gráfico N° 26 Diagrama de arranque



Gráfico N° 27 Diagrama de Corona y Cuadros

INDICES DE PRODUCTIVIDAD Y COSTOS COMPARATIVOS

■ B. P.	:	590
■ NIVEL	:	385
■ VETA	:	10

Características Geomecánicas:

RMR : GSI

61 : F/R

INDICES DE PERFORACION-VOLADURA EN FRENTES			
DESCRIPCION		ANTES	ACTUAL
ANCHO REAL	m	2.50	2.30
ALTURA REAL	m	2.65	2.50
AVANCE REAL DEL DISPARO	m	1.55	1.60
PORCENTAJE DE AVANCE	%	97%	97%
TOTAL DE TALADROS PERFORADOS	Ud	36	34
TOTAL DE METROS PERFORADOS	m	57.60	56.10
PROMD. VELOCIDAD DE PENETRACION	min	1.18	1.17
TIEMPO TOTAL PERFORACION	Hr	4.25	4.29
VOLUMEN	m ³	10.27	9.20
TONELAJE ROTO	TM	26.70	23.92
KGS. DE EXPLOSIVO	Kg	26.65	22.24
FACTOR DE CARGA	Kg / m ³	2.60	2.42
FACTOR DE AVANCE	Kg / m	17.19	13.90
FACTOR DE PERFORACION	m perf. / m ³	5.61	6.10
RENDIMIENTO DE PERFORACION	m perf. / m avance	37.16	35.06
SOBREROTURA	%	25%	9%
FRAGMENTACION (% > 8")	%	3%	3%

Tabla N ° 17 Índices comparativos de Perforación y Voladura en Frentes

COSTOS COMPARATIVOS			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Perforación			
Perforación con BI de 6´	S./m	40.51	37.52
Escariadora de 2"	S./m	0.00	3.55
Sub Total perforación	S./m	40.51	41.06
Voladura			
Explosivos	S./ m	10.83	8.49
Accesorios	S./ m	23.80	22.36
Sub Total explosivos y accesorios	S./ m	34.64	30.85
Total	S./ m	75.15	71.92
Ahorro / m avance	S./ m		3.23
	U S\$ / m		0.98

Tabla N ° 18 Costos comparativos de Perforación y Voladura en Frentes

SOSTENIMIENTO

- Menores consumos de elementos de sostenimiento en tajeos y frentes (costos).
- Voladura Controlada (presencia de medias cañas) en tajeos y frentes.
- Generación de Estándares y procedimientos de perforación y voladura.
- Implementación y difusión de cartilla geomecánico.
- Capacitación a todo el personal de mina.
- Seguimiento de aplicación de voladura controlada.

INDICES DE PRODUCTIVIDAD Y COSTOS COMPARATIVOS

- TAJEO : 14
- ALA : SUR
- NIVEL : 450
- VETA : ROMA

Características Geomecánica:

RMR GSI

Mineral : 61 F/R

Cajas : 67 F/B

INDICES DE SOSTENIMIENTO			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Puntales de guardacabeza y Tablas	punt+tab / corte	4	2
Puntales de seguridad	punt / corte	10	4
Cuadros + enrrejado + entablado	Cuad / corte	1	1

Tabla N ° 19 Índices de Sostenimiento

COSTOS COMPARATIVOS DE SOSTENIMIENTO			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Puntales de guardacabeza y Tablas	S./	276.05	138.03
Puntales de seguridad	S./	400.90	160.36
Cuadros + enrrejado + entablado	S./	1203.00	1203.00
Sub Total sostenimiento	S./ corte	1879.95	1501.39
	S. / TM	11.94	7.69
Diferencia (Ahorro)	S. / TM		4.25
	U \$ / TM		1.29

Tabla N ° 20 Costos de Sostenimiento

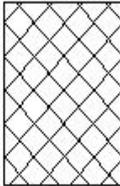
 <p>PAN AMERICAN SILVER PERU S.A.C. MINA MOROCOCHA</p> <p>TABLA GEOMECANICA DE SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. MODIFICADO MINA MOROCOCHA LABORES DE DESARROLLO (2.5 - 3.5m) LABORES DE EXPLOTACION (2.5 - 4.5m)</p> <p>A Sin soporte o perno ocasional (Tiempo de colocación 3 años)</p> <p>B Perno de 1.2 x 1.2 m. y cinta ocasional (Tiempo de colocación 15 días)</p> <p>C Perno de 1.0 x 1.0 m. y malla ocasional. (Tiempo de colocación 3 días)</p> <p>D Perno de 1.0 x 1.0 m. y malla obligatoria. (Tiempo de colocación 1 día)</p> <p>E Cuadro de madera o cimbra (Tiempo de colocación 12 horas)</p> <p>F Presoporte y cuadro o cimbra.</p>					
		CONDICIONES			
		BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUCOSAS. LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA, (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)		REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	
		POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERAD. ALTERAD.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERD, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (Rc 25 A 50 MPa) - (SE IDENTA SUPERFICIALMENTE)		MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTIA PROFUNDAMENTE)	
ESTRUCTURA					
	MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R	(A) F/P (B)	(C) F/MP (D)
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	(A) MF/B	(A) MF/R (B)	(C) MF/P (D)	(D) MF/MP (E)
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	—	(C) IF/R (D)	(D) IF/P (E)	(E) IF/MP (F)

Tabla N° 21 Tabla Geomecánica de Sostenimiento

HOJA DE CONTROL GEOMECANICO															
ZONA:		MANUELITA													
NIVEL	VETA	TAJO	Ala	Tipo Roca	Met. Expl.	ANCHOS		Long. Corte	Altura Corte	Mapeo	Fecha	INDICES		Tipo de Sostenimiento	Tiempo de AutosopORTE
						A. Min	A. Vet					GSI	RMR		
Nv -315	Veta 10	Tj-30	SW		CR	2.90	2.60	12	4.00	Si	19-12-04	MF/P	35-45	Puntal caja 1.5 x 1.5 m	1 día
Nv -315	Veta 10	Tj-32	W		CR	2.25	1.95	24	4.00	Si	19-12-04	MF/P	35-45	Puntal caja 1.5 x 1.5 m	2 días
Nv -315	Veta 10	Tj-32	E		CR	1.85	1.55	20	4.00	Si	19-12-04	MF/P	35-45	Puntal caja 1.5 x 1.5 m	2 días
Nv -315	Don Pedro	Tj-400	E												
Nv -315	Veta 5	Tj-26													
Nv -385	Veta 10	Tj-10			CR	0.80	0.35	50	4.50	No					
Nv -385	Veta 10	Tj-28	E		CR	1.58	1.28	18	4.50	No					
Nv -385	Veta 10	Tj-30			CR	1.17	0.87	35	1.50	No					
Nv -385	Veta 10	Tj-32	E		CR	1.30	1.00	24	6.50	No					
Nv -385	Veta 10	Tj-34	E		CR	1.43	1.13	24	6.00	No					
Nv -385	Veta Don Pedro	Tj-380	E		CR	1.00	0.71	35	6.00	No					
Nv -385	Manuelita	Tj-745	E												
Nv -385	Veta Roma	Tj-16			CR	1.20	1.00	30	4.00	No					
Nv -385	Veta Roma	Tj-14	W		CR	1.36	1.16	30	4.00	Si	21-12-04	MF/P	35-45	Puntal caja 2.0 x 2.0 m	2 días
Nv -385	Veta Roma	Tj-18	E		CR	1.30	1.10	32	4.50	No					
Nv -450	Veta 10	Tj-28			CR	0.92	0.62	23	6.00	No					
Nv -450	Veta 11	Tj-28	0		CR	1.23	0.93	18	4.00	No					
Nv -450	Veta 11	Tj-30	E		CR	3.53	3.33	18	3.00	No					
Nv -450	Veta 3-B	Tj-14	E		CR	0.80	0.51	30	6.00	Si	21-12-04	MF/P	35-45	Puntal caja 2.0 x 2.0 m	1 día
Nv -450	Veta 3-B	Tj-14	N		CR	1.18	0.98	18	6.00	No					
Nv -450	Veta 5-28	Tj-16	E		CR	0.80	0.45	15	6.00	Si	21-12-04	F/B	65-75	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta 5-28	Tj-16	W		CR	0.85	0.55	18	6.00	Si	21-12-04	F/B	65-75	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta 5-28	Tj-18	W		CR	1.05	0.75	24	6.00	Si	21-12-04	F/R	55-65	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta 5-28	Tj-18	E		CR	0.80	0.50	21	3.00	Si	21-12-04	F/R	55-65	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta 5-28	Tj-14	W		CR	1.11	0.81	26	6.00	Si	21-12-04	F/B	65-75	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta 6	Tj-10	E		SHK	0.93	0.75	45	6.00	No					
Nv -450	Veta 6	Tj-6	W		CR	0.80	0.32	20	6.00	No					
Nv -450	Veta 6	Tj-8	E		CR	1.22	0.92	30	6.00	No					
Nv -450	Veta 6	Tj-12	E					0.00							
Nv -450	Veta Roma	Tj-14	E		CR	1.50	1.30	20	6.00	Si	21-12-04	F/B	65-75	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta Roma	Tj-14	W		CR	1.50	1.30	20	6.00	Si	21-12-04	F/B	65-75	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta Roma	Tj-16	E		CR	1.30	1.10	22	6.00	Si	21-12-04	F/B	55-65	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta Roma	Tj-16	W		CR	1.30	1.10	22	6.00	Si	21-12-04	F/B	55-65	Puntal caja 3.0 x 3.0 m	7 días
Nv -450	Veta Don Pedro	Tj-250													
Nv -450	Veta Don Pedro	Tj-300	0		SHK	0.80	0.26	48	6.00	No					

Tabla N ° 22 Hoja de control Geomecánico

LIMPIEZA DE MINERAL

- Factor de utilización 48 %.
- Implementación de un solo rastrillo para alas norte y sur (mayor utiliz.).
- Rendimiento promedio de 6.5 TM/H.
- Mejorar fragmentación (mayor rendimiento).
- Adquisición de rastras de mayor capacidad (32”).
- Implementación de Microscoop (Rendimiento mayores a 12 TM/H).

INDICES DE LIMPIEZA			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
TM a limpiar	TM	315	195.3
Capacidad del rastrillo	pulg	28	28
Capacidad del motor	HP	15	15
Disponibilidad Mecánica del rastrillo	%	92%	92%
Utilización	%	48%	49%
Hras. efectivas de limpieza /gdia	Hr / gdia	5.57	5.60
Eficiencia del rastrillo	TM / Hr	5.20	6.50
Eficiencia de limpieza	TM / gdia	28.95	36.40

Tabla N ° 23 Índices de Limpieza

RELLENO DETRÍTICO

- Se logró una disminución de los tiempos de espera, por la mejor coordinación en los cambios de guardia.

INDICES DE RELLENO			
DESCRIPCION	UNIDAD	ANTES	ACTUAL
Cubos a rellenar	m ³	52.5	65.1
Hras. efectivas de relleno / gdia	Hr / gdia	5.47	5.49
Eficiencia del rastrillo	m ³ / Hr	3.20	3.95
Eficiencia de limpieza	m ³ / gdia	17.50	21.70
Hras. Totales de relleno	Hr / corte	16.41	16.48

Tabla N ° 24 Índices de Relleno

RELLENO HIDRAÚLICO

- Mayores rendimientos en el ciclo de minado.

3.5.3. PRODUCTIVIDAD DE MICROSCOOP

OBJETIVOS

1. Realizar el análisis del proceso de limpieza con micro scoops.
2. Calcular los índices de productividad de los equipos.
3. Generar estándares y procedimiento de limpieza.

LIMPIEZA CON MICROSCOOP

En el levantamiento de los procesos de limpieza con microscop se identificaron lo siguientes problemas:

- Se continuaba con el uso de puntales de madera en el sostenimiento, aumentando el ciclo de minado y disminuyendo el factor de utilización del scoop, actualmente el sostenimiento se realiza con split set.
- Debido a los problemas de fragmentación los rendimientos no son los óptimos, se llegan de 10-15 TM/h dependiendo de la longitud de acarreo, estos rendimientos pueden mejorar con el uso de detonadores no eléctricos en la voladura.
- No todo el personal del tajo como la supervisión tenían experiencia en el uso de microscoops en veta.

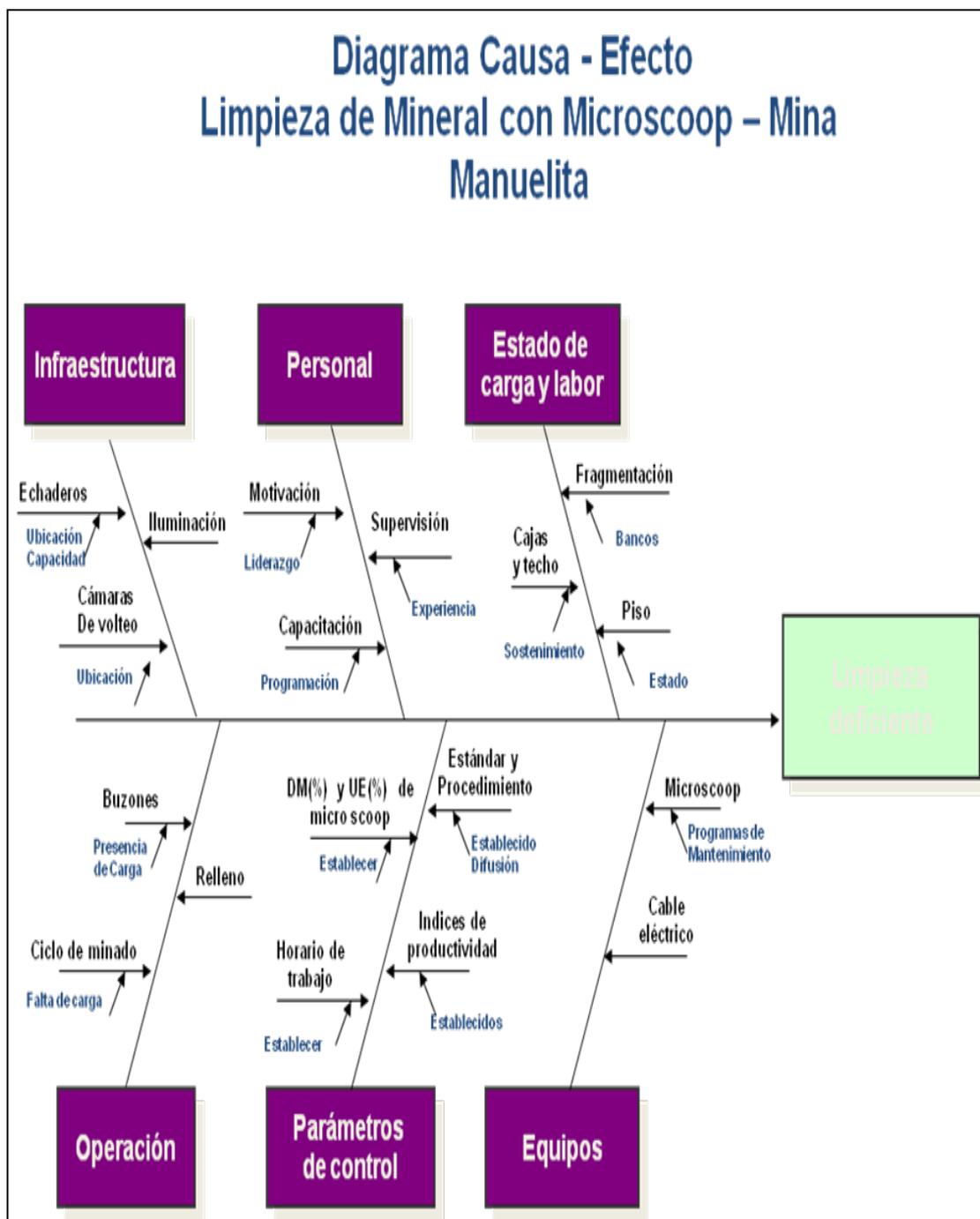


Gráfico N ° 28 Diagrama de Causa Efecto – Limpieza con Microscoop - Mina Manuelita

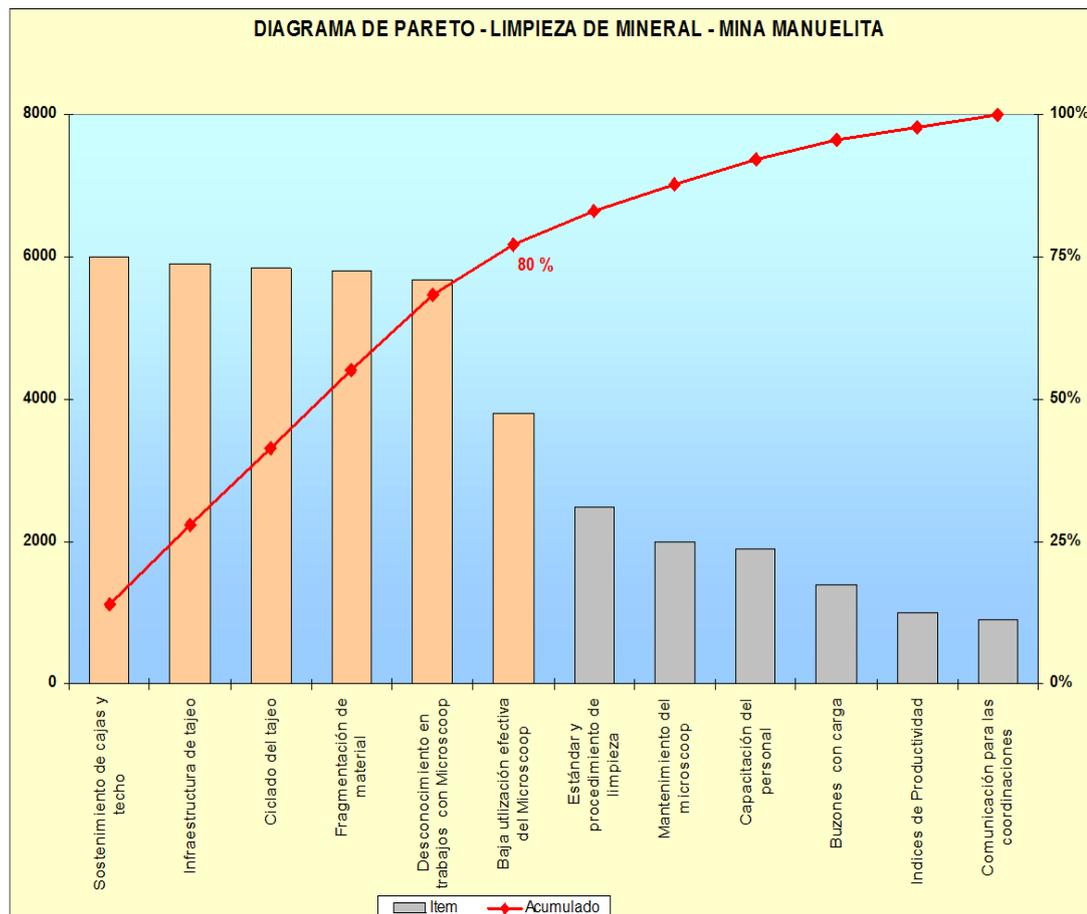


Gráfico N ° 29 Diagrama de Pareto – Limpieza con Microscopio – Mina Manuelita

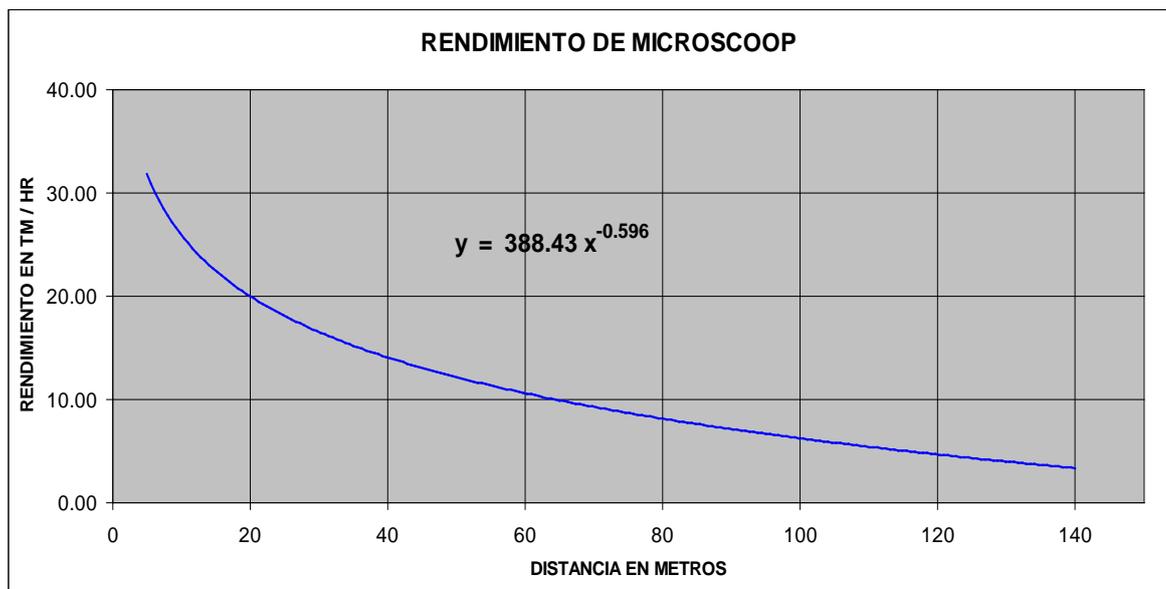
ACTIVIDADES CRITICAS PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO

LIMPIEZA MICROSCOOP

- Mejora del Sostenimiento en techo y cajas:

Coordinar con el área de geomecánica para implementar con el uso de splits set en cajas, reemplazando el uso de la madera (puntales), el cual contribuirá con un ciclo de minado más eficiente.

- Mejora en Infraestructura de labor:
Realizar el diseño respectivo y la preparación de cámaras de volteo, así mismo el uso de anillos.
- Ciclado de Tajeo:
Realizar un programa de ciclado, dando importancia a la máxima utilización efectiva del microscopio. .
- Fragmentación del Mineral:
Realizar el pedido de detonadores no eléctricos de periodo corto para realizar la voladura en estos tajeos, esto contribuirá en el la fragmentación y estabilidad de cajas.
- Desconocimiento en trabajos con Microscopio:
Se debe capacitar a los supervisores y trabajadores, mediante visitas a minas que aplican estos trabajos, asimismo compartiendo experiencias.
- Baja utilización efectiva del Microscopio:
Realizar mejoras de infraestructura, asimismo controles de DM y UE, asimismo realizar estándares y procedimiento de limpieza..



DISPONIBILIDAD MECANICA: 80 %
FACTOR DE UTILIZACION: 70 %

Gráfico N° 30 Rendimiento de Microscopio – Mina Manuelita

3.5.4. IMPLEMENTACIÓN DE TACOS INERTES PARA VOLADURA

Objetivo:

- Determinar el material óptimo para utilizar como taco inerte.
- Optimizar las voladuras en las labores de avances (By Pass y Ventanas)

Trabajos realizados:

- Determinar el material óptimo para utilizar como taco inerte:

- Se determinó que el material óptimo para utilizar como taco inerte es el que encontramos cerca a la entrada de la unidad Manuelita.
- Se realizó una recopilación de datos de las labores de avances, encontrando tacos después de las voladuras de:

<i>N°</i>	<i>Nivel</i>	<i>Labor</i>	<i>Veta</i>	<i>Taco Promedio</i>	<i>Supervisor Milsa</i>
1	385	Bp 575	Roma	20cm	J. Pachas
2	385	Vtn 494 Bp 590	10	40cm	J. Pachas
3	385	Bp 590	10	30cm	J. Pachas
4	385	Bp 525	San Andrés	40 – 50 cm.	J. Pachas

Tabla N° 25 Avances por labores

Se coordinó con los ingenieros de la E.E. MILSA y se acordó realizar pruebas en las labores de avance del nivel 385 utilizando tacos de detritus embolsados.

Los resultados obtenidos hasta la fecha son los siguientes:

<i>N°</i>	<i>Fecha</i>	<i>Nivel</i>	<i>Labor</i>	<i>Veta</i>	<i>Taco Promedio</i>	<i>Supervisor</i>
1	5 Jul.	385	VT 494	10	10 cm.	W. Soto
2	5 Jul.	385	VT 522	Roma	0 cm.	R. Espinosa
3	6 Jul.	385	BP 525	San Andrés	10 cm.	W. Soto
4	7 Jul.	385	BP 590	10	10 cm.	W. Soto
5	7 Jul.	385	VT 494	10	10 cm.	R. Espinosa
6	7 Jul.	385	VT 522	Roma	0 cm.	R. Espinosa
7	7 Jul.	385	VT 494	10	10 cm.	R. Espinosa
8	7 Jul.	385	BP 525	San Andrés	8 cm.	R. Espinosa
9	8 Jul.	385	VT 494	10	8 cm.	W. Soto
10	8 Jul.	385	VT 494 BP 590	10	10 cm.	M. Matos

11	8 Jul.	385	BP 590	10	10 cm.	M. Matos
12	8 Jul.	385	BP 525	San Andrés	10 cm.	M. Matos
14	8 Jul.	385	VT 494 BP 590	10	10 cm.	M. Matos
15	13 Jul.	385	BP 525	San Andrés	10 cm.	J. Pachas

Tabla N° 26 Pruebas de Avances por labores

Como podemos observar el uso de tacos de detritus embolsados nos está permitiendo mejorar los avances de 75-81% en que se encontraron a un 95 % de avance por disparo.

Reducción de Costos

<i>Producto</i>	<i>Longitud Perforación (m)</i>	<i>Avance promedio (m)</i>	<i>Taco promedio (m)</i>	<i>Eficiencia (%)</i>
<i>De uso actual</i>	<i>1.60</i>	<i>1.30</i>	<i>0.30</i>	<i>81%</i>

<i>EXSA S.A.</i>	<i>1.60</i>	<i>1.50</i>	<i>0.10</i>	<i>94%</i>
<i>Optimización</i>	<i>1.60</i>		<i>0.20</i>	<i>13%</i>

Tabla N° 27 Reducción de costos por Avances

Si se considera el costo por metro de avance para una sección de 2.20 m x 2.40 m, para roca media, con una longitud de perforación 1.60m. y limpieza con pala neumática es de \$145 dólares por metro, un incremento de 20cm. de avance nos da \$ 29 dólares de ahorro por disparo. En la unidad actualmente tienen 17 frentes trabajando y a un promedio de 10 disparos en las dos guardias, tendríamos un ahorro por día de \$290, llegando finalmente a ahorrar al mes, considerando sólo 24 días \$6960.

Material de Detritus Para Tacos Inertes



Gráfico N° 31 Material de Detritus para tacos inertes

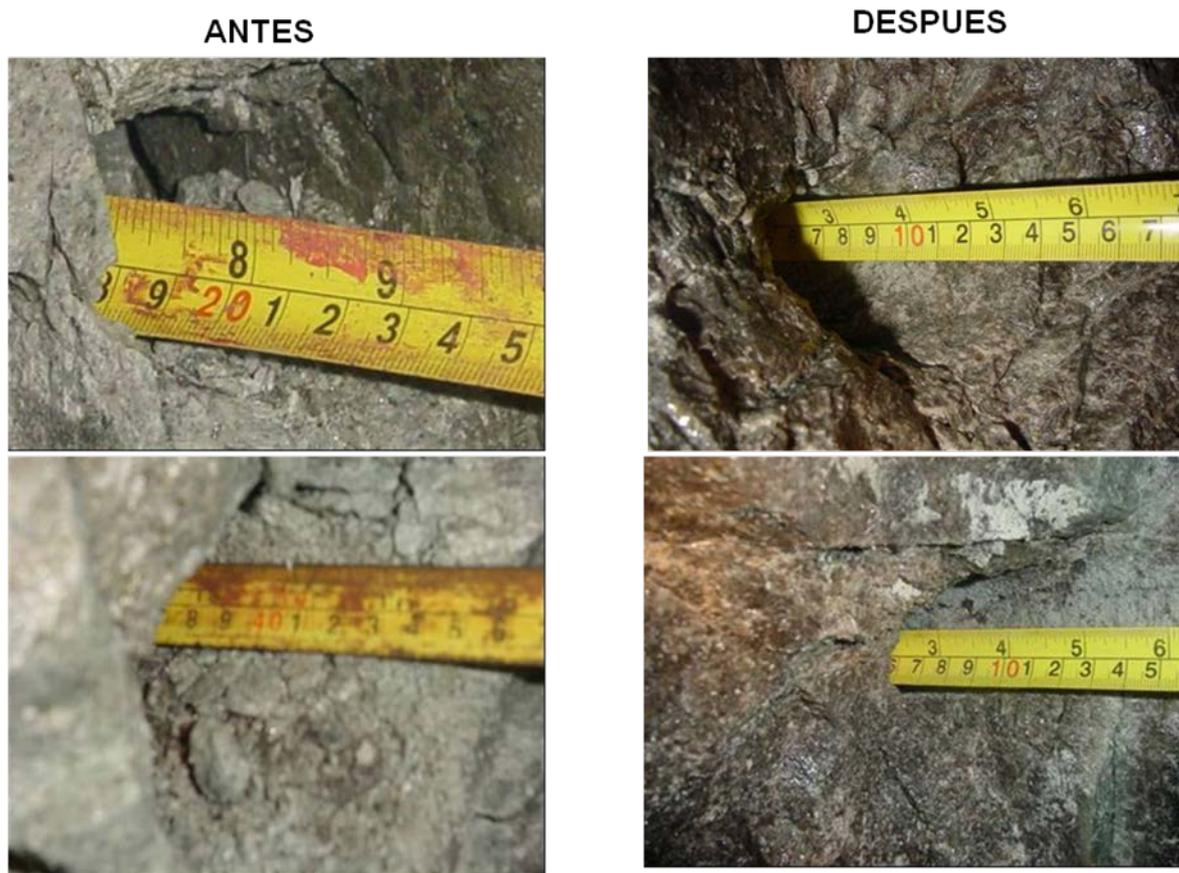


Gráfico N° 32 Medidas de Detritus

Conclusiones y Recomendaciones:

- La utilización de los tacos embolsados de detritus nos permite aprovechar casi en su totalidad la energía de la onda de choque y la energía de los gases de expansión para optimizar nuestras voladuras.
- Es necesario el compromiso de MILSA en estandarizar el uso de tacos de detritus embolsados, viendo los resultados que se vienen obteniendo.

- Si MILSA, NO estandariza en todas las labores de avance dichos tacos, no podremos pasar a la siguiente etapa de mejorar, que sería la reducción de la cantidad de explosivo.
- La inversión necesaria para el uso de tacos de detritus sería la obtención de bolsitas tipo” chup” a un costo de s/. 5.00 nuevos soles el Millar.
- Se determinó que las bolsitas plásticas a utilizar son de la medida 5cm de ancho y 32 cm. de largo.
- Para este trabajo inicial EXSA proporcionó 2500 bolsitas para las pruebas.
- La estandarización y aprovechamiento de los beneficios que ofrece el usar taco inerte de detritus, sólo se verá reflejada, si es que se da de carácter obligatorio.
- Se observó con pruebas reales hechas en mina por el departamento de productividad que el uso de tacos de arcilla no es tan eficiente como los detritus, ya que por ser plástica es fácilmente eyectable.

3.5.5. RESULTADOS DE PRUEBAS CON MININEL MINA CODICIADA

- Debido a los constantes problemas de banqueo en los tajos debido a las demoras en el ciclo de minado que éstos originan se realizaron pruebas de perforación y voladura reemplazando el carmex por mininel tanto en tajos de vetas como en manto.

- Se demostró la mejora en la fragmentación al utilizar el mininel y se establecieron mallas de perforación y voladura para obtener los resultados mencionados.
- En vetas se redujo el factor de potencia de 1.26 a 0.96 Kg/TM debido al incremento del burden, produciéndose además un mejor control del contorno en el disparo. Como consecuencia de la mejora en la voladura mejoraron también el rendimiento de limpieza con microscop de 15 a 19 TM/h y por consiguiente el rendimiento de TM/H-Gdia de 4.8 a 6.4. Obteniéndose un ahorro de 1.27 \$/TM.
- En el manto se redujo el factor de potencia de 1.71 a 1.15 Kg/TM, mejoraron los rendimientos de limpieza con scoop de 20 a 28 TM/h y el de TM/H-Gdia de 5.9 a 7.6. El ahorro obtenido fue de 1.12 \$/TM



COMPAÑÍA MINERA
ARGENTUM S.A.
UNIDAD MOROCOCHA

CUADRO COMPARATIVO PARA ROTURA DE VETAS

USO DE CARMEX VS. MININEL

PARAMETROS	Ud	
Ancho de minado	m	4.8
Longitud de tajeo	m	12
Area	m ²	57.6
Longitud de perforación	m	1.7
Densidad del mineral	TM/m ³	3.00
Tipo de roca	GSI	F / R

ESTANDARES	UNIDAD	C/ CARMEX	C/ MININEL 16-06
Burden	m	0.45	0.50
Espaciamiento	m	0.60	0.60
Nº de taladros perforados	Tal / ala	130	108
Longitud Efectiva de Perforación	m / tal	1.70	1.70
Tiempo de perforación por taladro	min	8.12	8.12
Tiempo total de perforación	Hras	17.59	14.62
Mtros. Total perforados	m	221.00	183.60
Long. Efectiva de voladura	m	1.60	1.60
Volumen	m ³	92.16	92.16
Tonelaje	TM	276.48	276.48
Guardias de Perforación	guard	3.20	2.66
Guardias de Carguío	guard	2.00	1.00
Guardias total perforación - voladura	guard	5.2	3.7
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 80 7/8 x 7"	Ea	130	0
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 65 1 x 7"	Ea	1040	870
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 45 7/8 x 7"	Ea	0	0
Kgs. de explosivo	Kg	116.0	87.7
Factor de Potencia	Kg / m ³	1.26	0.95
Voladura Secundaria	%	20	5
Producción por taladro	Ton / tal	1.9	2.3
Nro. de pernos (Sostenimiento)	Ud	17	12
Nro. de de guardacabeza	Ud	8	5
Guardias de Sostenimiento	guard	3.1	2.0
Rendimiento de Limpieza con Microscoop	TM / H	15.0	19.0
Eficiencia de Limpieza con Microscoop	TM / guardia	82.5	104.5
Hras. Efect. en Limpieza	Hras	29.5	23.3
Guardias en Limpieza	guard	5.4	4.2
Guardias en RH	guard	0.8	0.8
Total de guardias	Total gdias.	14.5	10.7
Rendimiento TM / Hombre-gdia	TM / H-gdia	4.8	6.4

Tabla N ° 28 Cuadro comparativo para rotura de VETAS

COSTOS	UNIDAD	C/ CARMEX	C/ MININEL
Perforación	\$	241.27	200.44
Voladura	\$	163.34	147.05
Voladura Secundaria	\$	24.50	7.35
Sostenimiento	\$	444.47	308.33
Limpieza	\$	672.09	530.60
Relleno	\$	276.48	276.48
TOTAL	\$/	1822.16	1470.25
Costo total	\$/ m3	19.77	15.95
	\$/ TM	6.59	5.32
Ahorro por TM	\$/ TM		1.27

Tabla N ° 29 Costos para rotura de VETAS



CUADRO COMPARATIVO PARA ROTURA - MANTO ITALIA
USO DE CARMEX VS. MININEL

PARAMETROS

Ancho de Breasting	3.5	3.5
Altura de Breasting	2.5	2.5
Area	8.75	8.75
Longitud de perforación	2.2	2.2
Densidad del mineral	3.00	3.00
Tipo de roca	F / R	F / R

ESTANDARES	UNIDAD	C/ CARMEX	C/ MININEL
Burden	m	0.50	0.55
Espaciamento	m	0.60	0.60
Nº de taladros en breasting	Tal / breasting	26	24
Longitud Efectiva de Perforación	m / tal	2.20	2.20
Tiempo de perforación por taladro	min	8.40	8.40
Tiempo de perforación en breasting	Hras	3.68	3.34
Taladros de rotura	Ud	20	17
Taladros de contorno	Ud	6	7
Mtros. Perforados por breasting	m / breasting	57.75	52.50
Long. Efectiva de voladura	m	2.10	2.10
Volumen	m3	20.21	19.29
Tonelaje	TM	60.64	57.88
Guardias de Perforación	guard	0.67	0.61
Guardias de Carguío	guard	0.33	0.39
Guardias total perforación - voladura	guard	1.00	1.00
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 80 7/8 x 7"	Ea	0	0
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 65 1 x 7"	Ea	186	158
Nº de Cartuchos de Dinamita semexsa 45 7/8 x 7"	Ea	36	43
Kgs. de explosivo	Kg	34.6	22.2
Factor de Potencia	Kg / m3	1.71	1.15
Voladura Secundaria	%	50%	15%
Factor de esponjamiento	%	65%	50%
Sobreexcavación	%	10%	5%
Producción por taladro	Ton / tal	2.1	2.2
Nro. de pernos (Sostenimiento)	Ud	5	5
Guardias de Sostenimiento	guard	0.2	0.2
Rendimiento de Limpieza con Scoop	TM / H	20	28
Eficiencia de Limpieza con Scoop	TM / guardia	110.0	154.0
Hras. Efect. en Limpieza	Hras	5.0	3.1
Guardias en Limpieza	guard	0.9	0.6
Guardias en RH	guard	0.5	0.5
Total de guardias	Total gdias.	2.6	2.2
Rendimiento TM / Hombre-gdia	TM / H-gdia	5.9	7.6

Tabla N ° 30 Cuadro comparativo para rotura de MANTO ITALIA

COSTOS	UNIDAD	C/ CARMEX	C/ MININEL
Perforación	\$	63.05	57.32
Voladura	\$	7.49	7.15
Voladura Secundaria	\$	3.75	1.07
Sostenimiento	\$	60.67	60.67
Limpieza	\$	185.10	114.73
Relleno	\$	60.64	57.88
TOTAL	\$/	380.68	298.82
Costo total	\$/ m3	18.83	15.49
	\$/ TM	6.28	5.16
Ahorro por TM			1.12

Tabla N° 31 Costos para rotura de MANTO ITALIA

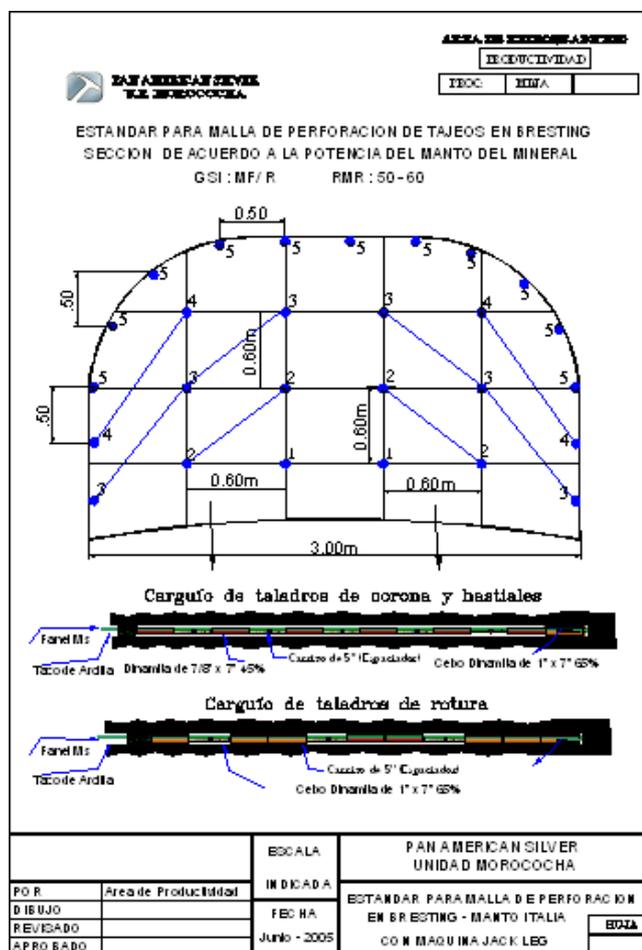


Gráfico N° 33 Estándar 1 de malla de perforación

MATERIAL UTILIZADO

- Detonador No-eléctrico
- Cartuchos de S-65 1 x 7”
- Cartuchos de S-45 7/8 x 7”
- Espaciadores de Carrizo
- 2 carmex de 7’

3.5.6. AUMENTO DEL RELLENO HIDRÁULICO EN CODICIADA

- Hasta el mes de agosto en Codiciada se tenía una capacidad de relleno de 3700 m³, los cuales no eran suficientes para cubrir la necesidad del manto Italia que requería aproximadamente 6000 m³ ya que contaba con muchas zonas abiertas y menos para cubrir la necesidad de relleno de los tajos del Nv 310.
- La velocidad de minado era superior a la de relleno por lo que cada mes se acumulaban zonas a rellenar repercutiendo no sólo a la producción sino a la seguridad de esa zona de trabajo.
- La medida a tomar fue instalar una segunda línea de relleno independiente a la que se utilizaba (Planta Amistad) la cual era cicloneada del relave de Austria Dubas, almacenada al acondicionador y posteriormente bombeado hacia los tajos dando como consecuencia el aumento del relleno hidráulico colocado en octubre y noviembre a un promedio de 7100 m³.

- En estos momentos ya se han cubierto las zonas pendientes de relleno y ésta va a la par con la rotura no sólo del manto sino también con los tajos del Nv 310.
- Los caudales de trabajo antes de la instalación de la nueva línea llegaban 6 m³/h de sólidos, utilizando las dos líneas de relleno se llegó a 25 m³/h.

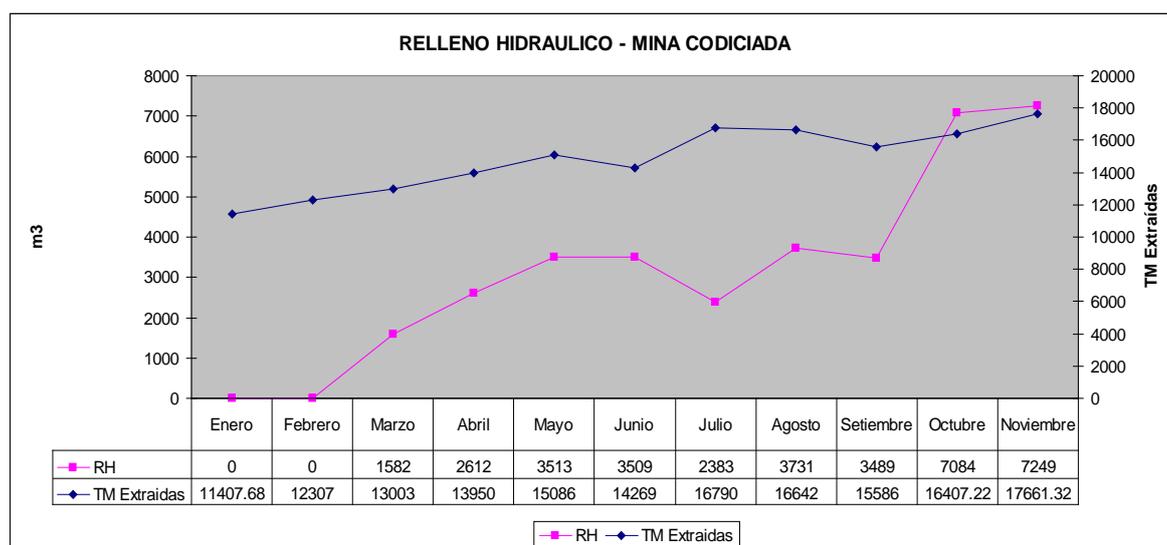


Gráfico N ° 36 Relleno Hidráulico Mina Codiciada

CONCLUSIONES

- Con la implementación de un circuito de relleno hidráulico para Codiciada se ha logrado incrementar las toneladas extraídas de 12307 TM en marzo a 17661 TM en noviembre debido al incremento progresivo de relleno hidráulico que inició con 768 m³ y llega actualmente a los 7249 m³
- Con el aumento del relleno hidráulico en los últimos dos meses se consiguió mejorar el método de minado, aumentando el banco a disparar reduciendo el

sostenimiento a emplear, el ciclo de minado y a aumentando las toneladas rotas por disparo.

3.6. INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD

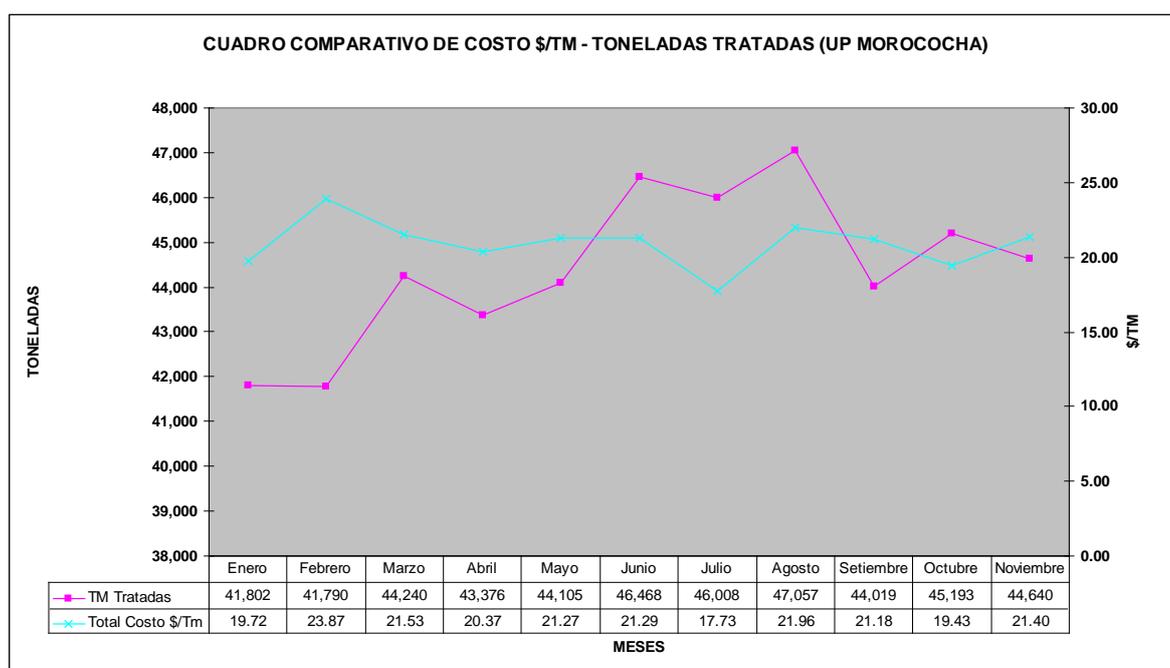


Gráfico N ° 37 Indicadores de Productividad

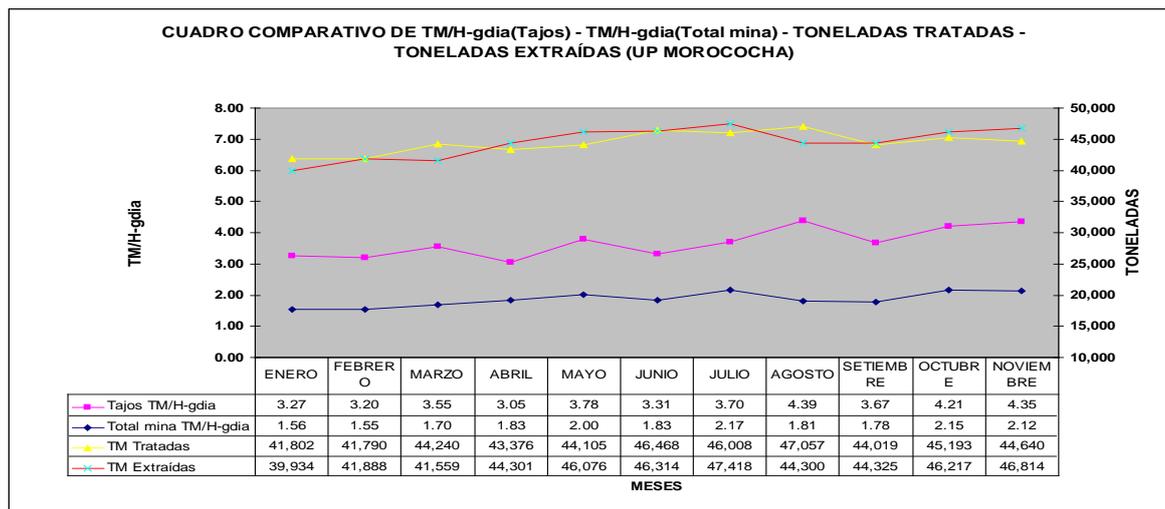


Gráfico N ° 38 Cuadro comparativo toneladas extraídas - Mina

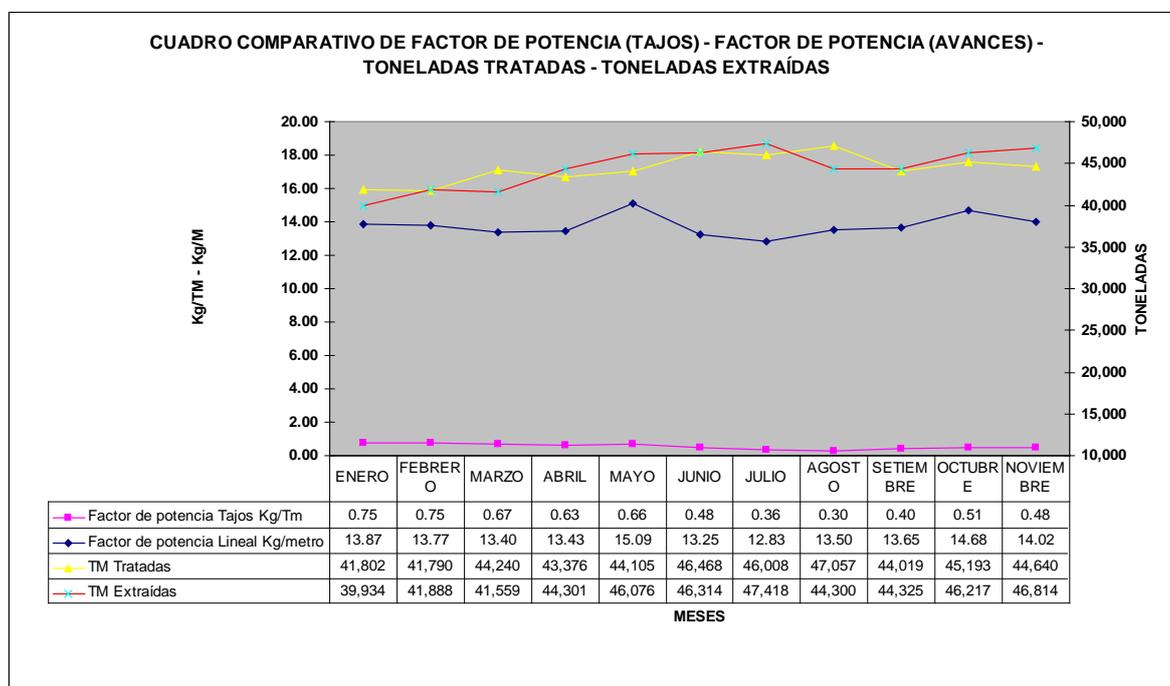


Gráfico N ° 39 Cuadro comparativo toneladas extraídas de avances

The image shows a technical drawing or table titled "SOSTENIMIENTO CONCIADA - SAN ANTONIO - DICIEMBRE 2004". The drawing is oriented vertically on the page. It features a grid with multiple columns and rows, containing handwritten data and signatures. The drawing is oriented vertically on the page.

Gráfico N ° 41 Trabajos de Ventilación III

CONCLUSIONES

- Se lograron identificar todos los procesos que se desarrollan en la operación.
El análisis de éstos nos permitió determinar los de mayor incidencia en la operación y dirigir todos los esfuerzos y estudios a su mejoramiento.
- Se desarrollaron trabajos pilotos para elaborar estándares y procedimientos de los procesos del ciclo de minado (perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y relleno).

- Se crearon controles de producción, leyes y finalmente de costos con la finalidad de obtener datos de la operación mina en tiempo real, actualmente nos permite hacer el seguimiento diario de nuestra gestión identificando los procesos que más nos afectan a nuestro costo para poder solucionarlos en el menor tiempo posible. Los reportes de los trabajos a valorizar son firmados el jefe del área de Argentum y el residente de la Empresa Especializada para dar conformidad del conteo realizado, estos documentos pasan a digitación para el control de costos y luego a planeamiento para su valorización.
- Al iniciarse los trabajos del área no se contaba con información estadística de los diferentes procesos, ahora se puede analizar las tendencias en cada uno de ellos para hacer estimaciones y proyecciones de los mismos.
- Los \$/TM fueron disminuyendo en setiembre y octubre, en noviembre hay un incremento debido a que se cargó al costo mina el proyecto de Sierra Nevada (\$22959) y reintegros (\$21823), éstos costos representan 1 \$/TM sobre el costo real. Otro factor influyente es el bajo tratamiento de planta que sólo trató 44640 TM de las 46814 TM producidas por mina.
- Se logró incrementar el factor de toneladas por taladro de 1.1 a 1.35 TM/tal, para el caso de vetas anchas (> a 1.6 m) se implementó la perforación de barrenos con 8 pies y la utilización de atacadores para controlar el paralelismo de los taladros.
- Como consecuencia de la pruebas realizadas en campo se disminuyó el factor de potencia en explotación de 0.75 a 0.36 Kg/TM y en avances de

13.87 a 12.83 Kg/m, luego estos factores se han ido incrementando a partir de setiembre por la falta de espaciadores, tacos de arcilla, rimadoras y el desinterés de las empresas especializadas por el uso de los estándares y procedimientos implementados, éstos serán retomados con el compromiso de la supervisión en general.

- - Se logró estandarizar la utilización de la voladura controlada (smooth blasting) para tener un mejor control de las cajas y disminuir la sobredilución.
- Para el mejoramiento del proceso de limpieza en la zona de vetas se desarrolló la semimecanización (microscoop) reemplazando la limpieza con rastras de 6.5 TM/h a 12 TM/h
- Se incrementaron los rendimientos de TM/H-Gdia tanto en tajos como en total mina desde inicio de año hasta noviembre, el primero de 3.27 a 4.35 TM/H-Gdia y el segundo de 1.56 a 2.12 TM/H-Gdia

CAPÍTULO IV

NUEVA REFERENCIA DE COSTEO

4.1. Formulación de una nueva referencia de costos (cambio de unidad de medida)

La unidad de medida actual \$/TMS, refleja solamente el volumen de mineral tratado más no las onzas de plata, la cual es el producto principal de la compañía, cálculos realizados a precios de año 2006.

Tabla N° 32 Producción programada 2006 (Referencia \$/TMS)

Presupuesto	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones Mineras													
Toneladas													
Totales	47,300	47,250	52,200	50,400	52,200	50,400	50,400	52,200	50,400	52,200	50,400	50,450	605,798
Producción Pagable													
Onzas Plata	251,280	253,384	273,049	271,499	274,249	264,253	269,385	276,371	275,454	283,111	284,497	283,711	3,260,243
Ton Zinc	3,208	3,212	3,469	3,313	3,385	3,277	3,306	3,292	3,186	3,313	3,099	3,072	39,132
Ton Plomo	1,057	1,066	1,204	1,117	1,161	1,092	1,087	1,057	977	1,024	942	920	12,703
Ton Cobre	391	405	438	398	415	419	455	480	458	478	463	474	5,273
NSR por ton	\$67.52	\$68.13	\$66.65	\$66.85	\$65.65	\$65.73	\$67.08	\$65.59	\$66.44	\$66.39	\$66.95	\$66.64	\$66.62
Costo Total por													
ton	\$46.68	\$47.91	\$45.65	\$46.52	\$44.72	\$44.83	\$44.39	\$43.79	\$44.48	\$43.21	\$44.47	\$44.16	\$45.04
Margen por ton	\$20.84	\$20.22	\$21.00	\$20.32	\$20.92	\$20.90	\$22.69	\$21.80	\$21.97	\$23.18	\$22.48	\$22.48	\$21.58

Actual	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones Mineras														
Total Toneladas														
Extraídas	50,034	48,084	52,274	50,598	53,691	54,454	55,086	56,086	58,535	60,202	56,035	57,492	652,571	
Producción Pagable														
Onzas Plata	277,036	262,086	293,879	292,805	293,776	285,417	262,897	262,811	259,585	268,530	276,902	269,414	3,305,136	
Ton Zinc	4,034	3,747	4,001	3,116	3,434	3,481	3,464	3,643	3,454	3,388	3,313	2,950	42,025	
Ton Plomo	1,251	1,005	1,007	896	1,202	1,140	1,269	1,238	1,057	917	1,011	872	12,865	
Ton Cobre	372	355	560	597	560	588	510	628	683	666	801	915	7,234	
NSR por ton	\$96.55	\$99.89	\$111.27	\$128.64	\$142.76	\$118.15	\$116.72	\$125.15	\$113.26	\$117.30	\$142.37	\$130.17	\$120.54	VENTAS
Costo total /ton	\$45.54	\$48.90	\$46.12	\$48.37	\$49.29	\$46.99	\$48.15	\$46.09	\$50.03	\$50.61	\$55.44	\$69.98	\$50.62	COSTOS
Margen por ton	\$51.01	\$50.99	\$65.15	\$80.27	\$93.47	\$71.16	\$68.57	\$79.05	\$63.24	\$66.69	\$86.93	\$60.19	\$69.91	UTILIDAD

Tabla N° 33 Producción ejecutada 2006 (Referencia \$/TMS)

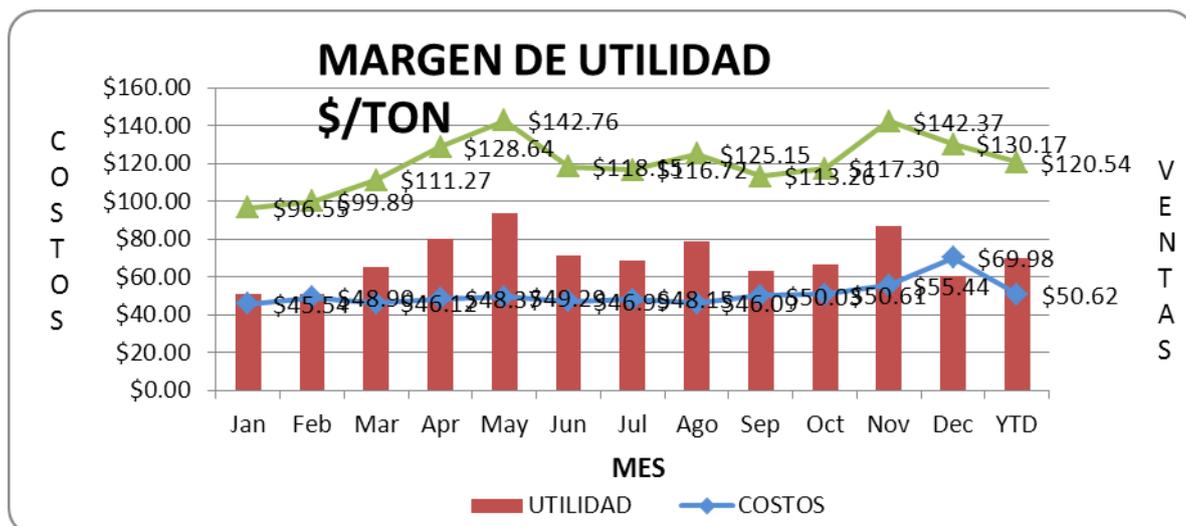


Gráfico N° 43 Margen de Utilidad \$/TMS

4.2. Nueva Unidad de medida **\$/onza Ag recuperadas en planta**

La nueva unidad de referencia de costeo nos permite identificar con claridad la producción de onzas de plata y el costo real por onza de plata.

Es una referencia muy importante que nos permitirá analizar la tendencia de las onzas de plata, si es creciente o decreciente, por otro lado nos ayudará a mejorar la calidad de nuestro producto porque nosotros vendemos plata a nuestros clientes alrededor del mundo.

Programado	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	47,300	47,250	52,200	50,400	52,200	50,400	50,400	52,200	50,400	52,200	50,400	50,450	605,798
Producción Pagable													
Onzas de Plata	251,280	253,384	273,049	271,499	274,249	264,253	269,385	276,371	275,454	283,111	284,497	283,711	3,260,243
Toneladas Zinc	3,208	3,212	3,469	3,313	3,385	3,277	3,306	3,292	3,186	3,313	3,099	3,072	39,132
Toneladas Plomo	1,057	1,066	1,204	1,117	1,161	1,092	1,087	1,057	977	1,024	942	920	12,703
Toneladas Cobre	391	405	438	398	415	419	455	480	458	478	463	474	5,273
Onzas Oro	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
NSR por Onza	\$12.71	\$12.71	\$12.74	\$12.41	\$12.50	\$12.54	\$12.55	\$12.39	\$12.16	\$12.24	\$11.86	\$11.85	\$12.38
Costo total por Onza	\$8.79	\$8.93	\$8.73	\$8.64	\$8.51	\$8.55	\$8.31	\$8.27	\$8.14	\$7.97	\$7.88	\$7.85	\$8.37
Margen por Onza	\$3.92	\$3.77	\$4.01	\$3.77	\$3.98	\$3.99	\$4.24	\$4.12	\$4.02	\$4.27	\$3.98	\$4.00	\$4.01

Tabla N ° 34 Producción programada 2006 (Referencia \$/ONZA)

Actual	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	50,034	48,084	52,274	50,598	53,691	54,454	55,086	56,086	58,535	60,202	56,035	57,492	652,571	
Producción														
Onzas de Plata	277,036	262,086	293,879	292,805	293,776	285,417	262,897	262,811	259,585	268,530	276,902	269,414	3,305,136	
Toneladas Zinc	4,034	3,747	4,001	3,116	3,434	3,481	3,464	3,643	3,454	3,388	3,313	2,950	42,025	
Toneladas Plomo	1,251	1,005	1,007	896	1,202	1,140	1,269	1,238	1,057	917	1,011	872	12,865	
Toneladas Cobre	372	355	560	597	560	588	510	628	683	666	801	915	7,234	
NSR por Onza	\$17.44	\$18.33	\$19.79	\$22.23	\$26.09	\$22.54	\$24.46	\$26.71	\$25.54	\$26.30	\$28.81	\$27.78	\$23.80	VENTA
Costo total por Onza	\$8.23	\$8.97	\$8.20	\$8.36	\$9.01	\$8.96	\$10.09	\$9.84	\$11.28	\$11.35	\$11.22	\$14.93	\$10.00	COSTOS
Margen por Onza	\$9.21	\$9.35	\$11.59	\$13.87	\$17.08	\$13.58	\$14.37	\$16.87	\$14.26	\$14.95	\$17.59	\$12.85	\$13.80	UTILIDAD

Tabla N° 35 Producción ejecutada 2006 (Referencia \$/ONZA)

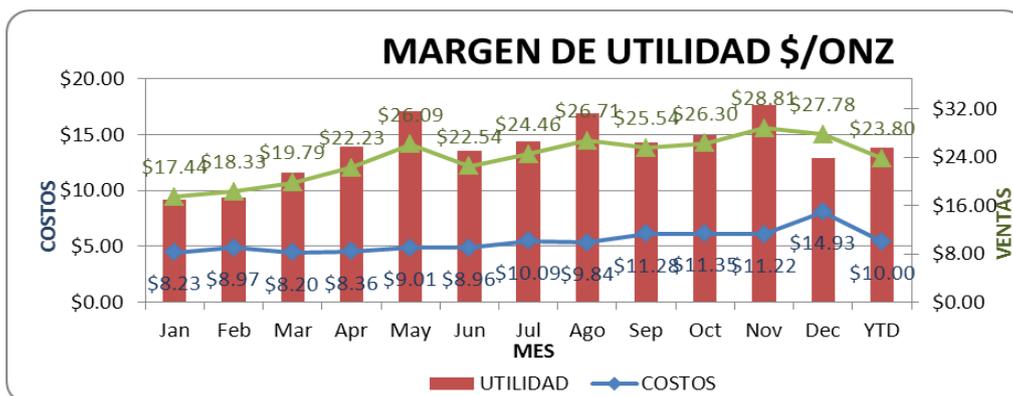


Gráfico N° 44 Margen de Utilidad \$/ONZA

4.3.- Importancia del uso de índices de control de los costos

4.3.1.- Definición de Indicadores clave (onzas Ag/Tc Cu).

Es de suma importancia definir indicadores como por ejemplo:

- Onzas Ag/Tc Cu: Factor que permitirá evaluar el contenido de plata en el concentrado de cobre.
- Onzas Ag/Tc Pb: Factor que permitirá evaluar el contenido de plata en el concentrado de plomo.
- Onzas Ag/Tc Zn: Factor que permitirá evaluar el contenido de plata en el concentrado de zinc.

4.3.2.- Análisis de Indicadores de Gestión.

La gestión minera a nivel operativo es necesario definir parámetros o indicadores para facilitar el análisis de productividad.

	2005	2006	2007	2008
Oz Ag/Tc Cu	9.11	4.03	1.98	1.47
Oz Ag/Tc Pb	0.52	0.52	0.58	0.46
Oz Ag/Tc Zn	0.02	0.02	0.02	0.02

Tabla N° 36 Indicadores de gestión

En el cuadro muestra las equivalencias entre Onzas de Ag recuperadas en planta en relación a las Toneladas cortas de concentrados de Cu, Pb y Zn respectivamente.

Para el cobre el volumen de producción incrementa por cada año, consecuentemente las onzas de plata disminuye debido a la caída de la ley de plata en el mineral de cabeza.

Para el plomo la relación es variable.

Para el zinc la relación se mantiene constante.

4.4.- Programa de mejora de costos orientados a una mejora del ROI

4.4.1.- Diagrama de Flujo de los principales procesos clave.

PLANTA

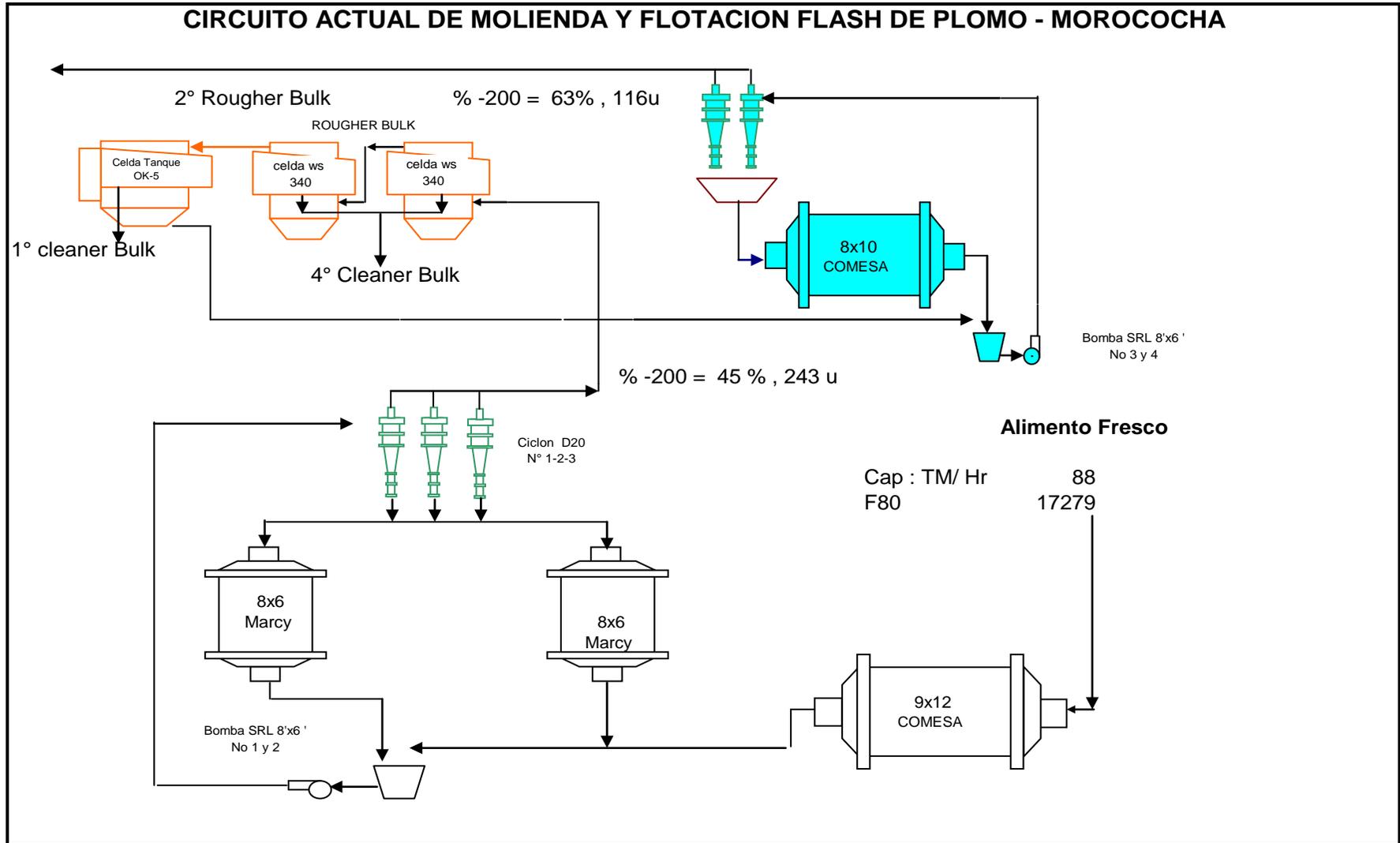


Gráfico N° 46 Flotación Flash

CADENA DE VALOR – MINA MOROCOCHA

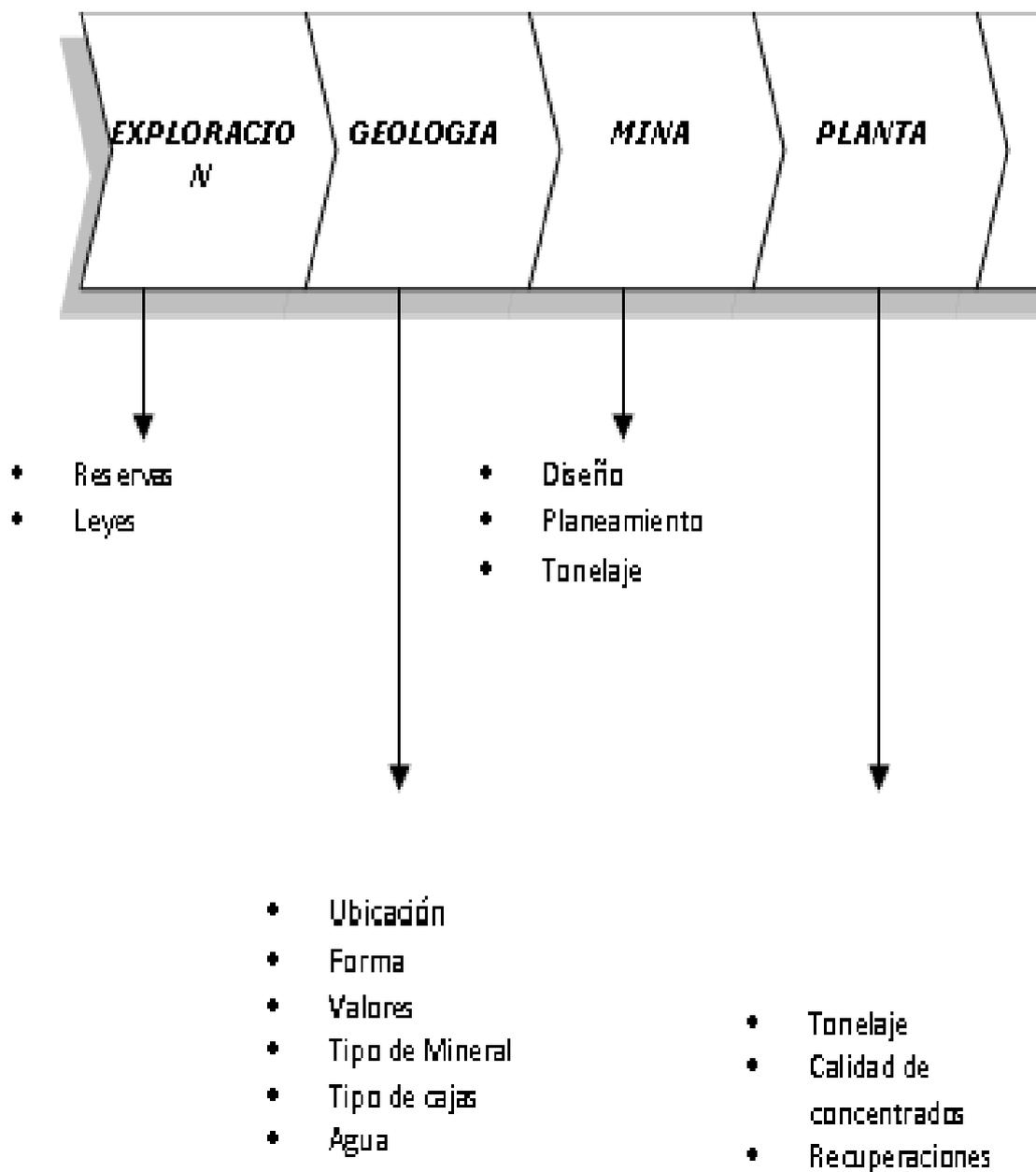


Gráfico N° 47 Cadena de valor – Mina Morococha

4.4.2.- Programa de mejoramiento de las recuperaciones (Onzas Ag recuperadas en planta).

Mejoras 2007

Se instalaron 2 super acondicionadores 10'x10'

Se instaló una celda OK 30

La instalación de dichos equipos permitió incrementar el tiempo de flotación, por ende incrementó la recuperación de Zn.

Mejoras 2008

Se instaló un filtro prensa

La instalación de dicho equipo permitió producir concentrado de Zinc con menor humedad a 10%, por ende las mermas por humedad bajaron lo cual incrementó los ingresos por tonelada de concentrado de zinc.

Mejoras 2009

Se instalaron nuevas celdas en circuito bulk

Se instaló nuevo sistema de lechada de cal "LOOP DE CAL"

La instalación de dichos equipo permitió incrementar la recuperación de plata y la producción de concentrados con mayor calidad. Por consiguiente el incremento de la utilidad.

4.4.3.- Análisis de la curva de valor:

	2005	2006	2007	2008
	%	%	%	%
Rendimiento				
MINA	83.38	86.89	88.41	88.00
Rendimiento				
FINANCIERO	51.27	51.07	51.57	55.19
Rendimiento				
TMSAGE	83.38	86.89	88.41	88.00

Tabla N ° 37 Rendimientos

Leyenda: TMSAGE (Toneladas métricas secas de plata equivalente).

La tendencia del rendimiento Mina es ascendente, excepto el año 2008.

La tendencia del 2005 al 2007, se mantiene casi constante y el 2008 un incremento considerable.

CAPÍTULO V

IMPLEMENTACIÓN DE NUEVA REFERENCIA DE COSTEO

5.1.- Implementación de nuevos referentes de producción.

5.1.1.- Cálculo de TMSAGE

	AÑO	2008	2007	2006	2005
1	TMSAGE contenidas en concentrado	7893519	11499446	11567314	8476402
2	TMSAGE contenidas en mineral	8969927	13006389	13313104	10165629
3	TMS de mineral salido de mina	668601	686968	652571	536212

Tabla N ° 38 Toneladas métricas secas de plata equivalente (TMSAGE)

TMSAGE en el concentrado incrementa en función al incremento de las TMSAGE en el mineral.

Por otro lado, el comportamiento de TMS de mineral es creciente del 2005 al 2009.

Las TMSAGE nos permitirá identificar la dilución e implementar medidas de control para bajar los costos de transporte.

5.1.2.- Presentar una medida de productividad que contemple el sistema total espacio – tiempo.

TMS/H_T: Toneladas métricas por las horas hombre trabajadas, es un indicador de la productividad de Mina Morococha, mide el rendimiento de los trabajadores.

5.1.3.- Cultura de costos y cultura de resultados.

- A. **Cultura de costos:** Es una cultura monodimensional; porque sólo expresa los costos en función al tonelaje extraído de mina, es decir en función al volumen, consecuentemente las reservas de la compañía bajarán, el tiempo de vida de la mina bajará.

- B. **Cultura de resultados:** Es una cultura tetradimensional; esta filosofía permitirá identificar con claridad si la cantidad de onzas de plata baja o incrementa, lo ideal es que la tendencia debería ser creciente para mantener el rango de las utilidades de la compañía, además en época de crisis contrarrestará la caída de los precios.

5.2.- Análisis de la teoría actual de la compañía.

5.2.1.- Análisis de resultados.

CUADRO 2

		2008 (\$)	2007 (\$)	2006 (\$)	2005 (\$)
4	Costo de transacciones externas	44242346.2	64141909.8	55174278.8	23868486
5	Valor bruto de finos en mineral	134844011	174077510	154032609.2	74320911.9
6	Valor bruto de finos en concent	118662489	153908585	133833821.6	61970974.7
	Costo de transacciones \$/TMSAGE	5.60489478	5.57782608	4.769843662	2.81587472

Tabla N ° 39 Costos expresados en \$.

CUADRO 3

	2008	2007	2006	2005
	\$	\$	\$	\$
7 Ventas	74420143	89766676	78659543	38102489
8 Costo de ventas	39684051	41151172	28295524	21471429
9 Utilidad bruta	34736092	48615504	50364018	16631060
10 Gastos de operación	5030336	4751374	4739687	3300165
11 Utilidad de operaciones	29705756	43864130	45624331	13330895
Costo operativo				
\$/TMSAGE	5.03	3.58	2.45	2.53

Tabla N ° 40 Ventas anuales y Utilidad

CUADRO 4

	2008	2007	2006	2005
	\$	\$	\$	\$
12 Financieros	0	0	0	0
13 Depreciación	6565662	6746030	6408245	5265606

Tabla N° 41 Depreciación

CUADRO 5

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	59.35	59.90	43.36	40.04
15 CV + Gastos de operación, GO	66.88	66.82	50.62	46.20
16 CV + GO + Costo de estructura	136.05	136.54	103.80	96.06
Costo de transacciones externas				
17 CTE	66.17	93.37	84.55	44.51
18 Total	202.22	229.91	188.35	140.57

Tabla N° 42 Costos de operación

CUADRO 6

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	4.42	3.16	2.13	2.11
15 - Gastos de operación, GO	4.98	3.53	2.48	2.44
CV + GO + Costo de				
16 estructura	10.14	7.21	5.09	5.07
Costo de transacciones externas				
17 CTE	4.93	4.93	4.14	2.35
18 Total	15.07	12.14	9.23	7.41

Tabla N ° 43 Costo de transacciones externas

CUADRO 7

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	5.03	3.58	2.45	2.53
CV + Gastos de operación,				
15 GO	5.66	3.99	2.86	2.92
CV + GO + Costo de				
16 estructura	11.52	8.16	5.86	6.08
Costo de transacciones externas				
17 CTE	5.60	5.58	4.77	2.82
18 Total	17.13	13.73	10.63	8.89

Tabla N° 44 Costos totales

5.2.2.- Definición de la estrategia actual de la compañía:

La compañía es especialista en producción de plata, su objetivo es convertirse en el primer productor de plata en el mundo.

La compañía busca cada año incrementar su producción en volumen, es decir en TMS.

5.3.- Planteamiento de una nueva teoría para la compañía.

5.3.1.- Definición de estrategia empresarial

La Estrategia Empresarial supone tanto un enfoque como una metodología. Es un enfoque porque supone una manera de “ver las cosas” y la manera en cómo una persona ve las cosas define su conducta y sus actitudes. Un administrador o gerente abordan la administración de una empresa a partir de lo que tienen en sus mentes; de esta forma los paradigmas suelen ser determinantes y la Estrategia Empresarial es ciertamente uno de ellos.

La Estrategia Empresarial es el proceso formal que permite formular, ejecutar y evaluar acciones que conduzcan a lograr objetivos

para adecuar la misión de la empresa a los cambios ocurridos en el medio ambiente.

Los Objetivos más importantes de la Estrategia Empresarial son:

- Diseñar el futuro que desea la empresa e identificar el medio o la forma para lograrlo.
- Identificar y evaluar las fortalezas y debilidades de la organización.
- Identificar y evaluar las oportunidades y amenazas que el entorno le plantea a una organización en el corto, mediano y largo plazos.
- Crear y mantener una estructura de organización que sea capaz de soportar un sistema de toma de decisiones oportuno y eficiente.
- Crean y mantener la competitividad de la empresa.
- Estar en condiciones de aprovechar las mejores oportunidades de negocios

PROCESO DE LA ESTRATEGIA EMPRESARIAL

- Paso 1: Identificación de la misión actual de la organización, sus objetivos y estrategias.

- Paso 2: El análisis del entorno externo
- Paso 3: Identificación de Oportunidades y Amenazas
- Paso 4: Análisis de los recursos de la organización
- Paso 5: Identificación de las Fortalezas y Debilidades
- Paso 6: Revalorización de la misión y objetivos de la organización
- Paso 7: Formulación de Estrategias
- Paso 8: Implantación de las estrategias.
- Paso 9: Evaluación de resultados

5.3.2.- Teoría del Negocio – Mina Morococha.

Es un productor de plata muy importante en el mundo, busca la transformación de sus concentrados en metales refinados y generar su propia gama de productos derivados de Ag.

5.3.3.- Formulación de nuevas estrategias para la Compañía.

La compañía debería invertir en capacitación de su personal, darle un nivel alto a su activo humano.

La compañía debería evaluar la posibilidad de convertir sus bienes tangibles en intangibles para que perdure en el tiempo.

5.4.- Nuevo modelo de costeo en función de la nueva teoría.

5.4.1.- Nuevo modelo de costeo.

Su nuevo modelo de costeo debería reflejar las onzas de plata recuperadas en planta. Mediante capacitación familiarizamos a todo nuestro personal sobre la nueva filosofía, los sistemas de costeo a futuro lo realizaremos en función a nuestro producto principal, onzas de plata.

5.4.2.- Nueva Teoría.

La empresa Pan American Silver SAC es una organización orientada al desarrollo integral de las personas que laboran en ella. El enfoque holístico es indispensable para lograrlo.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- El cambio de referencia de costeo en función a Onzas de Ag producidas en planta, permite realizar una evaluación real de las utilidades de la empresa. Este cambio de referencia implicará un cambio de filosofía para nuestra compañía a todo nivel, a futuro todos nuestros sistemas de costeo estarán en función a nuestro producto principal, este cambio conllevará a mejorar la calidad de nuestro producto.
- Las TMSAGE permiten evaluar la cantidad de finos producidos y cuantificar en valor económico en función a los precios. Además nos permitirá realizar una evaluación específica de los contenidos de plata en los concentrados de Cobre, Plomo y Zinc respectivamente.
- El nuevo modelo de costeo permite identificar que no necesariamente que al incrementar el volumen de producción, incrementará las utilidades. Porque las reservas de mineral bajan, consecuentemente las leyes de plata bajarán al incrementar el tratamiento en tonelaje de mineral.
- El incremento de las utilidades dependerá de los precios y la cantidad de TMSAGE producidas en planta. Obviamente los ingresos de la compañía dependerán de los precios de los metales que son regulados por la economía mundial, por otro lado nosotros priorizaremos en producir concentrados con mayor calidad y más cantidad de plata, para contrarrestar alguna caída en los precios y obtener la utilidad proyectada.

RECOMENDACIONES

- Debemos difundir la nueva referencia de costeo, para familiarizar a nuestros trabajadores, mediante cursos de capacitación, tales como: Modelo de costeo actual, Nueva Referencia de costeo, Producción de plata. Por consiguiente nuestros supervisores aplicarán el efecto cascada, de tal manera que el cambio de filosofía llegue a todos los niveles de la compañía.
- Debemos cuantificar la producción de plata en función a TMSAGE. También cuantificar la producción de plata en los concentrados de Cobre, Plomo y Zinc, para tener los ingresos por cada tipo de concentrado.
- Debemos implementar el nuevo modelo de costeo, que nos permita evaluar los costos de producción de una manera real, por ejemplo: bajar los costos de transporte de mineral, evitar la dilución del mineral por incrementar el volumen de producción. A futuro deberíamos bajar la dilución de nuestro mineral, un factor de dilución mayor al 10 % genera pérdidas económicas para la compañía.
- El incremento de las utilidades de la empresa incrementarán a medida que optimicemos nuestros costos de producción. Con la nueva referencia de costeo lograremos identificar con facilidad la reducción o incremento de los costos de extracción y tratamiento en planta, por otro lado cuantificaremos nuestros costos de transacciones en función a las onzas de plata comercializadas a nuestros clientes.

APENDICE

CUADRO 5

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	59.35	59.90	43.36	40.04
CV + Gastos de operación,				
15 GO	66.88	66.82	50.62	46.20
CV + GO + Costo de				
16 estructura	136.05	136.54	103.80	96.06
Costo de transacciones externas				
17 CTE	66.17	93.37	84.55	44.51
18 Total	202.22	229.91	188.35	140.57

Tabla N ° 45 Costos de ventas

CUADRO 6

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	4.42	3.16	2.13	2.11
CV + Gastos de operación,				
15 GO	4.98	3.53	2.48	2.44
CV + GO + Costo de				
16 estructura	10.14	7.21	5.09	5.07
Costo de transacciones externas				
17 CTE	4.93	4.93	4.14	2.35
18 Total	15.07	12.14	9.23	7.41

Tabla N° 46 Costos de transacciones externas

CUADRO 7

	2008	2007	2006	2005
	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS	\$/TMS
14 Costo de Ventas, CV	5.03	3.58	2.45	2.53
CV + Gastos de operación,				
15 GO	5.66	3.99	2.86	2.92
CV + GO + Costo de				
16 estructura CTE	11.52	8.16	5.86	6.08
18 Total	17.13	13.73	10.63	8.89

Tabla N° 47 Costos totales

ANEXOS

ANEXO 1

Tabla N ° 48 Precios internacionales promedios anuales

		2005	2006	2007	2008	2009
Plata US\$/oz	London Spot	7.311	11.570	13.384	15.033	14.654
Oro US\$/oz	London Final	444.882	604.336	800.000	872.227	973.002
Plomo						
US\$/TM	LME Settle	976.521	1289.722	2594.960	2090.664	1719.111
Zinc						
US\$/TM	LME Settle	1381.768	3275.292	3250.300	1874.709	1655.271
Cobre	LME Settle					
US\$/TM	(Grado A)	3678.885	6722.135	7126.323	6955.880	5149.738

Fuente: Metals Week

Tasa de cambio

NS/\$

2005	2006	2007	2008	2009
3.297	3.275	3.129	2.926	3.012

Fuente BCR anuales históricos

Tabla N ° 49 Tipo de cambio

ANEXO 2 Tabla N° 50 MOROCOCHA TMSAGE 2005 A 2009

ANEXO 2 Tabla N° 50 MOROCOCHA TMSAGE 2005 A 2009						Precios 2005					
AÑO	2005					Ag	Cu	Pb	Zn		
	Tonelaje	Ag, Oz	Cu, %	Pb, %	Zn, %	7.311	3678.885	976.521	1381.768		
Mineral extraído de mina	536212.470	6.92	0.36	1.59	4.28	7.311 Equivalencias en TMSAGE					
Conc. Cu	4625.136	421.45	22.95	6.61	6.73	Plata	Cobre	Plomo	Zinc		
Conc. Pb	13059.537	67.30	0.89	51.56	4.55	1.000	503.199	133.569	188.998		
Conc. Zn	37070.877	8.38	1.04	0.80	48.52						
Precios metales		7.311	3678.885	976.521	1381.768						
Contenidos finos						TOTAL TMSAGE					
Mineral		3711580	1932	8546	22966	3711580	972149	1141439	4340461	10165629	
Conc. Cu		1949271	1062	306	311						
Conc. Pb		878942	116	6734	595						
Conc. Zn		310724	387	295	17986						
Total		3138936	1565	7334	18892	3138936	787302	979646	3570518	8476402	
Recuperaciones	%	84.57	80.99	85.83	82.26					16 %	
Valor en US\$		Ag	Cu	Pb	Zn	Yield %	dif con PyG	Costo de ventas	Personal		
Mineral		27135358	7107381	8345062	31733111	74320912	51.27	36218423	21,471,429	3,435,429	
Conc. Cu		14251117	3905140	298707	430266						
Conc. Pb		6425943	425713	6575473	821869						
Conc. Zn		2271701	1425112	288012	24851922						
Total		22948761	5755965	7162193	26104056	61970975	61.48	23868486	21,471,429	3,435,429	
Recuperaciones	%	84.57	80.99	85.83	82.26						
PyG, Ventas US\$		Tomado de la memoria 2005				38,102,489					
Costo de transacciones, US\$		Diferencia entre ventas y valor de los finos en conc.				23868486					
Yield MINA		83.38									
Yield Financiero		51.27									
Yield TMSAGE		83.38									

Leyenda:
Yield = Rendimiento

ANEXO 3 Tabla N° 51 MOROCOCHA TMSAGE 2005 A 2009

AÑO						Precios 2006					
2006						Ag	Cu	Pb	Zn		
Tonelaje	Ag, Oz	Cu, %	Pb, %	Zn, %		11.570	6722.135	1289.722	3275.292	Equivalencias en TMSAGE	
Mineral extraído de mina	652570.762	5.99	0.41	1.33	3.73	Plata	Cobre	Plomo	Zinc		
Conc. Cu	7233.533	291.36	24.17	7.22	8.40	1.000	580.997	111.471	283.085		
Conc. Pb	12864.673	66.73	1.01	50.29	4.20						
Conc. Zn	42025.098	8.07	0.95	0.76	48.74						
Precios metales		11.570	6722.135	1289.722	3275.292						
Contenidos finos	31.10					TOTAL TMSAGE					
Mineral		3907540	2675	8676	24319	3907540	1554121	967076	6884367	13313104	
Conc. Cu		2107581	1748	522	608						
Conc. Pb		858483	130	6470	541						
Conc. Zn		339073	400	321	20483						
Total		3305136	2278	7313	21632	3305136	1323426	815198	6123554	11567314	
Recuperaciones	%	84.58	85.16	84.30	88.95	16 %					
Valor en US\$		Ag	Cu	Pb	Zn	Yield %	dif con PyG	Cost de ventas	Personal		
Mineral		45210239	17981175	11189072	79652123	154032609	51.07	75373066	28,295,524	4,527,284	
Conc. Cu		24384710	11750366	673449	1989900						
Conc. Pb		9932648	872103	8344684	1771674						
Conc. Zn		3923071	2689567	413703	67087947						
Total		38240428	15312035	9431836	70849521	133833822	58.77	55174279	28,295,524	4,527,284	
Recuperaciones	%	84.58	85.16	84.30	88.95						
PyG, Ventas US\$		Tomado de la memoria 2006				78,659,543					
Costo de transacciones, US\$		Diferencia entre ventas y valor de los finos en conc.				55174279					
Yield MINA		86.89									
Yield Financiero		51.07									
Yield TMSAGE		86.89									

ANEXO 4 Tabla N° 52 MOROCOCHA TMSAGE 2005 A 2009

AÑO						Precios 2007				
2007						Ag	Cu	Pb	Zn	
Tonelaje						13.384	7126.323	2594.960	3250.300	
Ag, Oz						Equivalencias en TMSAGE				
Cu, %						Plata	Cobre	Plomo	Zinc	
Pb, %						1.000	532.451	193.885	242.850	
Zn, %										
Mineral extraído de mina	686968.412	5.50	0.50	1.36	3.36					
Conc. Cu	9636.287652	191.10	24.43	8.16	7.92					
Conc. Pb	13857.20816	79.90	1.78	49.46	4.83					
Conc. Zn	40881.98398	8.57	1.03	0.91	47.25					
Precios metales		13.384	7126.323	2594.960	3250.300					
Contenidos finos									TOTAL TMSAGE	
Mineral		3775474	3408	9363	23064	3775474	1814558	1815331	5601026	13006389
Conc. Cu		1841521	2354	787	764					
Conc. Pb		1107191	247	6853	670					
Conc. Zn		350485	420	371	19315				TOTAL TMSAGE	
Total		3299197	3021	8011	20748	3299197	1608433	1553130	5038687	11499446
Recuperaciones	%	87.38	88.64	85.56	89.96					16 %
Valor en US\$		Ag	Cu	Pb	Zn	Yield %	dif con PyG	Cost de ventas	Personal	
Mineral		50530939	24286041	24296392	74964138	174077510	51.57	84310835	41,151,172	6,584,187
Conc. Cu		24646917	16776961	2041481	2481953					
Conc. Pb		14818643	1757749	17784158	2177078					
Conc. Zn		4690886	2992551	961453	62778754					
Total		44156446	21527261	20787092	67437785	153908585	58.32	64141910	41,151,172	6,584,187
Recuperaciones	%	87.38	88.64	85.56	89.96					
PyG, Ventas US\$		Tomado de la memoria 2007				89,766,676				
Costo de transacciones, US\$		Diferencia entre ventas y valor de los finos en conc.				64141910				
Yield MINA		88.41								
Yield Financiero		51.57								
Yield TMSAGE		88.41								

ANEXO 5 Tabla N° 53 MOROCOCHA TMSAGE 2005 A 2009

AÑO						Precios 2008					
2008						Ag	Cu	Pb	Zn		
Tonelaje						15.033	6955.880	2090.664	1874.709	Equivalencias en TMSAGE	
Ag, Oz						Plata	Cobre	Plomo	Zinc		
Cu, %						1.000	462.710	139.073	124.707		
Pb, %											
Zn, %											
Mineral extraído de mina	668601.000	4.93	0.51	1.41	3.34						
Conc. Cu	10311.71859	151.48	21.92	10.14	6.94						
Conc. Pb	14040.74585	63.93	2.73	49.81	5.22						
Conc. Zn	39975.09309	7.57	1.29	0.94	46.51						
Precios metales		15.033	6955.880	2090.664	1874.709						
Contenidos finos						TOTAL				TMSAGE	
Mineral		3296203	3410	9427	22331	3296203	1577780	1311075	2784868	8969927	
Conc. Cu		1562019	2260	1045	715						
Conc. Pb		897625	384	6993	733						
Conc. Zn		302611	515	376	18593						
Total		2762255	3159	8414	20041	2762255	1461877	1170143	2499244	7893519	
Recuperaciones	%	83.80	92.65	89.25	89.74	16 %					
Valor en US\$	Ag	Cu	Pb	Zn		Yield %	dif con PyG	Cost de ventas	Personal		
Mineral	49551489	23718613	19709267	41864642	134844011	55.19	60423868	39,684,051	6,349,448		
Conc. Cu	23481677	15723578	2185104	1340965							
Conc. Pb	13493905	2668340	14620086	1373514							
Conc. Zn	4549128	3584329	785459	34856403							
Total	41524710	21976248	17590649	37570882	118662489	62.72	44242346	39,684,051	6,349,448		
Recuperaciones	%	83.80	92.65	89.25	89.74						
PyG, Ventas US\$	Tomado de la memoria 2008					74,420,143					
Costo de transacciones, US\$	Diferencia entre ventas y valor de los finos en conc.					44242346					
Yield MINA	88.00										
Yield Financiero	55.19	Yield TMSAGE	88.00								

ANEXO 6													
Programa 2007	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	50,016	50,217	51,028	52,637	53,421	55,176	56,291	57,261	57,520	57,831	57,439	57,935	656,772
Producción													
Onzas Plata	243,975	238,116	230,685	237,696	244,778	257,321	266,641	267,168	263,521	261,846	249,968	259,112	3,020,826
Toneladas Zinc	3,489	3,340	3,405	3,450	3,511	3,682	3,829	3,968	4,032	3,933	3,816	3,869	44,324
Toneladas Plomo	1,499	1,459	1,495	1,495	1,577	1,659	1,717	1,722	1,730	1,618	1,533	1,614	19,116
Toneladas Cobre	481	463	487	600	498	511	570	617	555	661	652	579	6,676
NSR por Tonelada	\$109.42	\$106.01	\$104.60	\$103.34	\$104.96	\$106.16	\$107.78	\$108.17	\$107.74	\$104.96	\$101.68	\$104.15	\$105.73
Costo total por Tonelada	\$53.50	\$53.19	\$52.90	\$51.97	\$51.39	\$50.29	\$50.17	\$50.10	\$49.86	\$48.93	\$49.41	\$49.31	\$50.83
Margen por Tonelada	\$55.92	\$52.82	\$51.69	\$51.38	\$53.57	\$55.87	\$57.61	\$58.07	\$57.88	\$56.03	\$52.27	\$54.84	\$54.89

Actual 2007	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	54,038	54,162	56,922	52,755	53,044	56,874	58,160	59,609	56,420	62,462	60,084	62,440	686,969	
Producción														
Onzas Plata	234,836	238,735	248,355	211,546	234,883	315,581	311,676	258,195	278,267	362,513	280,356	259,753	3,234,697	
Toneladas Zinc	2,883	3,171	3,460	3,433	3,582	3,630	3,848	3,448	3,268	3,278	3,027	3,854	40,881	
Toneladas Plomo	809	958	1,069	864	1,096	1,226	1,211	1,264	1,402	1,555	1,262	1,140	13,857	
Toneladas Cobre	870	934	911	815	799	734	881	776	756	778	683	699	9,636	
NSR por ton	\$115.46	\$117.05	\$123.52	\$128.55	\$140.36	\$146.22	\$147.55	\$127.12	\$142.22	\$149.35	\$124.99	\$105.58	\$130.67	VENTA
Costo total por tonelada	\$51.24	\$51.09	\$51.17	\$58.41	\$56.01	\$72.40	\$65.31	\$69.35	\$84.70	\$80.35	\$80.11	\$75.91	\$66.82	COSTOS
Margen por tonelada	\$64.22	\$65.96	\$72.36	\$70.14	\$84.35	\$73.82	\$82.24	\$57.77	\$57.52	\$69.00	\$44.88	\$29.67	\$63.85	UTILIDAD

Tabla N ° 54 Producción programada y ejecutada 2007 (Referencia \$/TONELADA)

ANEXO 7

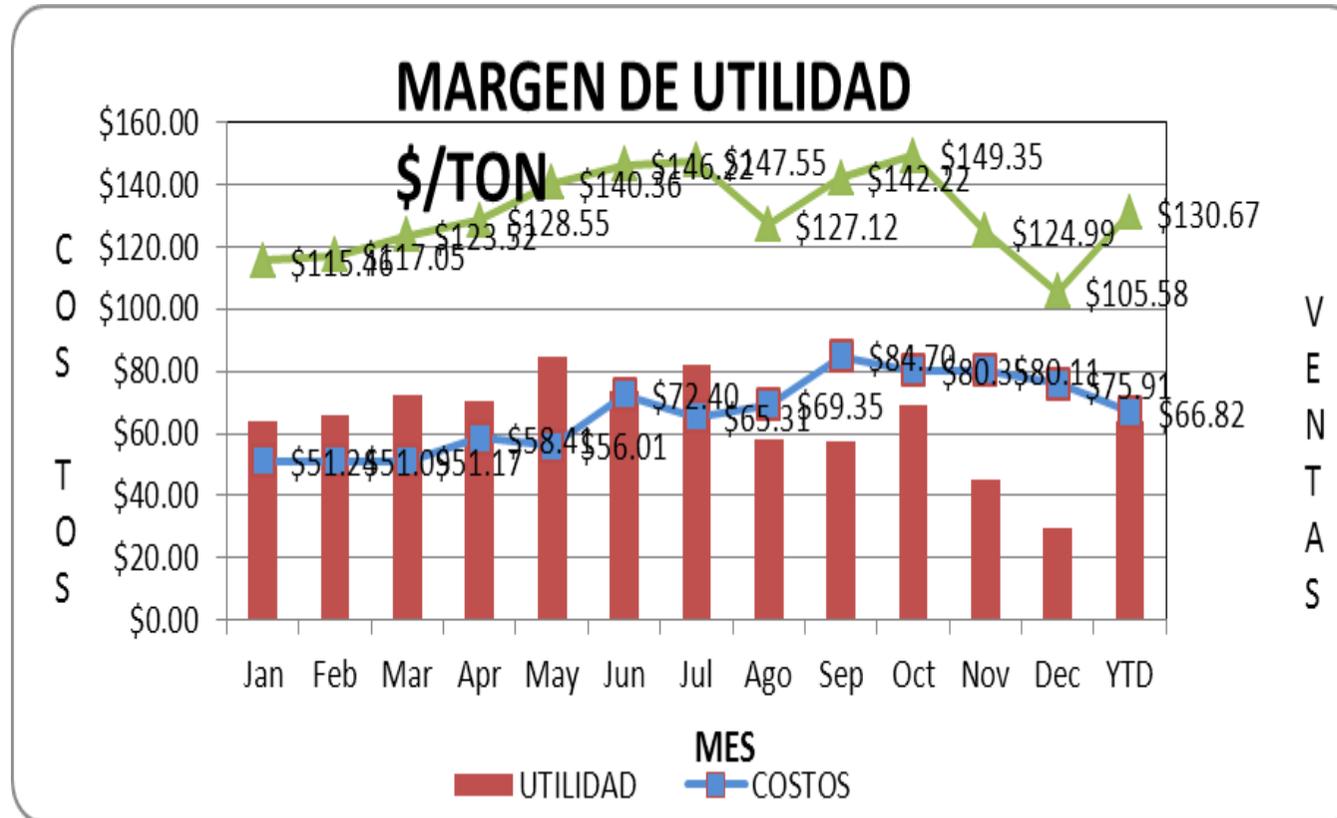


Gráfico N ° 48 Margen de Utilidad \$/TONELADA 2007

ANEXO 8													
Programa 2007	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	50,016	50,217	51,028	52,637	53,421	55,176	56,291	57,261	57,520	57,831	57,439	57,935	656,772
Producción													
Onzas Plata	243,975	238,116	230,685	237,696	244,778	257,321	266,641	267,168	263,521	261,846	249,968	259,112	3,020,826
Toneladas Zinc	3,489	3,340	3,405	3,450	3,511	3,682	3,829	3,968	4,032	3,933	3,816	3,869	44,324
Toneladas Plomo	1,499	1,459	1,495	1,495	1,577	1,659	1,717	1,722	1,730	1,618	1,533	1,614	19,116
Toneladas Cobre	481	463	487	600	498	511	570	617	555	661	652	579	6,676
NSR por Onza	\$22.43	\$22.36	\$23.14	\$22.88	\$22.91	\$22.76	\$22.75	\$23.18	\$23.52	\$23.18	\$23.36	\$23.29	\$22.99
Costo total por Onza	\$10.97	\$11.22	\$11.70	\$11.51	\$11.21	\$10.78	\$10.59	\$10.74	\$10.88	\$10.81	\$11.35	\$11.02	\$11.05
Margen por Onza	\$11.46	\$11.14	\$11.43	\$11.38	\$11.69	\$11.98	\$12.16	\$12.45	\$12.63	\$12.38	\$12.01	\$12.26	\$11.93

Actual 2007	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	54,038	54,162	56,922	52,755	53,044	56,874	58,160	59,609	56,420	62,462	60,084	62,440	686,969	
Producción														
Onzas Plata	234,836	238,735	248,355	211,546	234,883	315,581	311,676	258,195	278,267	362,513	280,356	259,753	3,234,697	
Toneladas Zinc	2,883	3,171	3,460	3,433	3,582	3,630	3,848	3,448	3,268	3,278	3,027	3,854	40,881	
Toneladas Plomo	809	958	1,069	864	1,096	1,226	1,211	1,264	1,402	1,555	1,262	1,140	13,857	
Toneladas Cobre	870	934	911	815	799	734	881	776	756	778	683	699	9,636	
NSR por Onza	\$26.57	\$26.56	\$28.31	\$32.06	\$31.70	\$26.35	\$27.53	\$29.35	\$28.84	\$25.73	\$26.79	\$25.38	\$27.75	VENTA
Costo total por Onza	\$11.79	\$11.59	\$11.73	\$14.57	\$12.65	\$13.05	\$12.19	\$16.01	\$17.17	\$13.84	\$17.17	\$18.25	\$14.19	COSTOS
Margen por Onza	\$14.78	\$14.96	\$16.58	\$17.49	\$19.05	\$13.30	\$15.35	\$13.34	\$11.66	\$11.89	\$9.62	\$7.13	\$13.56	UTILIDAD

Tabla N° 55 Producción programada y ejecutada 2007 (Referencia \$/ONZA)

ANEXO 9

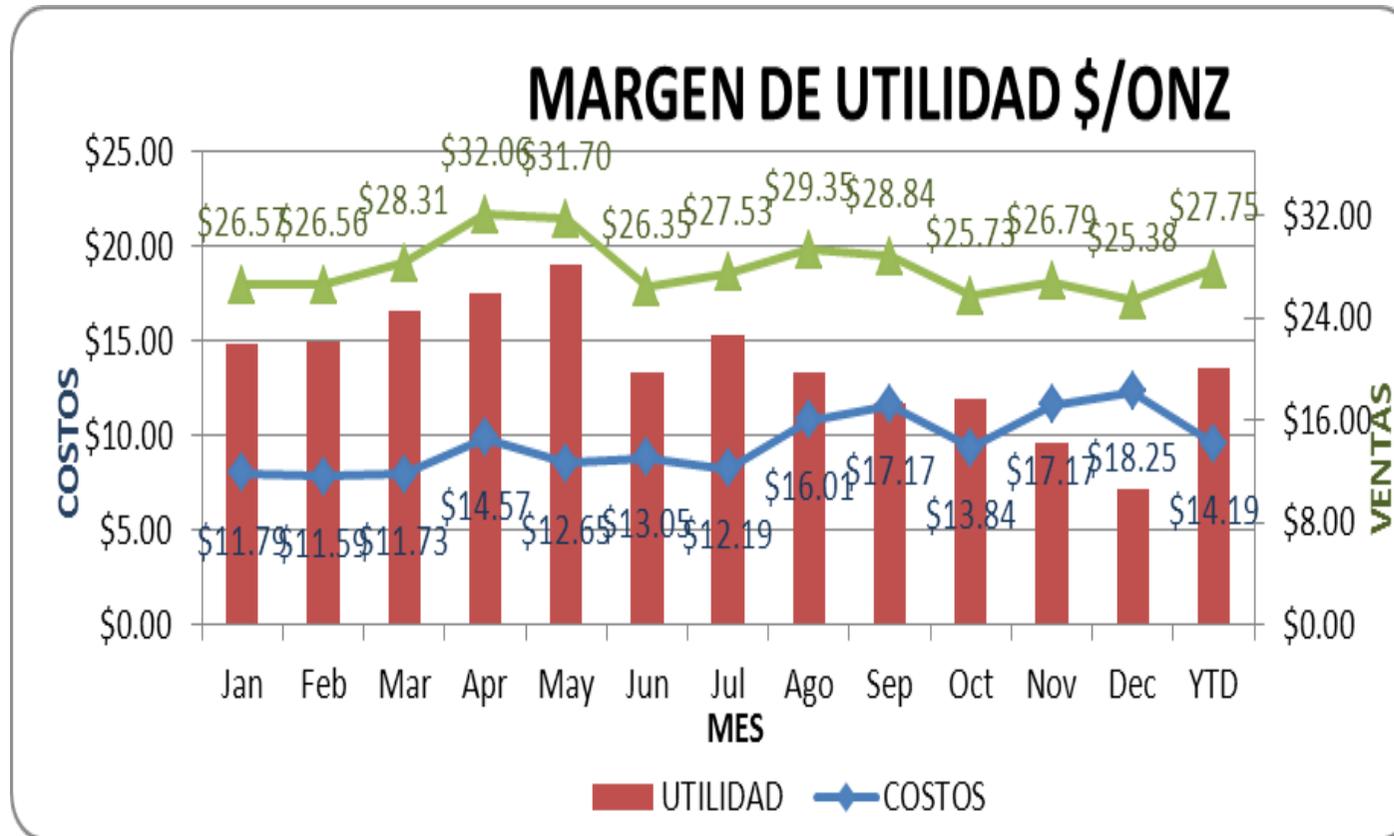


Gráfico N ° 49 Margen de Utilidad \$/ONZA 2007

ANEXO 10													
Programa 2008	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	55,000	53,500	55,500	54,500	55,000	54,500	55,000	55,500	55,000	55,600	55,900	55,900	660,900
Producción													
Onzas Plata	243,860	239,554	247,123	247,017	247,660	244,937	247,810	250,857	249,328	250,331	250,379	251,268	2,970,123
Toneladas Zinc	2,988	2,962	3,059	3,099	3,159	3,341	3,196	3,282	3,295	3,530	3,591	3,685	39,186
Toneladas Plomo	1,202	1,145	1,189	1,152	1,152	1,152	1,105	1,126	1,103	1,162	1,170	1,097	13,755
Toneladas Cobre	793	789	811	821	821	799	835	841	840	817	812	835	9,816
NSR por tonelada	\$111.66	\$109.83	\$112.84	\$110.09	\$110.92	\$114.31	\$111.24	\$111.09	\$111.33	\$111.79	\$112.71	\$112.60	\$111.71
Costo total por ton	\$59.17	\$60.63	\$59.71	\$60.59	\$60.52	\$61.08	\$60.58	\$60.69	\$61.10	\$59.94	\$61.77	\$60.40	\$60.51
Margen por tonelada	\$52.49	\$49.21	\$53.13	\$49.49	\$50.40	\$53.23	\$50.66	\$50.40	\$50.23	\$51.85	\$50.94	\$52.20	\$51.19

Actual 2008	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	57,897	57,185	61,438	54,527	59,085	56,349	48,040	54,408	55,052	54,573	47,179	62,868	668,601	
Producción														
Onzas Plata	241,543	254,151	251,589	236,651	256,463	228,943	185,005	220,359	218,493	201,927	207,197	260,026	2,762,347	
Toneladas Zinc	3,344	2,895	3,441	3,199	3,484	3,368	2,580	3,121	3,332	3,334	3,123	4,752	39,975	
Toneladas Plomo	1,230	1,259	1,302	1,121	1,333	1,331	1,053	1,184	1,136	1,027	798	1,269	14,041	
Toneladas Cobre	682	537	815	838	961	832	749	903	926	963	1,081	1,025	10,312	
NSR por tonelada	\$127.01	\$137.78	\$147.17	\$140.90	\$129.50	\$120.37	\$119.45	\$108.19	\$95.60	\$70.61	\$67.10	\$65.56	\$111.31	VENTA
Costo total por ton	\$69.71	\$71.08	\$73.58	\$68.06	\$64.44	\$64.76	\$72.25	\$67.04	\$65.75	\$68.59	\$67.16	\$52.10	\$66.88	COSTOS
Margen por tonelada	\$57.30	\$66.70	\$73.58	\$72.85	\$65.06	\$55.61	\$47.20	\$41.15	\$29.85	\$2.02	-\$0.06	\$13.46	\$44.43	UTILIDAD

Tabla N ° 56 Producción programada y ejecutada 2008 (Referencia \$/TONELADA)

ANEXO 11

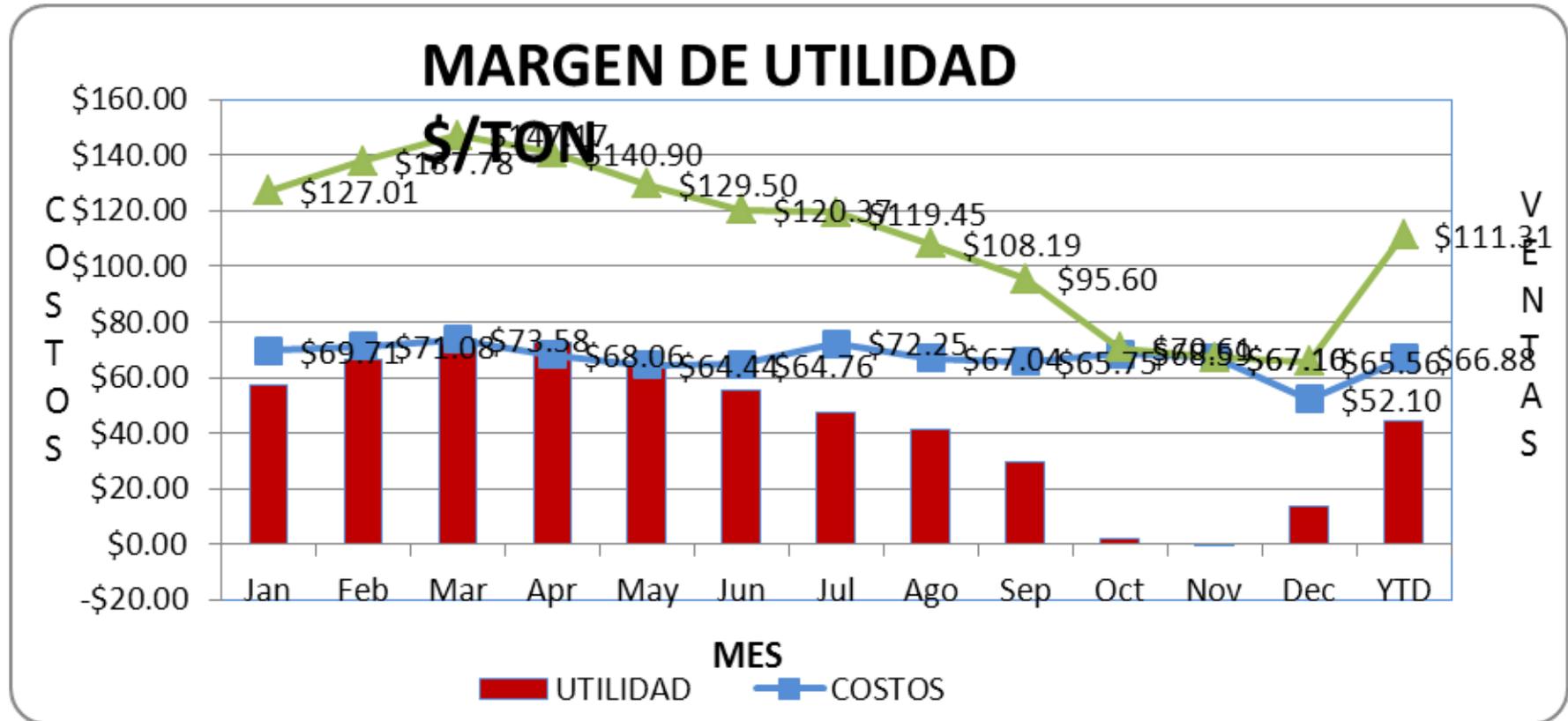


Gráfico N ° 50 Margen de Utilidad \$/TONELADA 2008

ANEXO 12													
Programa 2008	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	55,000	53,500	55,500	54,500	55,000	54,500	55,000	55,500	55,000	55,600	55,900	55,900	660,900
Producción													
Onzas Plata	243,860	239,554	247,123	247,017	247,660	244,937	247,810	250,857	249,328	250,331	250,379	251,268	2,970,123
Toneladas Zinc	2,988	2,962	3,059	3,099	3,159	3,341	3,196	3,282	3,295	3,530	3,591	3,685	39,186
Toneladas Plomo	1,202	1,145	1,189	1,152	1,152	1,152	1,105	1,126	1,103	1,162	1,170	1,097	13,755
Toneladas Cobre	793	789	811	821	821	799	835	841	840	817	812	835	9,816
NSR por onza	\$25.18	\$24.53	\$25.34	\$24.29	\$24.63	\$25.43	\$24.69	\$24.58	\$24.56	\$24.83	\$25.16	\$25.05	\$24.86
Costo total por Onza	\$13.35	\$13.54	\$13.41	\$13.37	\$13.44	\$13.59	\$13.44	\$13.43	\$13.48	\$13.31	\$13.79	\$13.44	\$13.47
Margen por Onza	\$11.84	\$10.99	\$11.93	\$10.92	\$11.19	\$11.84	\$11.24	\$11.15	\$11.08	\$11.52	\$11.37	\$11.61	\$11.39

Actual 2008	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	57,897	57,185	61,438	54,527	59,085	56,349	48,040	54,408	55,052	54,573	47,179	62,868	668,601	
Producción														
Onzas Plata	241,543	254,151	251,589	236,651	256,463	228,943	185,005	220,359	218,493	201,927	207,197	260,026	2,762,347	
Toneladas Zinc	3,344	2,895	3,441	3,199	3,484	3,368	2,580	3,121	3,332	3,334	3,123	4,752	39,975	
Toneladas Plomo	1,230	1,259	1,302	1,121	1,333	1,331	1,053	1,184	1,136	1,027	798	1,269	14,041	
Toneladas Cobre	682	537	815	838	961	832	749	903	926	963	1,081	1,025	10,312	
NSR por onza	\$30.44	\$31.00	\$35.94	\$32.47	\$29.84	\$29.63	\$31.02	\$26.71	\$24.09	\$19.08	\$15.28	\$15.85	\$26.94	VENTA
Costo total por Onza	\$16.71	\$15.99	\$17.97	\$15.68	\$14.85	\$15.94	\$18.76	\$16.55	\$16.57	\$18.54	\$15.29	\$12.60	\$16.19	COSTOS
Margen per Onza	\$13.74	\$15.01	\$17.97	\$16.79	\$14.99	\$13.69	\$12.26	\$10.16	\$7.52	\$0.55	-\$0.01	\$3.25	\$10.75	UTILIDAD

Tabla N ° 57 Producción programada y ejecutada 2008 (Referencia \$/ONZA)

ANEXO 13

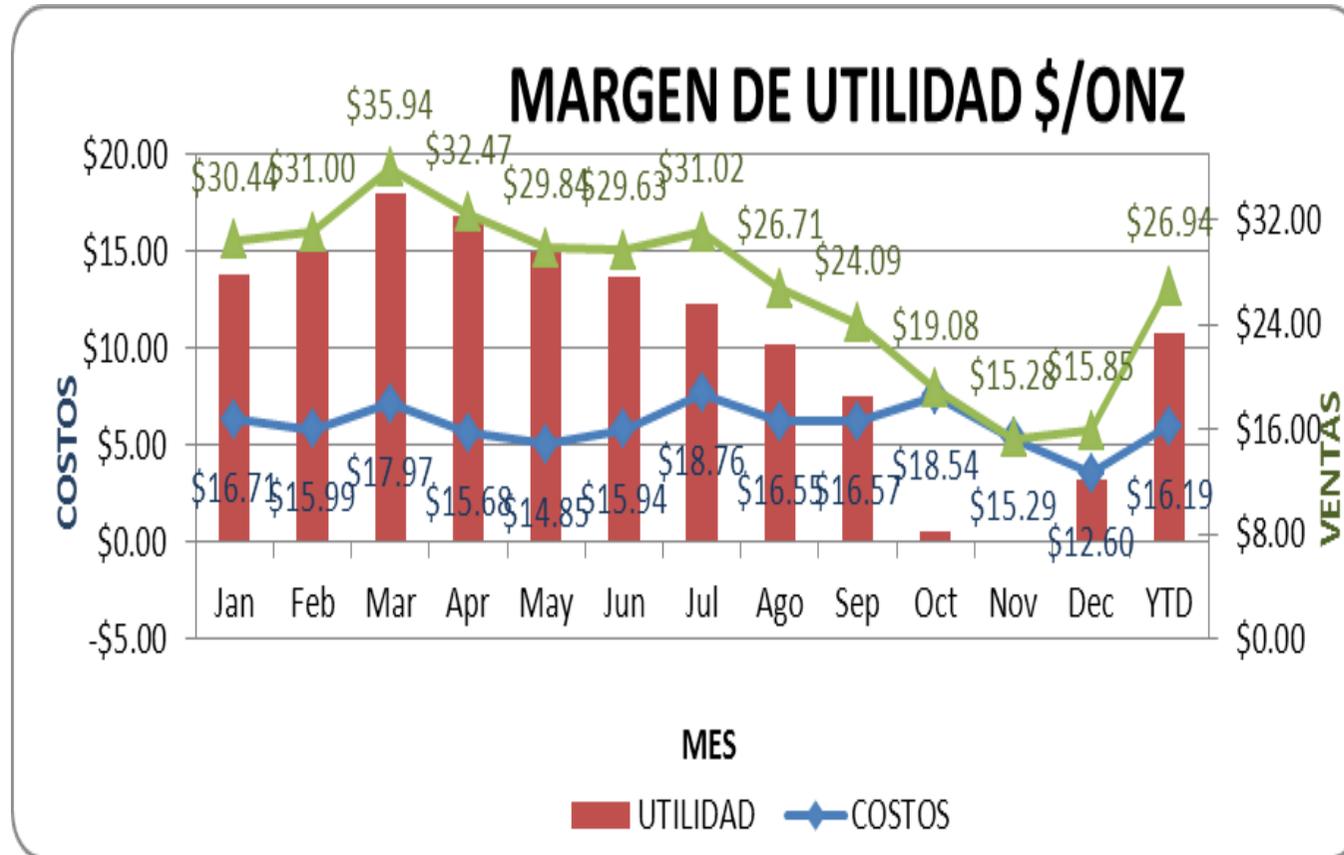


Gráfico N° 51 Margen de Utilidad \$/ONZA 2008

ANEXO 14													
Programa 2009	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	52,230	52,150	55,270	56,400	57,090	56,920	57,160	57,280	56,800	57,190	57,000	57,710	673,200
Producción													
Onzas Plata	205,104	205,787	219,724	225,435	227,213	227,182	230,135	232,216	227,213	229,142	226,999	229,724	2,685,875
Toneladas Zinc	1,193	1,210	1,327	1,376	1,396	1,372	1,379	1,338	1,378	1,369	1,369	1,384	16,091
Toneladas Plomo	501	507	554	575	594	575	578	569	601	588	595	590	6,827
Toneladas Cobre	214	201	203	204	201	203	202	206	182	185	180	183	2,365
NSR por tonelada	\$68.15	\$69.46	\$70.36	\$70.90	\$70.88	\$70.52	\$70.81	\$70.42	\$70.33	\$69.89	\$69.81	\$69.55	\$70.11
Costo total por Tonelada	\$65.65	\$65.17	\$63.65	\$62.28	\$62.26	\$61.50	\$61.06	\$60.13	\$60.32	\$58.78	\$59.08	\$57.87	\$61.41
Margen por tonelada	\$2.50	\$4.29	\$6.71	\$8.62	\$8.62	\$9.02	\$9.75	\$10.30	\$10.01	\$11.11	\$10.73	\$11.68	\$8.70

Actual 2009	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	61,006	56,777	60,009	28,000	62,331	58,551	61,294	61,659	60,030	62,429	59,085	61,826	692,997	
Producción														
Onzas Plata	213,266	193,714	217,999	138,917	254,684	227,128	252,625	242,311	229,040	230,679	235,846	243,275	2,679,484	
Toneladas Zinc	1,744	1,415	1,171	619	1,307	1,093	1,269	1,247	1,260	1,392	1,321	1,345	15,182	
Toneladas Plomo	613	514	516	299	495	451	523	426	412	486	426	456	5,618	
Toneladas Cobre	168	167	184	64	239	214	200	195	179	166	161	156	2,094	
NSR por tonelada	\$71.59	\$73.12	\$72.50	\$95.17	\$92.88	\$91.38	\$93.14	\$101.34	\$109.27	\$117.97	\$129.92	\$131.99	\$98.69	VENTAS
Costo total por Tonelada	\$52.09	\$55.83	\$56.80	\$92.83	\$60.24	\$66.84	\$62.11	\$61.38	\$64.15	\$64.79	\$66.84	\$66.60	\$62.88	COSTOS
Margen per Tonelada	\$19.51	\$17.29	\$15.70	\$2.34	\$32.64	\$24.54	\$31.03	\$39.96	\$45.13	\$53.18	\$63.08	\$65.38	\$35.81	UTILIDAD

Tabla N ° 58 Producción programada y ejecutada 2009 (Referencia \$/TONELADA)

ANEXO 15

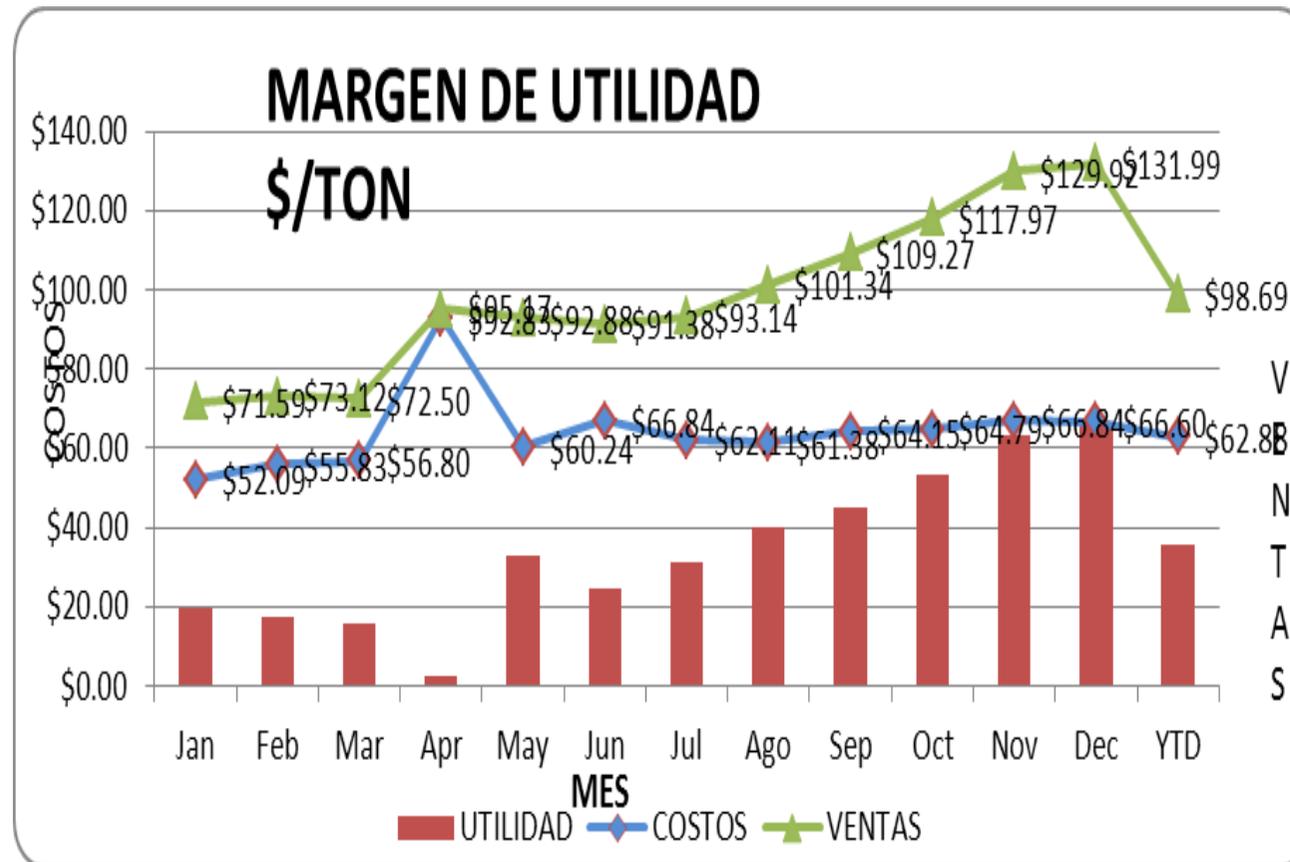


Gráfico N° 52 Margen de Utilidad \$/TONELADA 2009

ANEXO 16													
Programa 2010	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual
Operaciones													
Toneladas totales	52,230	52,150	55,270	56,400	57,090	56,920	57,160	57,280	56,800	57,190	57,000	57,710	673,200
Producción													
Onzas Plata	205,104	205,787	219,724	225,435	227,213	227,182	230,135	232,216	227,213	229,142	226,999	229,724	2,685,875
Toneladas Zinc	1,193	1,210	1,327	1,376	1,396	1,372	1,379	1,338	1,378	1,369	1,369	1,384	16,091
Toneladas Plomo	501	507	554	575	594	575	578	569	601	588	595	590	6,827
Toneladas Cobre	214	201	203	204	201	203	202	206	182	185	180	183	2,365
NSR por onza	\$17.36	\$17.60	\$17.70	\$17.74	\$17.81	\$17.67	\$17.59	\$17.37	\$17.58	\$17.44	\$17.53	\$17.47	\$17.57
Costo total por Onza	\$16.72	\$16.51	\$16.01	\$15.58	\$15.64	\$15.41	\$15.17	\$14.83	\$15.08	\$14.67	\$14.83	\$14.54	\$15.39
Margen por Onza	\$0.64	\$1.09	\$1.69	\$2.16	\$2.17	\$2.26	\$2.42	\$2.54	\$2.50	\$2.77	\$2.69	\$2.93	\$2.18

Actual 2010	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Anual	
Operaciones														
Toneladas totales	61,006	56,777	60,009	28,000	62,331	58,551	61,294	61,659	60,030	62,429	59,085	61,826	692,997	
Producción														
Onzas Plata	213,266	193,714	217,999	138,917	254,684	227,128	252,625	242,311	229,040	230,679	235,846	243,275	2,679,484	
Toneladas Zinc	1,744	1,415	1,171	619	1,307	1,093	1,269	1,247	1,260	1,392	1,321	1,345	15,182	
Toneladas Plomo	613	514	516	299	495	451	523	426	412	486	426	456	5,618	
Toneladas Cobre	168	167	184	64	239	214	200	195	179	166	161	156	2,094	
NSR por onza	\$20.48	\$21.43	\$19.96	\$19.18	\$22.73	\$23.56	\$22.60	\$25.79	\$28.64	\$31.93	\$32.55	\$33.54	\$25.52	VENTA
Costo total por Onza	\$14.90	\$16.36	\$15.63	\$18.71	\$14.74	\$17.23	\$15.07	\$15.62	\$16.81	\$17.53	\$16.75	\$16.93	\$16.26	COSTOS
Margen por Onza	\$5.58	\$5.07	\$4.32	\$0.47	\$7.99	\$6.33	\$7.53	\$10.17	\$11.83	\$14.39	\$15.80	\$16.62	\$9.26	UTILIDAD

Tabla N ° 59 Producción programada y ejecutada 2009 (Referencia \$/ONZA)

ANEXO 17

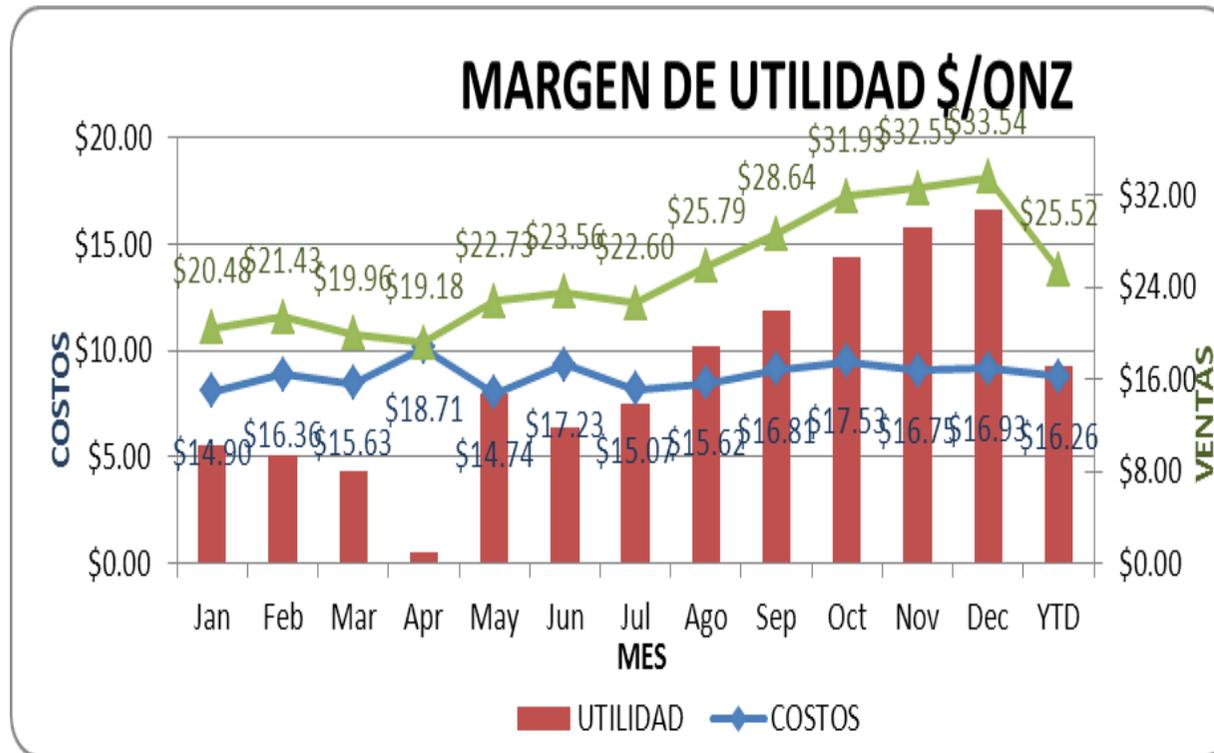


Gráfico N ° 53 Margen de Utilidad \$/ONZA 2009

BIBLIOGRAFÍA

1. PROYECTOS DE INVERSION FORMULACION Y EVALUACION, Nassir Sapag Chaín. Editorial María Fernanda Castillo. Pearson Educación de México S.A. de C.V., 2007.
2. PLANEACIÓN Y CONTROL DE LA PRODUCCIÓN, Ing. Daniel Sippper, Ing. Robert L. Bulfin. Jr., McGRAW-HILL INTERAMERICANA EDITORES S.A. DE C.V., 1998.
3. CONTABILIDAD DE COSTES PARA TOMA DE DECISIONES, Doc. Josep M. Rosanas Marti. EDITORIAL DESCLEE DE BROUWER, S.A., 1986.
4. EL COSTEO BASADO EN ACTIVIDADES, Podmoguilnye, Marcelo G. EDITORIAL LA LEY.
5. COSTOS, Vasquez Juan Carlos. EDITORIAL AGUILAR.
6. CONTABILIDAD DE COSTOS, Backer, Morton-Jacobson, Lyle-Ramirez Padilla. EDITORIAL Mc Graw Hill.
7. COSTOS “UN ENFOQUE PERSONAL”, M. Sc. Aaron Morales Flores, Editorial UNI.

8. INTERNET

<http://www.econlink.com.ar/costo-marginal>

<http://www.teoría de la producción y los costos>

<http://www.contabilidad de costos/mht>

<http://www.econlink.com.ar/costo de producción>

<http://www.passac.com.pe>