



10 MEJORES TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y TECNOLOGÍA MINERA

10º CONGRESO NACIONAL DE MINERÍA



Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería

10 MEJORES TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y TECNOLOGÍA MINERA

10º CONGRESO NACIONAL DE MINERÍA



10 MEJORES TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y TECNOLOGÍA MINERA
10º Congreso Nacional de Minería

Colegio de Ingenieros del Perú
Consejo Nacional
Av. Arequipa 4947
Miraflores, Lima, Perú

Primera edición: Octubre 2016
Tiraje: 2000 ejemplares

Colaboradores:

Gerencia de Supervisión Minera: Víctor Carlos Estrella / César Lavado Huyhua.
Oficina de Comunicaciones: Personal encargado del VºBº.

Editado por:

© Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería,
Osinergmin, 2016
Calle Bernardo Monteagudo 222,
Magdalena del Mar, Lima, Perú

Impreso en:

IAKOB Comunicadores y Editores S.A.C.
Calle Los Talladores 474 Urb. Ind. El Artesano, Ate, Lima - Perú, Octubre 2016
R.U.C. 20524555701

ISBN: 978-612-46124-9-7

Hecho el Depósito Legal en la Biblioteca Nacional del Perú N° 2016-13966

Lima- Perú

Osinergmin no se identifica, necesariamente, ni se hace responsable de las opiniones vertidas en el presente documento por el autor. Las ideas expuestas en el presente libro o documento de trabajo pertenecen a su autor y no implican necesariamente una posición institucional de Osinergmin. La información contenida en el presente documento se considera proveniente de fuentes confiables, pero Osinergmin no garantiza su completitud ni su exactitud. Las opiniones y estimaciones representan el juicio del autor dada la información disponible y están sujetos a modificación sin previo aviso.

CONTENIDO

PRÓLOGO

9

LA IMPORTANCIA DEL ASEGURAMIENTO Y CONTROL DE LA CALIDAD (QA-QC) EN LA EVALUACIÓN Y ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES, TANTAHUATAY, CAJAMARCA

11

1. RESUMEN	13
2. INTRODUCCIÓN	14
3. UBICACIÓN	14
4. GEOLOGÍA	15
5. ALTERACIÓN	15
6. MINERALIZACIÓN	15
7. ESTRUCTURAL	15
8. PRODUCCIÓN MINERA	16
9. ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES	16
10. CONTROL DE CALIDAD EN SONDAJES DE ESTIMACIÓN DE RECURSOS	17
11. DETERMINACIÓN DE LA PRECISIÓN	19
12. DETERMINACIÓN DE LA CONTAMINACIÓN	26
13. CONCLUSIONES	28
14. REFERENCIAS	29

OPTIMIZACIÓN DE LA RESISTENCIA DE LOSAS DE RELLENO CEMENTADO EN ANDAYCHAGUA, VOLCAN CÍA. MINERA S.A.A.

31

1. RESUMEN	33
2. GENERALIDADES	34

2.1 UBICACIÓN	34
2.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL	34
3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	34
3.1 GEOLOGÍA	34
3.2 GEO-ESTRUCTURAS	35
3.3 MACIZO ROCOSO	36
3.4 CONDICIONES DE ESFUERZOS IN-SITU	36
4. CONDICIÓN ACTUAL DE LAS LOSAS DE RELLENO CEMENTADO	37
4.1 MATERIALES Y DISEÑO DE MEZCLA	37
4.2 SISTEMA DE BOMBEO, TRANSPORTE Y VACIADO	37
4.3 ACERO DE REFUERZO	37
4.4 LOSA DE RELLENO CEMENTADO	38
5. DISEÑO DE LOSAS	42
5.1 CRITERIOS DE ROTURA	42
5.2 ANCHO DE MINADO DE LAS RESERVAS	44
5.3 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD	45
5.4 CONSIDERACIONES DEL CICLO DE MINADO PARA LA EXPLOTACIÓN POR PANELES	46
5.5 CONSIDERACIONES DEL CICLO DE MINADO PARA LA EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS	48

6. CONSIDERACIONES PARA LA IMPLEMENTACIÓN DEL TAJO PILOTO	50
7. CONCLUSIONES	50
8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	50

COMERCIO EXTERIOR DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES DEL PERÚ 2000 -2013 **51**

1. RESUMEN	53
2. INTRODUCCIÓN	54
3. POSICIÓN DE LAS EXPORTACIONES DE ROCAS MINERALES INDUSTRIALES Y SUS PRODUCTOS EN LAS EXPORTACIONES TOTALES DEL PERÚ	55
4. OFERTA POTENCIAL DE RMI	59
5. COMERCIO EXTERIOR PERUANO DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES	62
5.1 IMPORTACIÓN DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES	62
6. EXPORTACIÓN DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES	65
7. BALANZA COMERCIAL	67
8. PRINCIPALES MERCADOS PARA RMI	68
9. COMERCIO EXTERIOR PERUANO DE INSUMOS Y PRODUCTOS DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES	70
10. PRINCIPALES MERCADOS PARA PRODUCTOS DE RMI	72
11. PRECIOS	73
12. PRINCIPALES EXPORTADORES E IMPORTADORES EN EL PERÚ	74
13. CONCLUSIONES	75
14. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	76

ESTUDIO PSICROMÉTRICO Y ANÁLISIS TÉCNICO DE APLICACIÓN DE AIRE ACONDICIONADO EN MINA COBRIZA **77**

1. RESUMEN	79
2. INTRODUCCIÓN	80
3. PROCEDIMIENTO DE CAMPO	80
3.1 INSTRUMENTOS EMPLEADOS	80
3.2 MÉTODOS DE MONITOREO	80
4. ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN	81
4.1 INFORMACIÓN RECOPIADA	81
4.2 ANÁLISIS TÉRMICO DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN INICIAL DE LA PROFUNDIZACIÓN	83
4.3 ANÁLISIS DE CAUDALES DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN INICIAL DE LA PROFUNDIZACIÓN	84
5. ANÁLISIS DE LA ALTERNATIVA DE MEJORA	84
5.1 INCREMENTO DE LA CANTIDAD DE AIRE	84
5.2 MODIFICACIÓN GLOBAL DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA PROFUNDIZACIÓN	85
6. MODIFICACIÓN DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA PROFUNDIZACIÓN	86
6.1 INSTALACIÓN DEL EXTRACTOR PRINCIPAL ADICIONAL	86
6.2 INSTALACIÓN DE VENTILADORES SECUNDARIOS	86
7. CONDICIONES FINALES DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA PROFUNDIZACIÓN	87
7.1 ANÁLISIS TÉRMICO DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN FINAL DE LA PROFUNDIZACIÓN	89
8. ANÁLISIS TÉCNICO DE APLICACIÓN DE AIRE ACONDICIONADO	89
9. CONCLUSIONES	92
10. REFERENCIAS	92

DISEÑO EXPERIMENTAL EN INVESTIGACIÓN PARA REEMPLAZAR CIANURO DE SODIO EN FLOTACIÓN PLOMO-ZINC **93**

1.	RESUMEN	95
2.	INTRODUCCIÓN	96
3.	DESARROLLO DE CONCEPTOS INVOLUCRADOS	96
3.1	FLOTACIÓN DE GALENA	96
3.2	DEPRESIÓN DE PIRITA	97
3.3	FLOTACIÓN FLASH EN MOLIENDA	97
3.4	EL COLECTOR XANTATO ISOPROPILICO DE SODIO	99
3.5	DISEÑO EXPERIMENTAL	100
3.6	FACTOR METALÚRGICO COMO RESPUESTA	101
4.	APLICACIÓN TÉCNICA	102
4.1	OBJETIVO	102
4.2	ANTECEDENTES Y JUSTIFICACIÓN	102
4.3	PROCEDIMIENTO	103
5.	DETALLES DEL ESTUDIO	103
5.1	IDENTIFICACIÓN DEL MINERAL	103
6.	CONCLUSIONES	111
7.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	111

GEOBOT: ROBOT MINERO EXPLORADOR 113

1.	RESUMEN	115
2.	NECESIDAD	116
3.	DESARROLLO DISEÑO DE GEOBOT	116
3.1	ESPECIFICACIÓN DE DISEÑO DEL ROBOT MINERO	117
3.2	SISTEMA DE EXPLORACIÓN DE MINERALES	118
4.	INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD Y COMPETITIVIDAD	120
5.	CONCLUSIONES	122
6.	PERSPECTIVAS FUTURAS, OPORTUNIDADES	123
7.	PROPUESTA DE INVERSIÓN	123
8.	REFERENCIAS	123

DISPOSICIÓN DE RELAVES FILTRADOS COMPACTADOS EN EL DEPÓSITO DE RAMAHUAYCCO – CHSM.SAC – TRAFIGURA” 125

1.	RESUMEN	127
2.	INTRODUCCIÓN	128
3.	UBICACIÓN	129
4.	TECNOLOGÍAS DE ESPESADO - FILTRADO DE RELAVES	130
4.1	OBJETIVO	130
4.2	PROPÓSITO	130
4.3	TIPOS DE TECNOLOGÍAS DE DESAGUADO APLICADAS	130
5.	DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS	130
6.	FILOSOFÍA DE OPERACIÓN DE DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS	130
6.1	CONSIDERACIONES EN LA ETAPA DE PROYECTO	130
6.2	CONSIDERACIONES EN LA CONSTRUCCIÓN DE UN DEPÓSITO DE RELAVES	131
6.3	CONSIDERACIONES DE DISEÑO DEL DEPÓSITO DE RELAVES FILTRADOS RAMAHUAYCO	131
7.	ESTRUCTURA DEL DEPÓSITO DE RELAVES FILTRADOS RAMAHUAYCO	134
7.1	OBJETIVO	134
7.2	ALCANCES	134
7.3	APLICACIONES	134
7.4	RESULTADOS	135
7.5	COMPONENTES DEL DEPÓSITO DE RELAVES FILTRADOS	135
8.	EXPERIENCIA OPERACIONAL DE DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS RAMAHUAYCCO	137
8.1	COMPACTACIÓN DE LOS RELAVES	137
8.2	TRANSPORTE DE RELAVES FILTRADOS	137

8.3	DEPOSITACIÓN Y COMPACTACIÓN DE LOS RELAVES FILTRADOS	138
8.4	MANEJO DE AGUAS	143
8.5	ETAPA DE CIERRE	143
9.	CONCLUSIONES	144
10.	REFERENCIAS	145

DEL DIÁLOGO A LA ACCIÓN: CUMPLIENDO COMPROMISOS CON MOQUEGUA 147

1.	RESUMEN	149
2.	INTRODUCCIÓN	150
3.	CONSTRUYENDO CONFIANZA	151
3.1	CUMPLIMIENTO DE COMPROMISO	153
4.	AVANCES DEL CUMPLIMIENTO	155
4.1	CIERRE DE POZOS	155
4.2	COMPRAS LOCALES	155
4.3	PROMOVIENDO EMPLEO	156
4.4	MONITOREO PARTICIPATIVO	156
4.5	DERIVACIÓN DEL AGUA DE LOS RÍOS CHILOTA Y CHINCUNE	157
4.6	FONDO DE DESARROLLO DE MOQUEGUA	157
5.	CONCLUSIONES	158
6.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	159
7.	ANEXOS	159

REDUCCIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA EN LOS PROCESOS MINERO – METALÚRGICOS, ¿CUESTIÓN DE CULTURA O APERTURA A LAS MEJORAS? 161

1.	RESUMEN	163
2.	INTRODUCCIÓN	164
3.	DEL CONSUMO DE ENERGÍA	164

4.	ETAPAS EN LA QUE PODEMOS REDUCIR COSTOS Y SER MÁS EFICIENTES EN FRAGMENTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS Y AHORRO DE ENERGÍA	165
5.	SEGUIDAMENTE SE PRESENTA UN EJEMPLO DE TODO LO MENCIONADO ANTERIORMENTE	178
6.	CONCLUSIONES	181
7.	REFERENCIAS	181

MODELO DE GESTIÓN DE OPERACIONES 183

1.	RESUMEN	185
2.	INTRODUCCIÓN	186
3.	OBJETIVOS	187
3.1	OBJETIVO CUANTITATIVO	187
3.2	OBJETIVO CUALITATIVO	187
4.	ESTRATEGIA DE MEJORA CONTINUA	188
4.1	MÓDULO DE ORGANIZACIÓN	188
4.2	MÓDULO DE GESTIÓN	189
4.3	MÓDULO DE COMUNICACIÓN	190
4.4	ESTRUCTURA DE REPORTE Y DIFUSIÓN VÍA COMITÉS	190
5.	PROYECTO DE INDICADORES DE GESTIÓN	191
6.	PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	195
7.	RESULTADOS CUANTITATIVOS	198
8.	RESULTADOS CUALITATIVOS	207
9.	CONCLUSIONES	207
10.	REFERENCIAS	208
11.	ANEXOS	208

EPÍLOGO 217

PRÓLOGO

El 10° Congreso Nacional de Minería, organizado por el Capítulo de Ingeniería de Minas del Colegio de Ingenieros del Perú, se llevó a cabo en la bella y cálida ciudad de Trujillo del 13 al 17 de octubre del 2014 bajo el lema “Por una Minería Moderna, Limpia e Inclusiva”.

El principal objetivo del Congreso fue difundir las investigaciones tecnológicas más avanzadas en proyectos de exploración, explotación y procesamiento metalúrgico, con énfasis en gestión de seguridad y protección ambiental. Se han presentado ciento cuatro trabajos de investigación, nueve conferencias magistrales, nueve conferencias magistrales tecnológicas, tres mesas redondas, un foro empresarial y veintisiete presentaciones comerciales, además de la exhibición tecnológica MAQ-EMIN 2014. Indudablemente, el aporte tecnológico ocupó la mayor parte de las exposiciones, logrando intercambiar experiencias así como actualizar profesionalmente a los asistentes, lo que redundará sin duda en una gestión minera sostenible, socialmente responsable e inclusiva.

Por otra parte, una evaluación rigurosa de los trabajos presentados, a cargo de una comisión calificadora, estableció un orden de méritos. En Osinergmin consideramos que la difusión de esos trabajos de nivel extraordinario es otro aporte a la minería, y un provecho mayor para quienes asistieron al Congreso, y por ellos presenta un compendio de los diez mejores trabajos, referidos a diferentes tópicos.

Los trabajos premiados abordan temas de suma importancia para el mejoramiento de la gestión de las operaciones mineras. Resulta necesario e incluso obligatorio tomar conciencia y aplicar la tecnología y políticas expuestas por tan destacados profesionales; tanto con respecto a la seguridad minera, así como al tratamiento del medio ambiente. Estoy seguro de que todo lo expuesto en el Congreso, y lo aquí publicado, servirá de marco a los proyectos que en el mediano y corto plazo se irán desarrollando en el país haciendo posible el buen uso de nuestros recursos naturales para el bienestar nacional y garantizando la seguridad de los

trabajadores, cuyo requisito es indispensable para el éxito empresarial y el progreso nacional.

Así, para lograr que un Sistema de Gestión de Seguridad Minera obtenga resultados exitosos es necesario replantear herramientas de gestión apostando por un mayor esfuerzo para mejorar el proceso de Identificación de Peligros, Evaluación y Control de Riesgos, siempre teniendo en cuenta la jerarquía de controles en base de los riesgos críticos en las operaciones.

La publicación de los diez mejores trabajos del 10° Congreso Nacional de Minería contribuye activamente en difundir nuevos conocimientos que servirán de

germen de muchos otros, y que permitan innovar nuevos criterios y escoger los principales avances tecnológicos en el sector minero y, además, servir para la formación de los futuros profesionales. Espero que también sea una base para continuar el desarrollo de nuevos avances tecnológicos de gestión de seguridad minera. Se trata, sin duda, de una publicación que contribuirá al fortalecimiento de las capacidades y las potencialidades de todos aquellos que están comprometidos con el quehacer minero. Y en Osinergmin nos sentimos muy orgullosos y satisfechos de poder compartirla con todos los interesados en el sector, esperando un efecto multiplicador de ideas, conocimiento y desarrollo.

Jesús Tamayo Pacheco
Presidente del Consejo Directivo de Osinergmin

LA IMPORTANCIA DEL
ASEGURAMIENTO Y CONTROL
DE LA CALIDAD (QA-QC) EN LA
EVALUACIÓN Y ESTIMACIÓN
DE RECURSOS MINERALES,
TANTAHUATAY, CAJAMARCA

Juver Vélez Ríos

Cía. Minera Coimolache S.A.





LA IMPORTANCIA DEL ASEGURAMIENTO Y CONTROL DE LA CALIDAD (QA-QC) EN LA EVALUACIÓN Y ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES, TANTAHUATAY, CAJAMARCA

Juver Vélez Ríos

Cía. Minera Coimolache S.A.

1. RESUMEN

El proceso de estimación de reservas y recursos geológicos, requiere un exigente y sistemático Control de Calidad (QA – QC) antes, durante y posterior a los procesos de toma de muestras, los que son auditables en todas las etapas del proceso de muestreo, orientadas con las normas australianas JORC que valida su contenido metalífero a la Bolsa de Valores.

Se ha controlado la Precisión, la Exactitud y la Contaminación en el proceso de muestreo, con inserción de 16% de muestras control, distribuidos en sus diferentes etapas. Adicionalmente se aplica un QA- QC de 4% de muestras interlaboratorios, haciendo un total de 20% de controles de calidad que confirman los resultados que se vienen obteniendo.

El ordenado Control de Calidad muestran un resultado cualitativo al entrenamiento del personal en la obtención

y preparación de muestras y los óptimos resultado cuantitativos hacen referencia a los análisis químico en laboratorio primario, que registra una buena precisión, optima exactitud y un ambiente no contaminado. Esto se refleja en los resultados de conciliación del tajo Tantahuatay y los reportes de Recursos y Reservas que es el valor tangible para la producción de Oro en Tantahuatay.

Es necesario resaltar que el control de Calidad de a la producción actual se debe a un trabajo de recopilación de información de base de datos que se tiene desde la etapa de prospección y exploración del yacimiento, estos datos son los cimientos para determinar la Calidad de los recursos y reservas calculadas, sobre todo en un mineral tan variable como es el Oro.

2. INTRODUCCIÓN

Compañía Minera Coimolache S.A está constituida desde 1995 por Southern Perú 44 %, Cía. de Minas Buenaventura SAA 40 % y ESPRO SAC 16% desarrolla su producción de oro en su Yacimiento Tantahuatay.

Operado por Cía. de Minas Buenaventura SAA, que cotiza en Bolsa de Valores de Nueva York desde 1996 y mantiene los mejores estándares de calidad los que son auditados bajo normas internacionales.

Cía. Minera Coimolache viene operando como Mina desde el 5 de agosto 2011, con su puesta en operación de su Tajo Tantahuatay 2 ha producido a diciembre 2013: 330,091 onzas de Au y 684,359 onzas de Ag, su producción ha sido

valorada y auditada durante estos años por consultoras externas registradas, sus reservas: 41,478.709 KTMS con 0.339 g/t Au, 13.002 g/t Ag con un contenido de 452.614 Koz Au y 17,339.217 Koz Ag.

3. UBICACIÓN

La Unidad de Producción Tantahuatay está ubicada en el norte del Perú en la región Cajamarca, Provincia Bambamarca, entre los distritos de Hualgayoc y Chugur en la proximidad de la Comunidad Campesina El Tingo, perteneciente al distrito de Hualgayoc y en terrenos del distrito de Chugur. A 85 km de la ciudad de Cajamarca en una altitud de 4000 msnm.

La Unidad produce oro y plata. Su operación de minado es a tajo abierto.

FIGURA Nº 1

Ubicación Unidad de Producción Tantahuatay



4. GEOLOGÍA

Está conformado por un complejo de domos de composición andesítica y la ocurrencia de brechas hidrotermales emplazadas como diatremas o cuellos volcánicos dentro de una secuencia predominantemente volcano-magmática.

El Yacimiento Tantahuatay es de Oro disseminado, de filiación epitermal de alta sulfuración (Au-Ag) se tiene cuerpos someros relacionados a óxidos, sílice y brechas hidrotermales con dimensión de 500 m X 300 m y una profundidad de 60 a 120m.

El área está enmarcada dentro del flanco oriental del batolito de la costa donde ocurren intrusivos dioríticos terciarios, afectando rocas sedimentarias del Cretáceo y rocas volcánicas micénicas. La roca huésped ó encajonante está representada por el complejo volcánico Calipuy del mioceno, que está constituido por tobas, brecha andesítica y domos andesíticos porfiríticos.

5. ALTERACIÓN

En las zonas de Tantahuatay, en donde se observa la mineralización afloran andesitas silicificadas con contenidos de sulfuros y óxidos de hierro y cobre, la alteración hidrotermal caracteriza a los yacimientos epitermales de alta sulfuración.

La parte central presenta una intensa silicificación que se manifiesta como silicificación de brechas, estructuras y venillas de sílice de fases primigenias y retrogradadas. La alteración argílica avanzada es polifásica, se han reconocido las siguientes fases: una fase primaria reemplazando feldspatos, una segunda fase de

recristalización representada por la textura gusano, una fase intramineral que ocurre como matriz de brechas y una fase tardía como venillas y cristalizada rellenando cavidades. El ensamble que caracteriza la alteración argílica avanzada es cuarzo-alunita-pirofilita, incrementándose la pirofilita en profundidad.

6. MINERALIZACIÓN

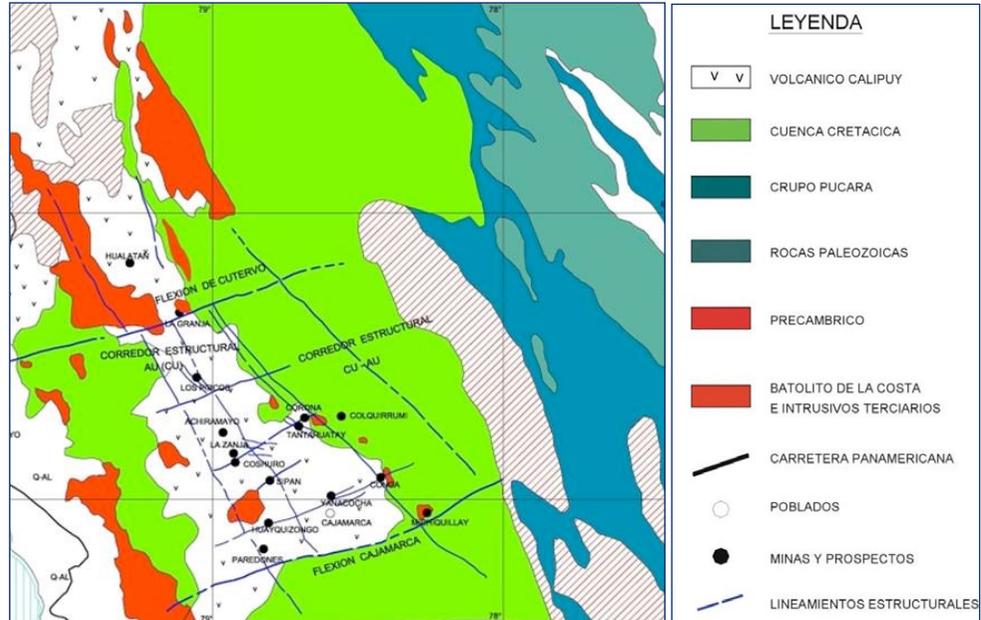
La mineralización es principalmente oro y elctrum en partículas submicroscópicas asociadas a óxidos de Fe (jarositas, goethitas, limonitas) rellenando fracturas y como matriz de brechas. El encape de óxidos presenta un zonamiento vertical de 100 a 120m en la vertical. Los estudios mineralógicos indican que en las zonas de oxidación tenemos: goethita, jarosita y hematita. En la zona de sulfuros la mineralización es mayormente, el ensamble pirita-enargita-covellita y en algunos casos localmente calcosita y en orden de abundancia: pirita, enargita, calcosina, covelina, bornita, molibdenita, magnetita, calcosita, pirrotita, esfalerita, galena, espeularita, digenita.

7. ESTRUCTURAL

El depósito de Tantahuatay se encuentra dentro de un corredor estructural regional que sigue la dirección andino NW-SE. Se tiene 4 sistemas principales, N30°-60°W (coincidente al sistema andino), N25°-50° E (sistema trasandino), N5°E-NS y N80°-90°E (casi EW). Estos alineamientos estructurales son estructuras de fallas de transtensión normal de bajo a mediano ángulo. Son estructuras tensionales que ha favorecido y controlado el emplazamiento de la mineralización del Oro y Plata en el tajo de Tantahuatay 2.

**FIGURA
Nº 2**

Geología
Regional-
Estructural



8. PRODUCCIÓN MINERA

El tajo Tantahuatay es minado en secuencia iniciándose desde la parte superior del banco 4030 msnm. El ritmo de producción inicialmente fue de 12,000 t de mineral por día el año 2012, el año 2013 fue de 18,000 t, el año 2014 será de 27,000 t; en forma constante. Se estima que la extracción de mineral se realizará en un período de 6 años en total.

9. ESTIMACIÓN DE RECURSOS MINERALES

Para el modelo de recursos minerales de Tantahuatay-2, se tiene información de 230 sondajes realizados desde la etapa de exploración y operación mina.

Estos taladros mayormente fueron diamantinos muestreados para ensayos químicos sistemáticamente a 1.5 m y mayormente a 2.0 m de longitud, con los que se realizó compósitos de 6 metros y elaborar la envolvente con un cut-off de 0.15 g/t Au, el cual representa el límite para la interpolación en el modelo de bloques de leyes del Au.

La estimación se realiza con el software minero Minesight. Se emplea métodos geo-estadísticos para interpolar las leyes en el modelo de bloques, del cual se calcula los recursos minerales. Los bloques tienen diferente grado de certeza, en la estimación de los bloques, los recursos minerales tienen diferente categoría que nos permite clasificarlos en: Medido, Indicado e Inferido.

TABLA Nº 1 /

EVALUACIÓN DE RECURSOS MEDIDOS- INDICADOS AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2013

Tajo Tantahuatay 2

Depósito	Clasificación	Mineral Total (>=0.150 g/t Au)				
		Ton t	Au g/t	Ag g/t	Finos Au oz	Finos Ag oz
Tantahuatay 2 *	Oxidos	14,343,390	0.315	12.412	145,262	5,723,798

* Recursos diseño de tajo de \$1,200/oz Au

10. CONTROL DE CALIDAD EN SONDAJES DE ESTIMACIÓN DE RECURSOS

Se revisó la información analítica de cada campaña ejecutada en Tantahuatay desde 1997 al 2002 en el que se hicieron los últimos sondeos diamantinos de exploración e infill drilling, recolectando mayormente información de muestras primarias. En el 2007 se realizó sondeos geotécnicos los que tuvieron un control de calidad al 16%, en el 2011 se pone en operación el tajo Tantahuatay y los sondeos diamantinos ejecutados han llevado un control de calidad del 20%, desarrollado

además una campaña de sondeos gemelos o paralelos para validar los resultados analíticos de campañas de perforación anteriores.

Para la estimación de recursos en Tantahuatay se analizó resultados del muestreo de 230 sondeos, (de los cuales 158 sondeos registran un completo control de calidad). El resultado del muestreo, preparación y la confiabilidad de los datos obtenidos por el laboratorio químico primario, nos de la certeza y el grado de calidad de cada proceso, se insertan una serie de controles que luego los resultados analíticos, geológicos, métricos, etc son conservados en una base de datos sólida y confiable, para este fin se viene usando el software Acquire el que es auditable.

TABLA Nº 2/

Sondajes por campañas de perforación

CAMPAÑA	sin QA/QC		con QA/QC	
	SONDAJE	PERFORADO (m)	SONDAJES	PERFORADO (m)
1995	10	1995.7		
1996	3	992.9		
1997	34	9208.1		
2002	25	3169.2		
2007			21	2226.05
2011			38	4687.5
2012			40	6061
2013			59	8613.44
SUB TOTAL	72	15365.9	158	21587.99

TABLA Nº 3/

Análisis de muestras primarias en estimación de recursos

sin QA/QC			con QA/QC		
Sondajes	Muestras	Perforado (m)	Sondajes	Muestras	Perforado (m)
72	9246	15365.9	158	11539	21587.99

Se tiene 1893 muestras de control entre duplicados, blancos y estándares que controlaron y monitorearon el proceso de muestreo de testigos, esto significa 16.4 % de QA/QC

TABLA Nº 4/

Sondajes en estimación de recursos

THY2	Sondajes	Perforado (m)	Muestras
TOTAL	230	36953.89	20785

11. DETERMINACIÓN DE LA PRECISIÓN

En el aseguramiento de la calidad (QA) y para eliminar o minimizar las fuentes de error se ha establecido como protocolos en el muestreo que deben ser sistemáticos cada 2 m a lo largo del sondaje en bolsas plásticas con un peso entre 4.0 a 6.0 Kg, etiquetadas con su código de barras, las variantes se determinan con el logueo geológico, las muestras para laboratorio se obtienen del 50% del testigo, que deben ser lo más equitativo posible una parte de la otra, deben ser etiquetadas con código de barras y el análisis químico se hace a malla +140 >= 95%, Se guardan bien protegidos las mitades de testigos en cajas plásticas selladas, se almacenan y clasifican los rechazos y las pulpas devueltas por el laboratorio.

Muy importante es que el muestreo de sondajes debe hacerlo una persona capacitada y experimentada.

Para el control de calidad (QC) se monitorea con duplicados gemelos, duplicados gruesos y duplicados finos, con los que con un total de 6% se determina la “tasa de error” desde la obtención de la muestra, la reducción de granulometría y el análisis químico.

Se determina el error relativo

$$ER = \frac{2x(Vo - Vd)}{(Vo + Vd)}$$

Vo = Valor real

Vd = Valor duplicado

- Para muestras gemelas: 30% (m= 1.35),

- Duplicados de preparación: 20% (m=1.22) y
- Duplicados pulpa: 10% (m=1.11)

Se analiza las muestras fallidas, en donde su grado de aceptación es no más del 10% de pares fuera del rango de tolerancia de la línea $y=x$ y la hipérbola:

$$y^2 = m^2x^2 + b^2$$

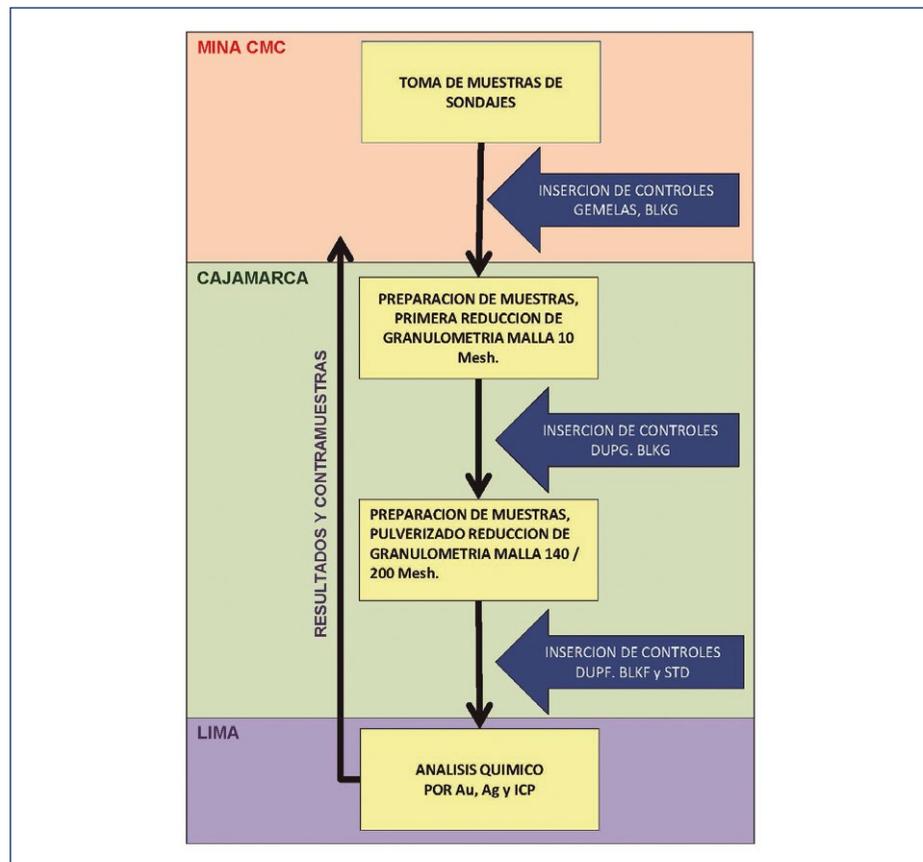
m = pendiente calculada para b=0 y errores relativos (ER) según tipo de muestras.

Finalmente la tasa de error = Nº muestras fallidas/ Total de pares de muestras

- Si muestran una “tasa de error” menor al 5% de se puede considerar una buena precisión en el proceso de muestreo de testigos, además que los siguientes procesos, preparación y/o reducción de granulometría (chancado y pulverizado) y analítico están dentro de parámetros aceptables.
- Tasa de error mayor a 5% y menor al 10% de “tasa de error” esto demanda una revisión de los siguientes procesos de chancado y análisis químico para determinar en qué parte de la cadena del proceso se está produciendo el error.
- Es de cuidado tener una tasa de error mayor al 10% esto demandaría una revisión completa de cada proceso, incluso un seguimiento a los muestreros porque es posible que estemos ante un error grosero el cual debe ser mitigado inmediatamente localizando inicialmente el error y poniendo medidas correctivas. El resultado de estas medidas correctivas debe verse reflejada en el siguiente análisis de QC.

**FIGURA
Nº 3**

Flujo de inserción
de controles en
los procesos de
muestreo



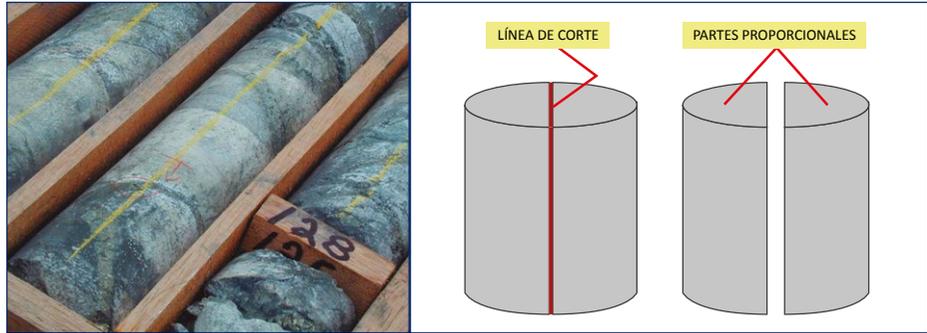
Determinación de la precisión en el muestreo de testigos:

En esta etapa se monitorea la suma de errores (error de muestreo, el error de sub muestreo el error analítico). Es importante mantener un buen control, ya que nos muestra rápidamente la confiabilidad de todos los procesos sin determinar específicamente la ubicación del error, este se determina comparando los resultados de los duplicados gemelos, gruesos y finos.

El procedimiento consiste en marcar una línea de corte por donde el testigo debe ser cortado tratando de que ambas partes sean semejantemente representativas, durante el muestreo de mitades de testigos se insertan en el lote muestreado (cada 2 m) un 2% de duplicados gemelos, para esto se envía las dos partes iguales del mismo tramo con códigos diferentes, esperando que los resultados analíticos sean similares, no es recomendable sacar $\frac{1}{4}$ de testigo como duplicado gemelo ya que su resultado no representa la confiabilidad comparativa que se requiere en la determinación del error.

**FIGURA
Nº 4**

Preparación de
duplicados gemelos



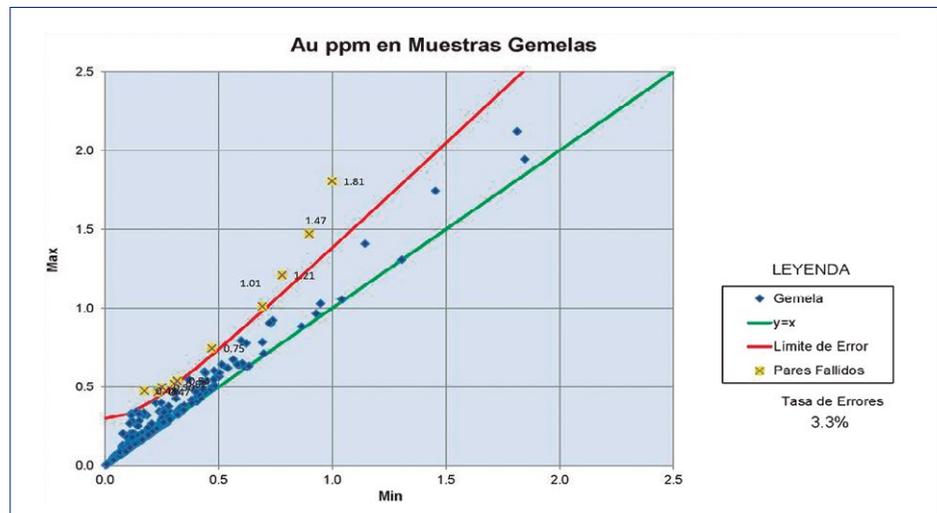
En la preparación del lote de muestreo de testigos se ubica en las posiciones en las que se debe colocar controles (blancos, estándares y duplicados) las denominadas “muestras falsas” con un peso de 4 a 6 Kg de material grueso estéril con características similares a la roca de los testigos, de tal manera que el lote va uniforme en peso y características al área de preparación, se requiere que las muestras de control sea indetectable.

El rechazo a malla 10 del duplicado Gemelo devuelto por el área de preparación debe ser ubicado en la caja de almacenaje como evidencia del tramo o tener un almacén con un registro riguroso de la ubicación del mismo.

Con los resultados analíticos de 335 muestras gemelas en el tajo Tantahuatay se hace comparativos de valores de Au de los duplicados Gemelos, se ha obtenido una tasa de error del 3.3% la que califica al proceso de muestreo de testigos con “buena precisión”.

**FIGURA
Nº 5**

Tasa de error en
duplicados gemelos



Determinación de la precisión en la preparación de muestras:

Es el proceso por el cual las muestras son reducidas de su peso y granulometría originales a un peso y granulometría suficientemente apropiado para ser sometida al análisis químico manteniendo su representatividad, se requiere 200 gr a malla 10, $\geq 90\%$.

El proceso consiste en recepcionar las muestras de testigos de 4.0 a 6.0 Kg en bolsas plásticas y etiquetadas en código de barras por el área de preparación de muestras, en donde se registra su ingreso luego son pesadas, este peso es registrado digitalmente, luego ordenadamente distribuidas en bandejas metálicas son secadas en horno con una temperatura de 60°C por un tiempo de 5 a 8 horas dependiendo el grado de humedad con la que son recepcionados.

Las muestras son llevadas a una chancadora primaria de quijadas reduciendo su granulometría en su peso total entre 4 a 6 Kg a malla 10 $\geq 95\%$ seguidamente, se hace cuarteo sucesivo hasta obtener 200 gr aproximadamente de cada muestra las que son empaquetadas en bolsas de papel y

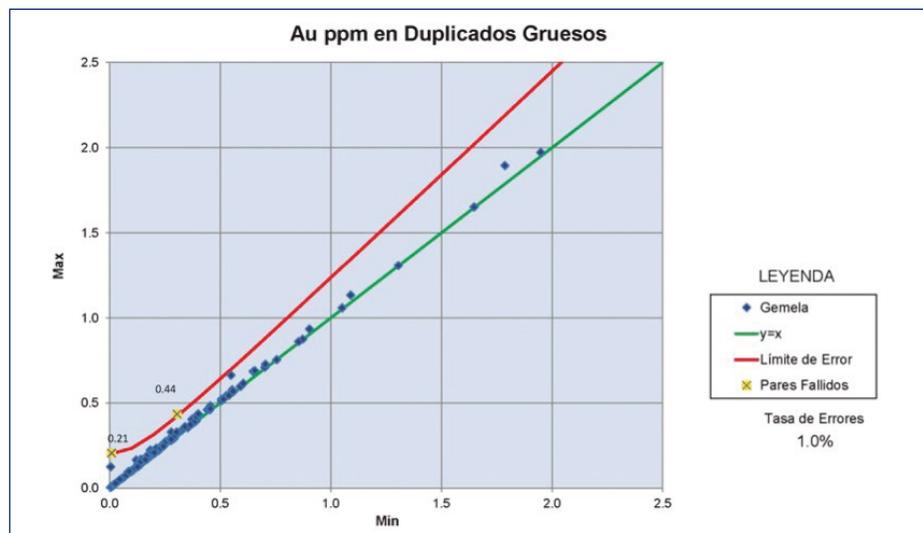
etiquetadas con el código con el que fueron recepcionados y un nuevo código que corresponden al control de laboratorio en donde ellos colocan sus propios controles, En el despacho generados por Geología se solicita al área de preparación de muestras obtener de un número determinado de muestras equivalente al 2% del lote dos sobres iguales de 200 gr con el mismo código. Aquí el proceso es detenido para inserción de controles.

Una persona capacitada ubica las muestras duplicadas por el proceso de chancado, retira uno de los sobres iguales ubica la posición asignada en una distribución del lote conocida solo por la persona que ejecuta el cambio, retira esta muestra falsa y hace el intercambio de etiquetas, devuelve la muestra con el código sucesivo en el lote y la muestra denominada “falsa” y la etiqueta duplicada es separada del lote. Se informa que el cambio ha sido ejecutado para continuidad del proceso.

Se insertaron 200 muestras y se ha obtenido una tasa de error del 1.0% la que califica al proceso de chancado y reducción de muestra con “buena precisión”.

FIGURA
Nº 6

Tasa de error
en duplicados
gruesos



Determinación de la precisión en el análisis químico:

En esta etapa del proceso la muestra es reducida a una granulometría fina, a través del pulverizado, para ser sometida al análisis químico, se requiere 50 gr a malla 140, >=95%.

Las muestras de 200 gr son llevadas a pulverización reduciendo su granulometría se homogeniza, se pesa y empaqueta en sobres de papel. En esta parte del proceso nuevamente se insertan controles.

En el despacho se indica los códigos para que hayan preparado dos bolsitas iguales, el proceso es similar a la inserción de duplicados gruesos, ubica las muestras duplicadas la etiqueta y las ubica en la nueva posición

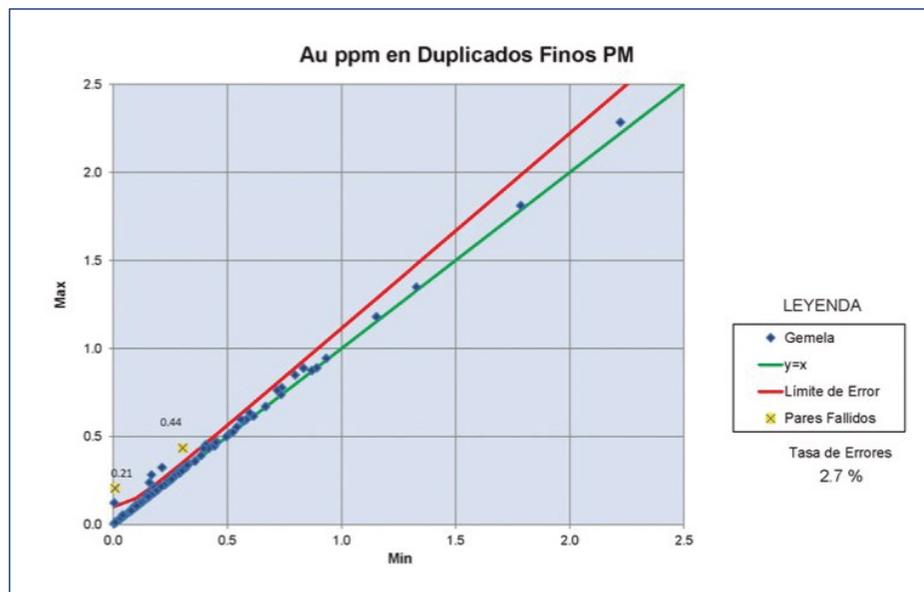
asignada en una distribución del lote, retira la muestra “falsa” y concluido se informa para continua con el análisis químico.

A través del cuarteo sucesivo se obtiene un peso de 50 gr malla 10 >=95% seguidamente, realiza análisis al fuego para Au ppb, para resultado de Au mayor de 500 ppb se solicita hacer análisis por Au cianurable, se analiza multielemento ICP (39 elementos). Los resultados de Cu mayor de 1000 ppm, se solicita hacer análisis de Cu CN.

En el tajo Tantahuatay se insertaron 148 muestras y se ha obtenido una tasa de error analítico en 2.7% la que califica al proceso de con “buena precisión”.

FIGURA Nº 7

Tasa de error en duplicados finos



Determinación de la exactitud: Esta se evalúa a través de estándares certificados, con material propio del tajo Tantahuatay preparados en condiciones especiales muy controladas, con laboratorios certificados. Se tiene 3 tipos de estándar clasificados como estándar alto, medio y bajo a la ley de Au.

La exactitud monitorea con el sesgo al análisis químico así como la calibración de los equipos del laboratorio, estos estándares son preparados por un laboratorio especializado, (se evita hacer estándares en laboratorio primario) las muestras están en sobres de aluminio con 200 gr de muestra sellados al vacío para evitar la segregación.

Durante el proceso de pulverización estos estándares son insertados de forma anónima en el lote de muestras, para

este fin el lote tiene en su enumeración las denominadas “muestras falsas” de lo que únicamente nos es útil su etiqueta de clasificación dentro del lote. El estándar es colocado en una bolsa de papel muy similar al resto de lote con el mismo peso de la “muestra falsa” a sustituir de esta manera la ubicación de los estándares es indetectable por los operadores en laboratorio.

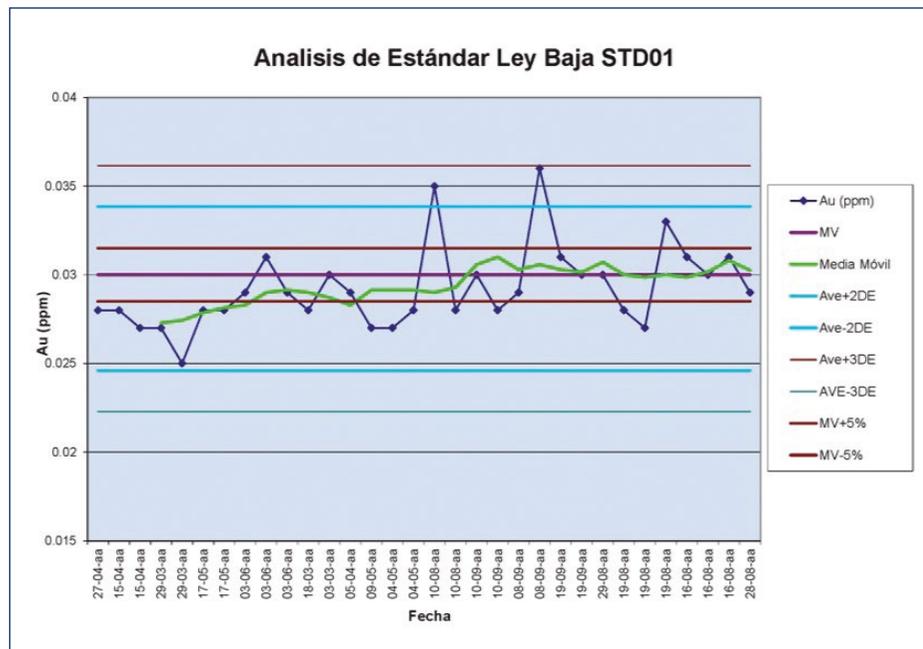
$$\text{Sesgo \%} = (\text{PR} / \text{MV}) - 1$$

PR= Promedio de valores obtenidos.

MV=Mejor Valor del estándar.

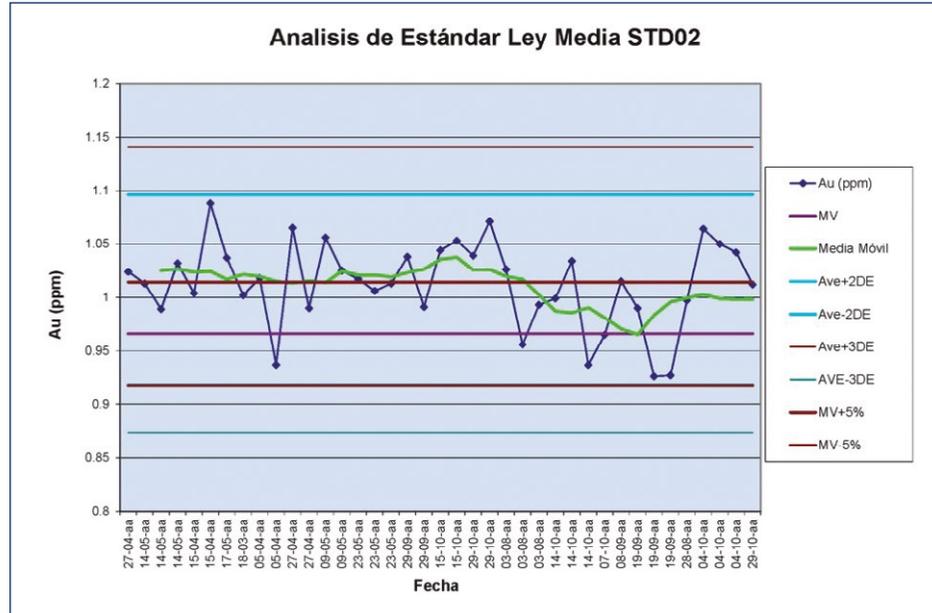
Con la inserción de 547 estándar distribuidos en 08 tipos de estándares certificados se ha obtenido un sesgo entre -9.20% a 4.20%

FIGURA Nº 8
Análisis de Estándar Ley Baja STD01



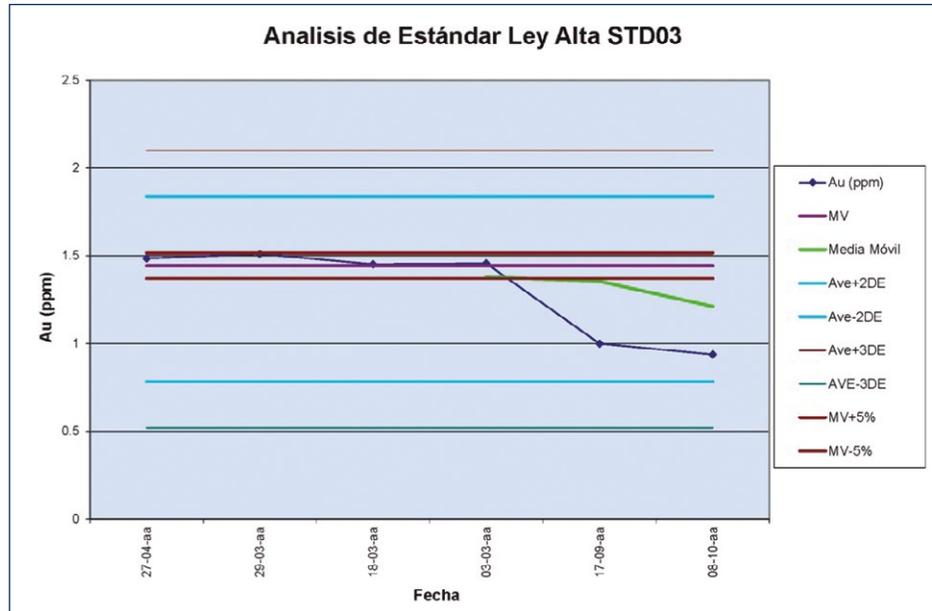
**FIGURA
Nº 9**

Análisis de
Estándar Ley
Media STD02



**FIGURA
Nº 10**

Análisis de
Estándar Ley
Alta STD03



12. DETERMINACIÓN DE LA CONTAMINACIÓN

Se evalúa el grado de contaminación entre una muestra a otra que puede darse en los diferentes procesos desde la preparación hasta el análisis químico, a través de la inserción anónima de muestras blancas o estériles en el flujo analítico y de preparación de los lotes de muestreo y cuya contaminación debe ser evaluada.

Para la evaluación, los blancos no deben estar directamente influenciados por las leyes de las muestras precedentes, los valores de los blancos no deben exceder en más de 3 o 5 veces los límites de detección del elemento (blancos finos o gruesos respectivamente).

Se recomienda insertar los blancos de acuerdo a siguiente orden:

Muestra rica en Au – BLKF – BLKG

Para el análisis de Tantahuatay el porcentaje de error en contaminación es de 3.35% promedio, se considera “baja contaminación” o contaminación aceptable la cual no es significativa dentro de los procesos de muestreo. Sin embargo las muestras contaminadas fueron analizadas para determinar su tipo de error.

Evaluación de la contaminación durante la preparación.

Se evalúa con los resultados de la inserción de blancos gruesos que son materiales de granulometría gruesa malla 10 \geq 90%.

El procedimiento de inserción consiste en reemplazar en la preparación sobres de 200 gr de “muestras falsas” con sobres del mismo peso de blancos gruesos.

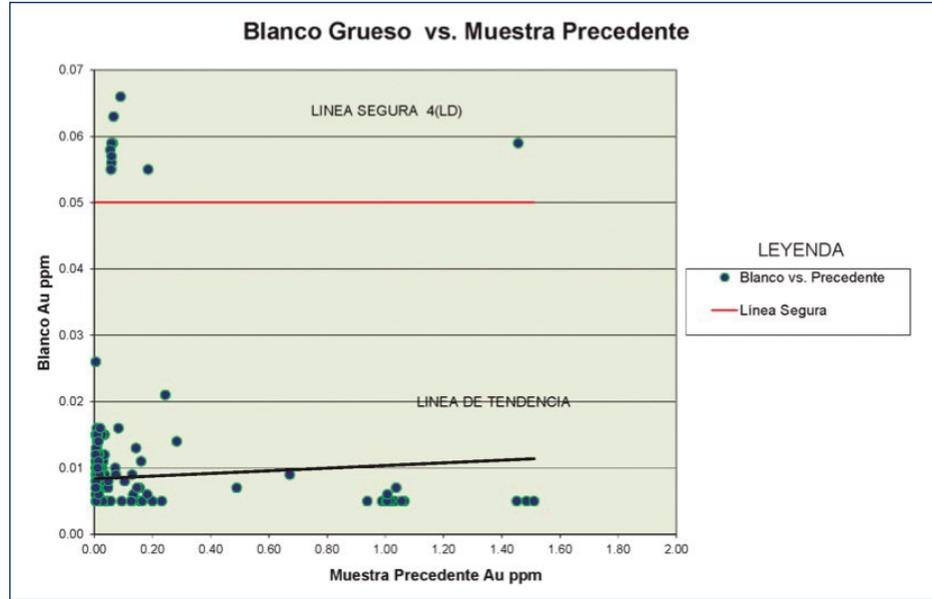
Para la determinación de contaminación en el proceso de preparación de Tantahuatay se evaluaron 358 muestras gruesas (BLKG) se detectó 3.07% de contaminación. Considerado como Aceptable.

TABLA Nº 5/

Elementos (muestras)	Au ppm	
	BLANKG	BLANKF
LPD	0.01	0.01
Muestras	358	304
Contaminadas	11	11
% de contaminación	3.07	3.62
% CONTAM PROMEDIO	3.35	

**FIGURA
Nº 11**

Blanco grueso
vs. Muestra
precedente



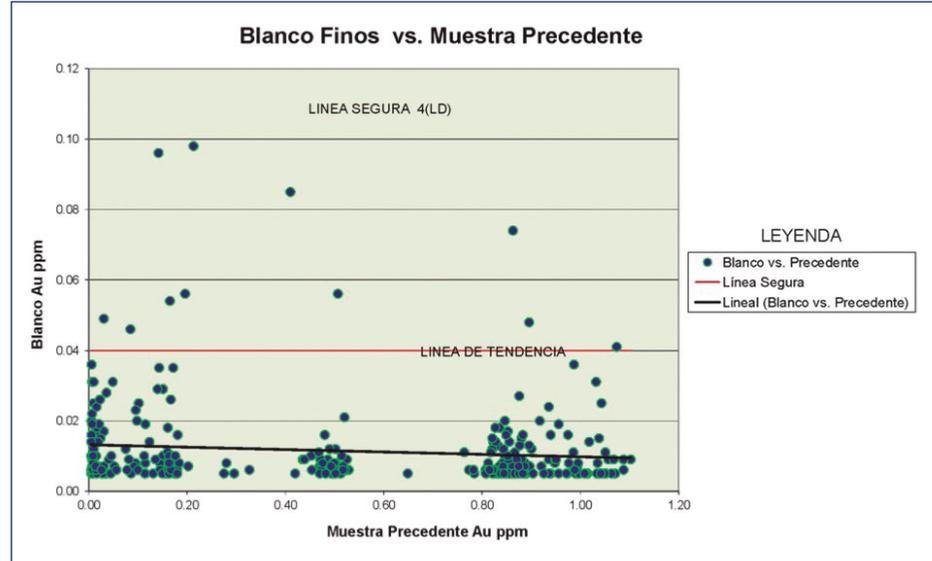
Evaluación de la contaminación durante el análisis químico se evalúa a través de blancos finos que son materiales estériles pulverizados a malla 140 \geq 95% cuya contaminación es evaluada insertados de forma anónima en el flujo analítico.

El procedimiento de inserción consiste en reemplazar en la etapa de pulverizado, sobres de 200 gr de “muestras falsas” con sobres del mismo peso de blancos finos.

Para la determinación de contaminación en el proceso analítico de Tantahuatay se evaluaron 304 muestras finas (BLKF) se detectó 3.62% de contaminación. Considerado como Aceptable.

**FIGURA
Nº 12**

Blanco finos vs.
Muestra precedente



13. CONCLUSIONES

Tantahuatay es un yacimiento que fue explorado desde 1994 en su historia se realizaron varias campañas de perforación, para la estimación de recursos se tomó información analítica de 230 sondajes perforados en varias campañas desde 1996, con 36,953 m de perforación y 20785 muestras, se evaluó QA/QC con 16% de controles, que valida la información.

Como herramientas de software para la estimación se usa el Minesight y Acquire con los que se presenta la información satisfactoriamente para auditorías de reservas y recursos realizadas por empresas externas especializadas.

A través del QA / QC de muestreo en los sondajes se ha mostrado el buen desempeño de cada uno de los procesos,

así como la recopilación y el ordenamiento de los datos proveen una sólida base de datos validando la data química histórica.

Se ha podido mitigar el error aleatorio, controlando el error de muestreo, y el error de sub muestreo, así como el error sistemático con controles al proceso analítico reduciéndolo a parámetros de bueno a aceptable de acuerdo al control de calidad.

El monitoreo de cada control: duplicados, blancos y estándares van presentando una serie de errores en el proceso los cuales deben ser corregidos oportunamente para tener una consolidada base de datos con la que se soporta los resultados de una buena estimación de recursos y reservas de un yacimiento.

14. REFERENCIAS

1. Amec Internacional S.A. (2012), *Taller de aseguramiento y Control de la Calidad en la Exploración Geológica*. Dr. Armando Simón.
2. Cía. Minera Coimolache S.A. (2013) *Reporte de Recursos y Reservas Coimolache 2013*. Documento de Cía. de Minas Buenaventura.
3. Cía. Minera Coimolache S.A. *Informe de actividades de desarrollo sostenible Decreto supremo nº 042-2003-mem (ejercicio – 2006)* / Informe Interno de Cía. Minera Coimolache 2006.
4. Cía. Minera Coimolache S.A. *Informe de la Campaña de Perforación 2002 y Calculo de Reservas Mediante Método Manual de Secciones Tantahuatay 2* / informe Bisa 2002.
5. AMEC, *Pre Auditoria de Recursos y Reservas Unidad Tantahuatay informe AMEC* Mayo 2012.
6. Cía. Minera Coimolache S.A. *Estudio de factibilidad Cía. Minera Coimolache 2007*. Informe Interno de Cía. Minera Coimolache.
7. Cía. Minera Coimolache S.A. *Resumen ejecutivo Campaña de exploraciones 2006, 2007, 2008, 2009, 2010, 2012* / Informes Internos Cía. Minera Coimolache.

OPTIMIZACIÓN DE LA
RESISTENCIA DE LOSAS DE
RELLENO CEMENTADO EN
ANDAYCHAGUA, VOLCAN CÍA.
MINERA S.A.A.

Aquiles Vivar Montañez

Volcan Cía. Minera S.A.A.





OPTIMIZACIÓN DE LA RESISTENCIA DE LOSAS DE RELLENO CEMENTADO EN ANDAYCHAGUA, VOLCAN CÍA. MINERA S.A.A.

Aquiles Vivar Montañez

Volcan Cía. Minera S.A.A.

1. RESUMEN

La construcción de losas de relleno cementado en la aplicación del método de corte y relleno descendente, es una etapa crucial dentro del ciclo de minado y representa uno de los mayores costos de extracción por tonelada de mineral. En este contexto, existe la necesidad de establecer metodologías claras para el diseño de losas basadas en técnicas empíricas y analíticas. Esta metodología también puede ser aplicada en el diseño de losas para la recuperación de pilares.

En la Mina Andaychagua, ubicada en la sierra central del Perú a unos 4600 msnm, se aplica el método de explotación por corte y relleno descendente, con potencias de veta de 4 a 15 m. las losas de concreto tienen una resistencia de

160 kg/cm² a los 28 días, el espesor de las losas son de 3.5 m y el consumo mensual de relleno cementado varía desde 8,500 a 13,000 m³.

Debido al alto costo del relleno cementado, de acuerdo a las condiciones operativas de la Mina Andaychagua y sobre la base de la metodología de diseño de losas, se propone la optimización de la resistencia del relleno cementado, considerando la reducción del ancho de minado en los sectores de mayor potencia y realizando una reducción del módulo de rigidez de la losa para que guarde equivalencia con la rigidez de las rocas encajonantes, que son de baja calidad geotécnica.

2. GENERALIDADES

2.1 Ubicación

La mina Andaychagua propiedad de Volcan Compañía Minera S.A.A., está ubicada en la sierra central del Perú, a una altitud de 4400 msnm, en el distrito de Huay-Huay, provincia de Yauli y región de Junín.

**FIGURA
Nº 1**

Ubicación de la Mina Andaychagua



2.2 Descripción del Método de Explotación Actual

La mina Andaychagua, es una mina polimetálica con leyes promedio de 4,97% Zn, 0,98% Pb, 0,11% Cu y 5,04 oz Ag/t, que actualmente viene explotando la veta Andaychagua mediante el método de explotación de corte y relleno descendente, con losas de relleno cementado que alcanza una resistencia de 160 kg/cm² a los 28 días y refuerzo de acero en la zona inferior de la losa.

El ancho de minado varía desde 4 a 15 m, la altura de corte de cada tajeo es de 4.5 m y el espesor de la losa de relleno cementado es de 3.5 m, la longitud de paneles de vaciado de la losa varía desde 12 a 15 m. El ciclo de minado comienza con la perforación y voladura, extracción, sostenimiento y termina con el relleno cementado en retirada, podría demandar hasta 3 meses de tiempo para un panel de minado de hasta 200 m.

La producción actual de la mina asciende a 2500 tn/día, de donde el 50% es aportado por el método de corte y relleno ascendente.

3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

3.1 Geología

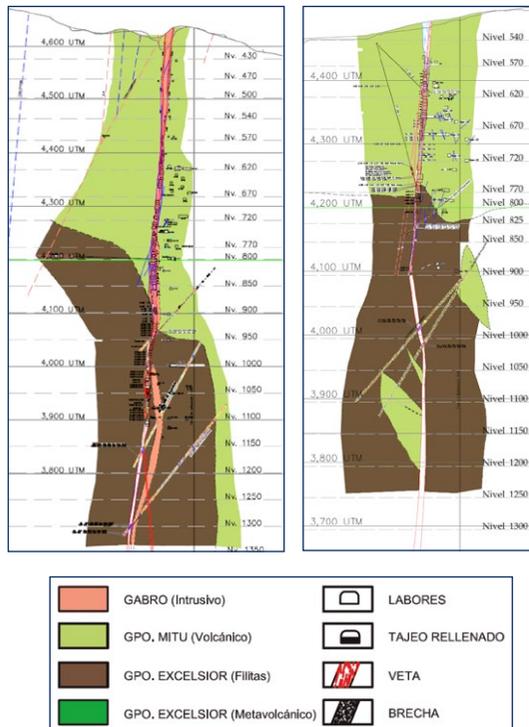
La mina Andaychagua geológicamente está situada en el domo de Yauli, que es una estructura conformada por unidades litológicas de naturaleza metamórfica, sedimentaria y volcánica que datan

del paleozoico al mesozoico. Asimismo, en la zona se localiza en el llamado “Anticlinal de Chumpe” cuyo eje tiene una dirección de N45°O.

Las litologías que se identifican en el yacimiento son representadas por las filitas y esquistos del grupo Excélsior, los volcánicos del grupo Mitu e intrusivo de gabro (ver Figura 2).

**FIGURA
Nº 2**

Secciones Geológicas Transversales de la Veta Andaychagua 050NE y 850NE respectivamente.



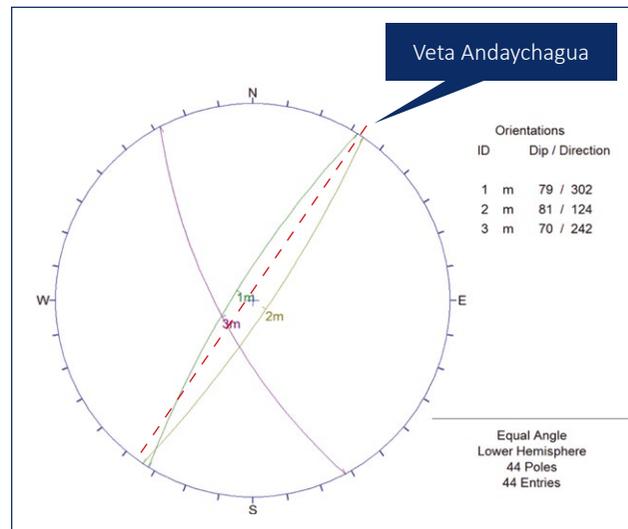
3.2 Geo-estructuras

Estructuralmente la mina Andaychagua se encuentra localizado en el anticlinal de Chumpe cuyo eje tiene un rumbo que varía entre N35-40°W; el anticlinal tiene aproximadamente 4 a 16 Km. Su flanco occidental buza 55°SW y el flanco oriental buza 30°NE.

Localmente las cajas cercanas a la veta esta intensamente fracturado con familias principales que se presentan en forma paralela y perpendicular aleje del anticlinal Chumpe. El primer fracturamiento es originado por fuerzas tensionales; el segundo que es longitudinal está relacionado a la última etapa de compresión y ascensión de pliegues fallados.

**FIGURA
Nº 3**

Principales familias de fracturamiento



3.3 Macizo Rocosos

Durante las investigaciones geomecánicas in-situ se realizaron una serie de mapeos con estaciones geomecánicas en los diferentes niveles de explotación actual y la profundización con testigos de perforación diamantina, de donde se obtuvo que los parámetros de clasificación geomecánica.

TABLA Nº 1/
Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosos

Ubicación	RQD	RMR ₇₆	GSI	σ_c
Caja Techo	10-40	28-42	30	16
Veta	10-25	35	33	27
Caja Piso	8-35	31-48	35	33

3.4 Condiciones de Esfuerzos In-situ

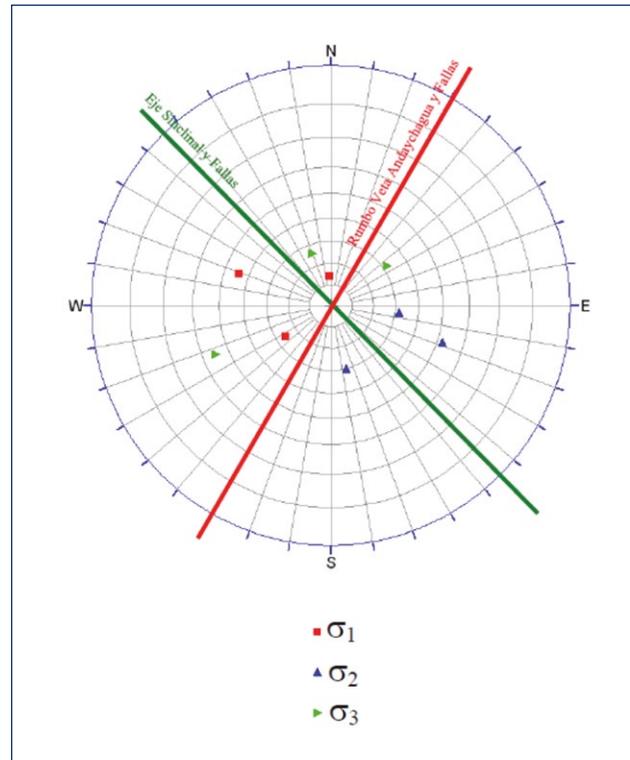
La evaluación de la dirección y dimensión de los esfuerzos in-situ del macizo rocoso fue realizada mediante la medición de ensayos “overcoring”, en tres puntos de la mina entre los niveles 900 a 1100.

TABLA Nº 2/
Resultados de esfuerzos in-situ

Sitio	σ_1	Azimut	Inclinación	σ_2	Azimut	Inclinación	σ_3	Azimut	Inclinación
1	10.02	109.30	43.50	8.56	346	29.80	4.30	235.50	31.80
2	35.12	56.70	26.00	16.51	288	51.70	13.51	160.40	25.90
3	30.93	177.80	13.80	29.50	276	31.90	22.36	67.50	54.50

FIGURA Nº 4

Proyección estereográfica de los esfuerzos in-situ



4. CONDICIÓN ACTUAL DE LAS LOSAS DE RELLENO CEMENTADO

4.1 Materiales y Diseño de Mezcla

El relleno cementado es producto de la mezcla de una serie de materiales, principalmente provenientes del agregado de desmonte de mina, relave grueso (mayor malla N° 200), cemento, aditivo superplastificante, aditivo inhibidor de agua y agua, que son mezclados en una planta automatizada con una capacidad máxima de producción de 400 m³/día.

TABLA N° 3/
Diseños de Mezclas Típicos

Material	Diseño 1 (kg)	Diseño 2 (kg)	Diseño 3 (kg)	SOFT	Mortero
Piedra 67	560	700			
Piedra Ricaldi			850		
Confitillo 89	620			540	
Confitillo Ricaldi		600	445		
Relave	625	570	590	1032	1643
Cemento	300	300	300	300	300
Agua	220	210	210	300	450
Euco 537	3.0	3.0	3.0		
Euco WO	0.3	0.3	0.3		

4.2 Sistema de Bombeo, Transporte y Vaciado

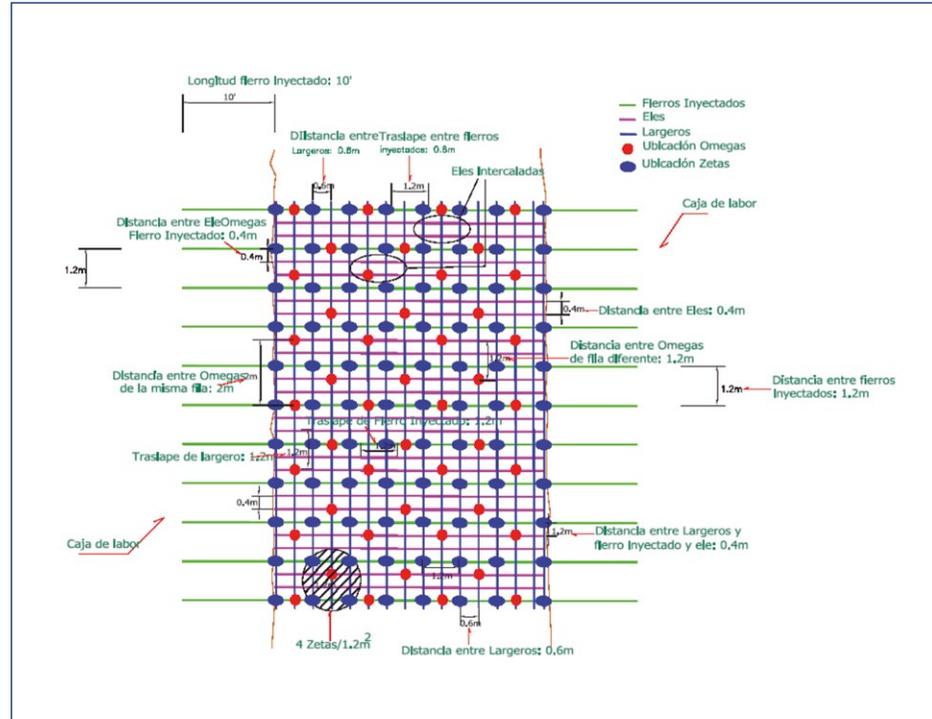
En cuanto al transporte del relleno cementado se dispone de dos (02) bombas SCHWING BP 3500 HDR, con el cual se realiza el bombeo desde Planta hacia interior mina a una distancia promedio entre 1 a 1.5 km por una tubería de acero de Ø 5", con presiones de bombeo de 140 Bar con un máximo de 160 bar.

4.3 Acero de Refuerzo

El acero de refuerzo tiene la función de mejorar la resistencia a la flexión, que es instalada en la base de la losa y ancladas en la caja techo y piso de la veta, varillas de acero sub-verticales para mejorar la resistencia de las juntas frías que se generen durante la operación.

FIGURA
Nº 5

Distribución de
Acero Típica en
la Losa



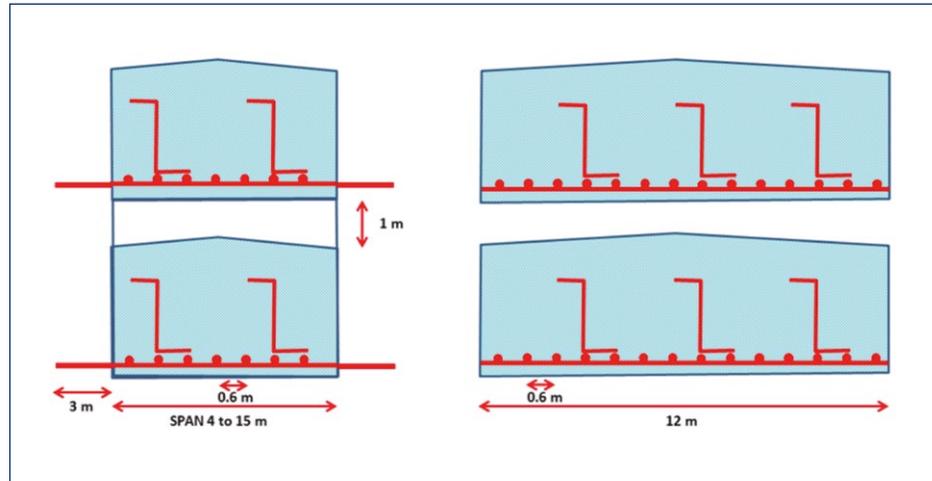
4.4 Losa de Relleno Cementado

Las losas son de 3.50 m de altura y se deja un espaciamiento de 1.0 m con respecto a la losa inmediatamente superior, el largo de las losas es de 200m y los anchos pueden ser variables entre losa y losa que van de 3.50 m hasta 15.00 m. Las longitudes de vaciado varían entre 12 a 15 m, que son delimitados por un encofrado o

tabique de madera. En algunos sectores de la losa a lo largo del tajeo se realiza el encofrado de una chimenea discontinua con la finalidad de obtener una zona hueca en la losa para poder evaluar las posibles deformaciones y mejorar la ventilación dentro del tajeo, en donde hasta la fecha se ha observado roturas en la madera del encofrado interior pero sin deformaciones del relleno cementado.

**FIGURA
Nº 6**

Vista transversal
y longitudinal de
la losa de relleno
cementado

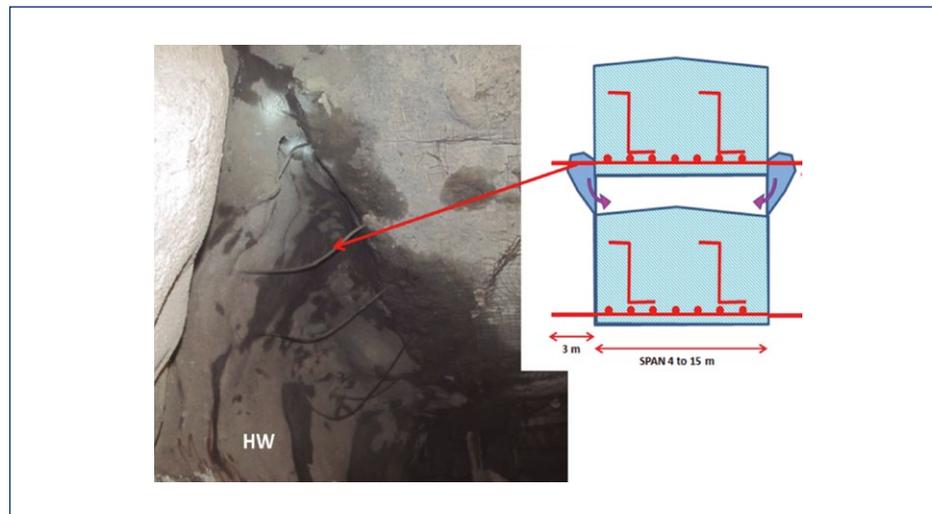


Asimismo, se ha identificado que en el contacto de interface del relleno cementado de la losa y las cajas (techo y piso), se presenta una sobreexcavación de la roca que deja expuesto las varillas cementadas.

Este efecto de desmoronamiento, a veces puede afectar toda la caja techo o piso, dejando expuesto a los anclajes de sostenimiento y deterioro de shotcrete, el mismo que es reparado con trabajos adicionales de sostenimiento.

**FIGURA
Nº 7**

Exposición de varillas de anclaje por desmoronamiento de las cajas

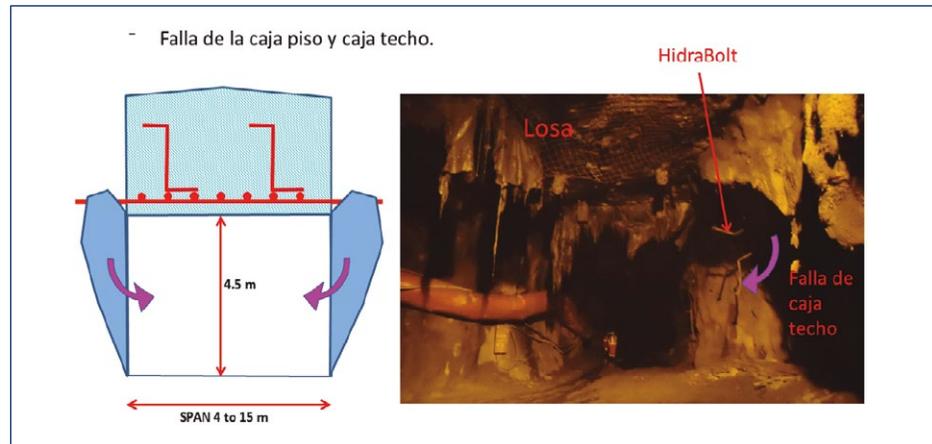


En el tajeo 400, Acc 409 y Nv. 1150, se encontró un lajamiento del sector inferior de una losa, con exposición de la malla de acero, que ha podido ser ocasionada por una junta fría o baja resistencia del concreto.

La resistencia a la compresión simple, medida durante el 2013, tiene una amplia variación y predominantemente se encuentra por encima de 160 kg/cm^2 .

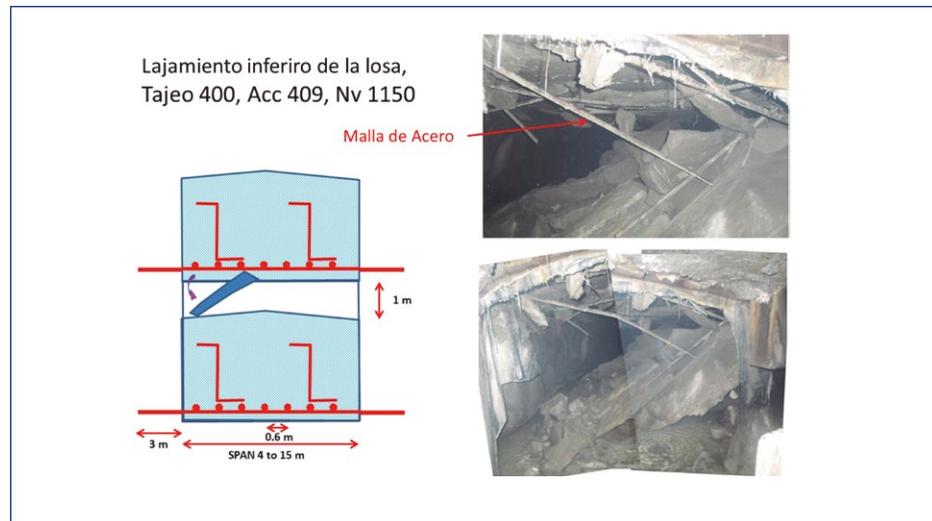
**FIGURA
Nº 8**

Falla de la caja
techo y piso en los
tajeos actuales



**FIGURA
Nº 9**

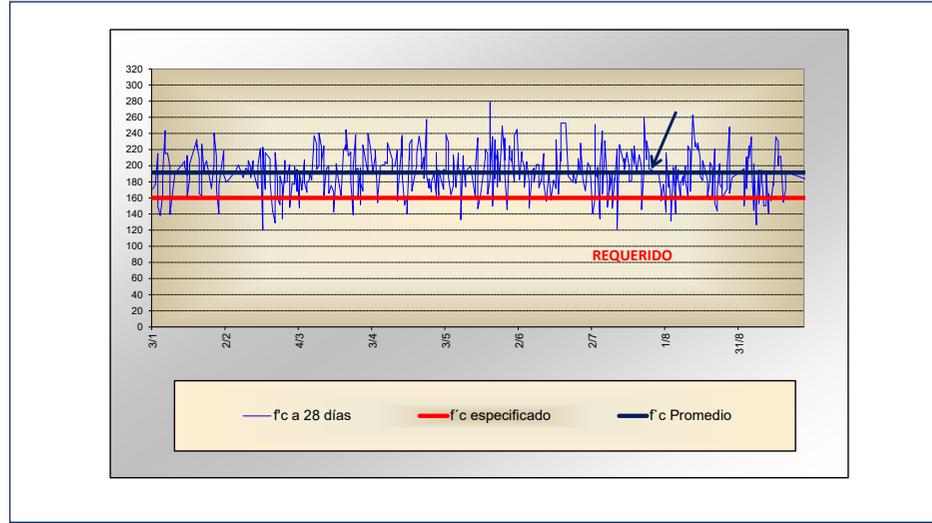
Lajamiento de la
zona inferior de la
losa (tajo 400, acc
409 y Nv. 1150)



La resistencia a la compresión simple, medida durante el 2013, tiene una amplia variación y predominantemente se encuentra por encima de 160 kg/cm².

**FIGURA
Nº 10**

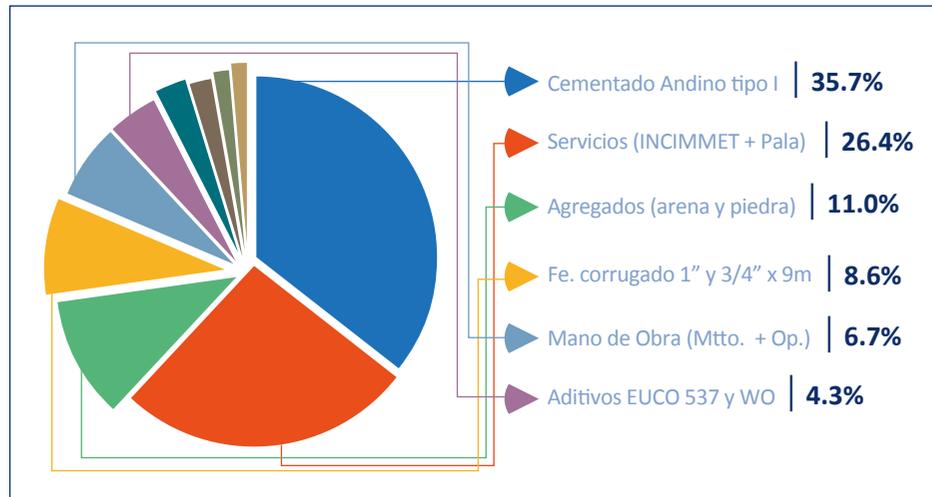
Variación de resistencia la compresión simple en kg/cm²



Los costos unitarios de construcción de las losas de cemento están en el orden de 90 \$/m³, y se distribuyen los gastos de la siguiente manera.

**FIGURA
Nº 11**

Porcentaje de incidencia de gastos para la producción de relleno cementado.



5. DISEÑO DE LOSAS

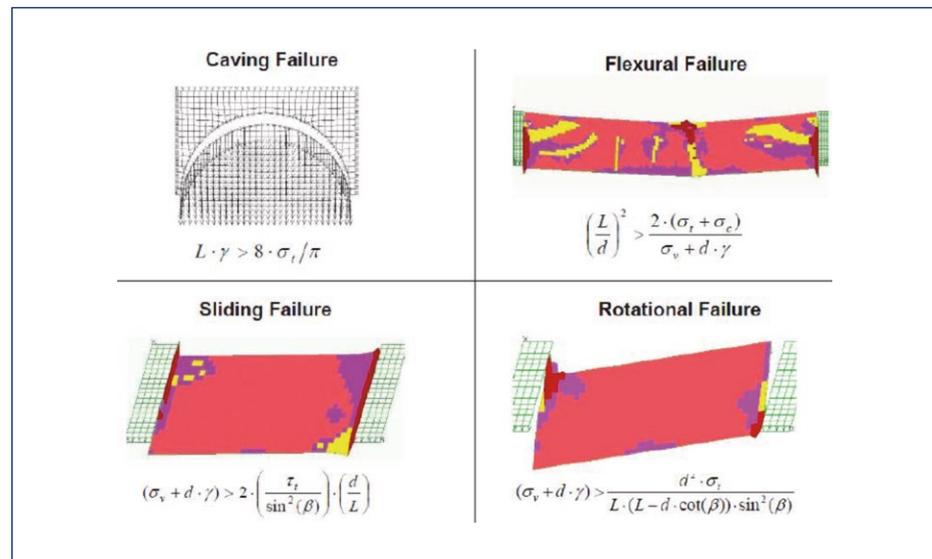
5.1 Criterios de Rotura

El criterio de evaluación por equilibrio límite propuesto por Mitchell (1991) es una de las metodologías

más simplificadas para evaluar la estabilidad de las losas para diferentes tipos de rotura como es el caso de rotura por cavamiento o desplome, flexión, deslizamiento por la interface y rotacional.

**FIGURA
Nº 12**

Criterios de Rotura de las Losas de Relleno Cementado (Mitchell 1991)

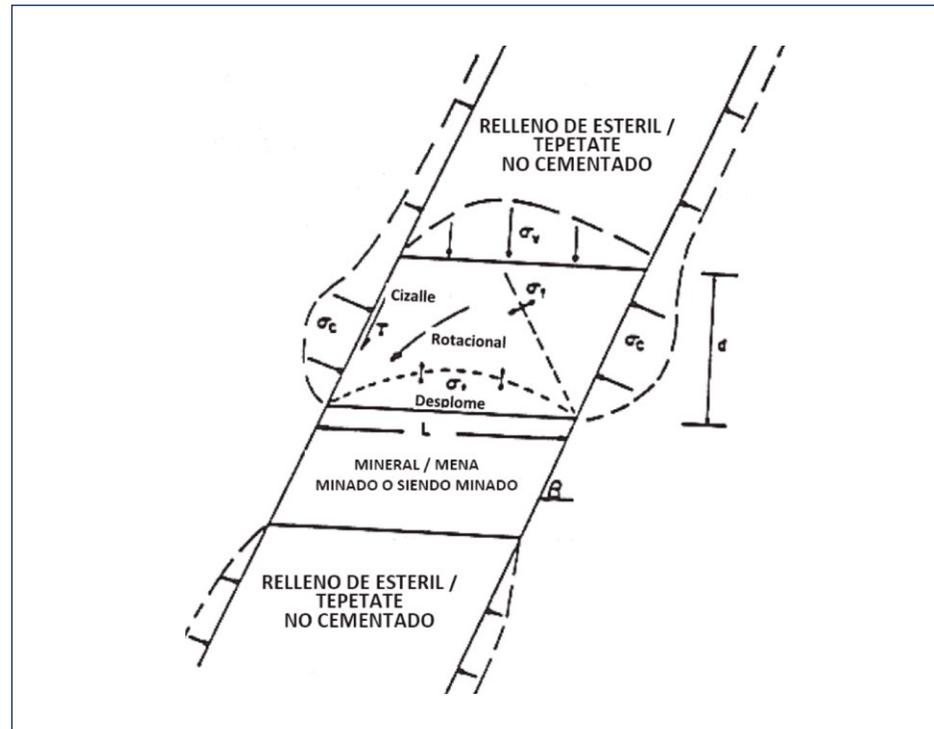


- L = Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m)
- γ = Densidad del concreto (2.32 tn/m³)
- σ_t = Resistencia a la tracción del concreto
- σ_c = Presión de confinamiento de las cajas (techo y piso)
- σ_v = Carga vertical sobre la losa (para el caso de andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)
- τ = Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca
- d = Espesor de la losa (3.5 m)
- β = Buzamiento de la veta (90°)

El diagrama de esfuerzos de la losas con los diferentes parámetros descritos anteriormente serían.

**FIGURA
Nº 13**

Diagrama de
esfuerzos de la
losa de relleno
cementado

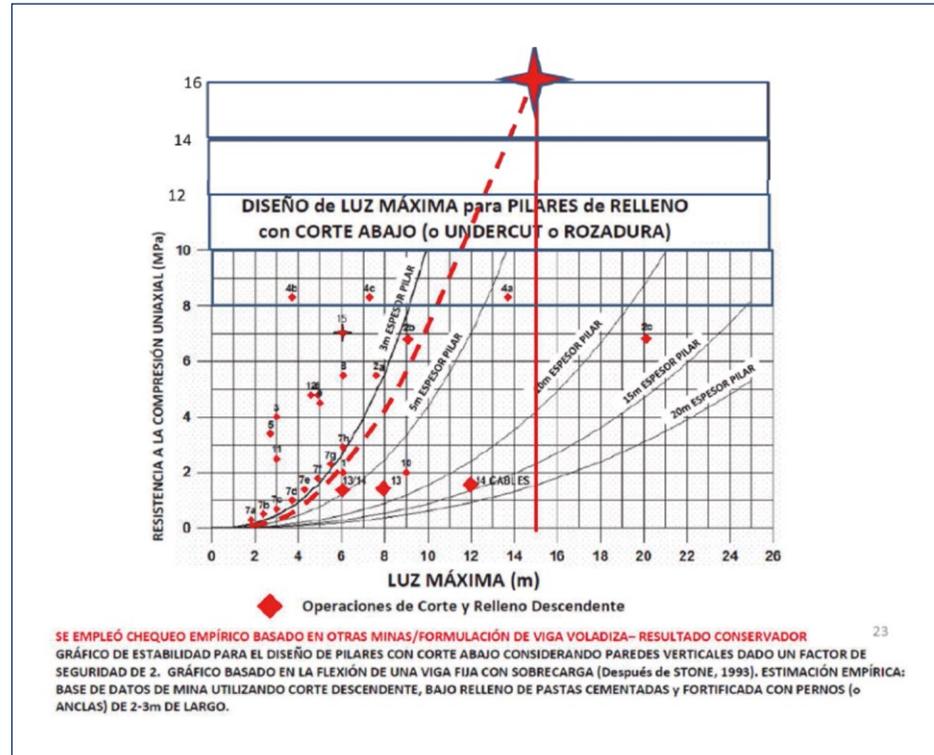


Tras la evaluación realizada por Rimas Pakalnis (2006), pudo recopilar una serie de casos donde correlaciona el ancho de la losa, resistencia a la compresión uniaxial y espesor de la losa, donde se puede ver una tendencia mayoritaria a mantener valores de resistencia inferiores al utilizado en

Andaychagua. En la figura siguiente se puede ver una serie de minas que utilizan el método de explotación de corte y relleno descendente donde se ubicó el caso más desfavorable en la mina Andaychagua que corresponde a un ancho de minado de 15 m, espesor de 3.5 m y resistencia de 16 MPa.

**FIGURA
Nº 14**

Correlación del ancho de minado, resistencia uniaxial de la losa y espesor.



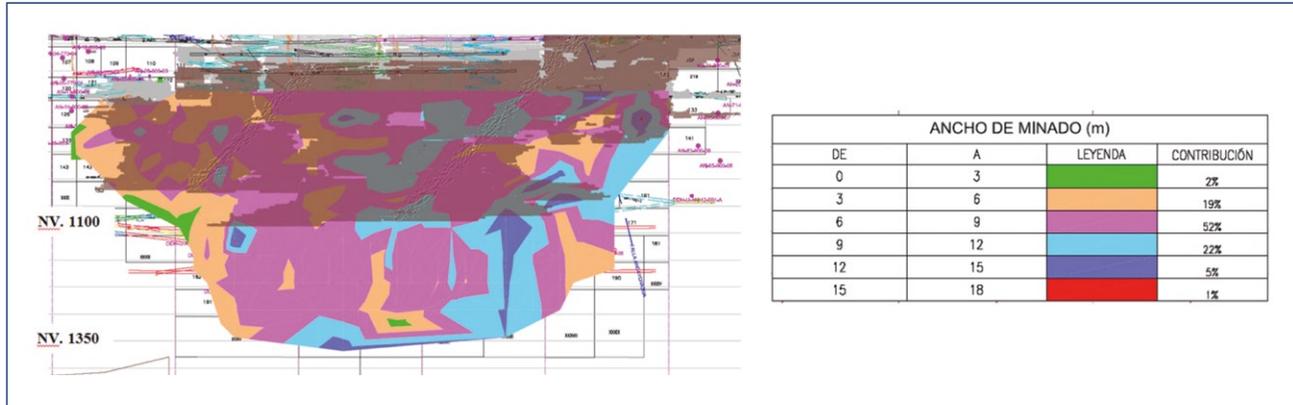
5.2 Ancho de Minado de las Reservas

Tras una evaluación preliminar del ancho de minado o potencia de la veta (Buzamiento de la veta casi

90°) durante los últimos niveles de explotación y los futuros niveles, se ha identificado que el ancho de minado máximo es 15 m y el ancho de minado predominante corresponde entre 6 a 9 m.

**FIGURA
Nº 15**

Variación de la potencia de veta por debajo del nivel 1100



5.3 Análisis de Estabilidad

Tras la evaluación de la estabilidad de las losas para diferentes anchos de minado se ha podido determinar que para potencias de menor dimensión (entre 4 a 6 m) los factores

de seguridad son altos y para anchos de minado mayor a 10 m los factores de seguridad están cercano al límite de estabilidad. En la tabla siguiente se muestra los resultados de factores de seguridad para condición actual de las losas de relleno cementado.

**TABLA Nº 4/
Factores de Seguridad de las Losas en Condición Actual**

Ancho de Losa o Ancho de Minado	Falla por Flexión	Falla por Deslizamiento de Interface Losa-Roca	Falla por Desplome	Falla Rotacional
18 m	1.5	1.8	9.6	No aplica
15 m	2.1	2.1	11.5	No aplica
10 m	4.8	3.2	17.3	No aplica
6 m	13.2	5.4	28.9	No aplica
4 m	29.7	8.1	43.3	No aplica

Se ha evaluado la sensibilidad del factor de seguridad para diferentes valores de resistencia de las losa, considerando que el ancho de minado máximo de 6 m, donde se ha determinado que la resistencia optima de losa asciende de 2 a 4 MPa.

TABLA Nº 5/
Factores de Seguridad para diferentes Resistencias de Losa

Ancho de Losa o Ancho de Minado	Resistencia de Losa (MPa)	Falla por Flexión	Falla por Deslizamiento de Interface Losa-Roca	Falla por Desplome	Falla Rotacional
6 m	8	6.6	5.4	14.4	No aplica
6 m	4	3.3	5.4	7.2	No aplica
6 m	2	1.7	5.4	3.6	No aplica

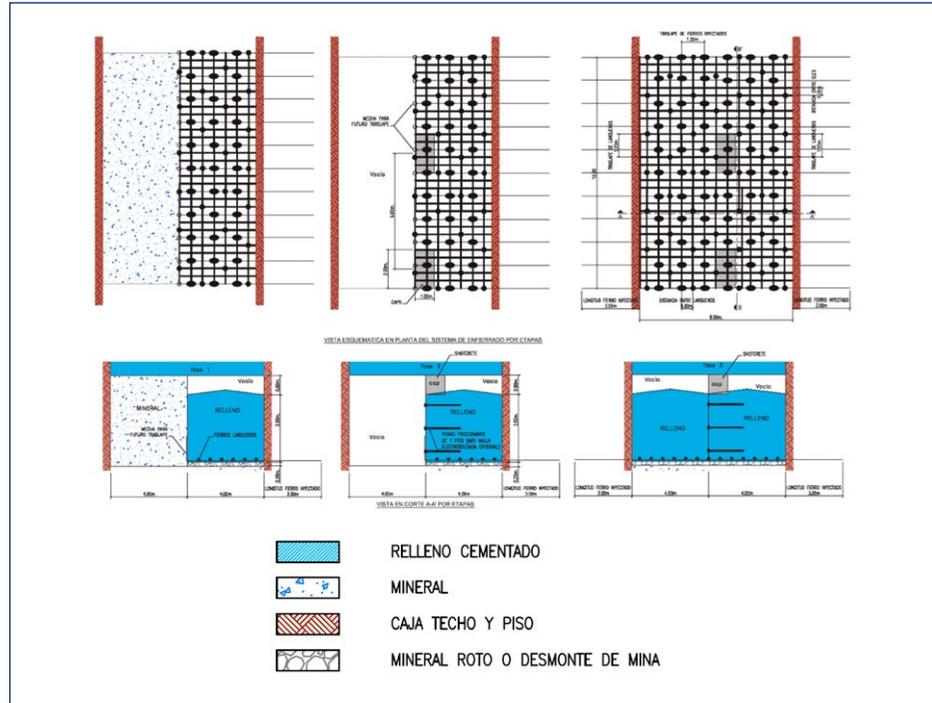
Por otro lado se ha podido verificar que actualmente el módulo de elasticidad de la losa es significativamente mayor al módulo de elasticidad del macizo rocoso encajonante, el mismo que está ocasionando una mayor deformación de la roca inmediata a la losa. Para evitar este efecto, es recomendable reducir el módulo de elasticidad de la losa relativamente equivalente al módulo del macizo rocoso encajonante.

5.4 Consideraciones del Ciclo de Minado para la Explotación por Paneles

Con la finalidad de mantener una resistencia de la losa con valores de resistencia menores a 4 MPa, se ha establecido secuencias de minado por paneleo, que permita explotar un ancho de minado mayores a 6 m. En las figuras siguientes se muestra la secuencia de minado para potencias de veta mayor a 6 m.

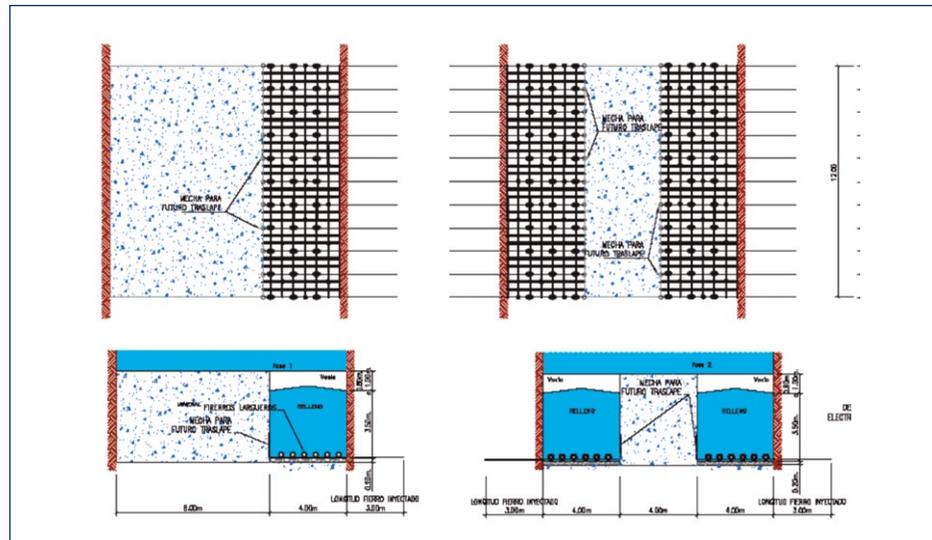
**FIGURA
Nº 16**

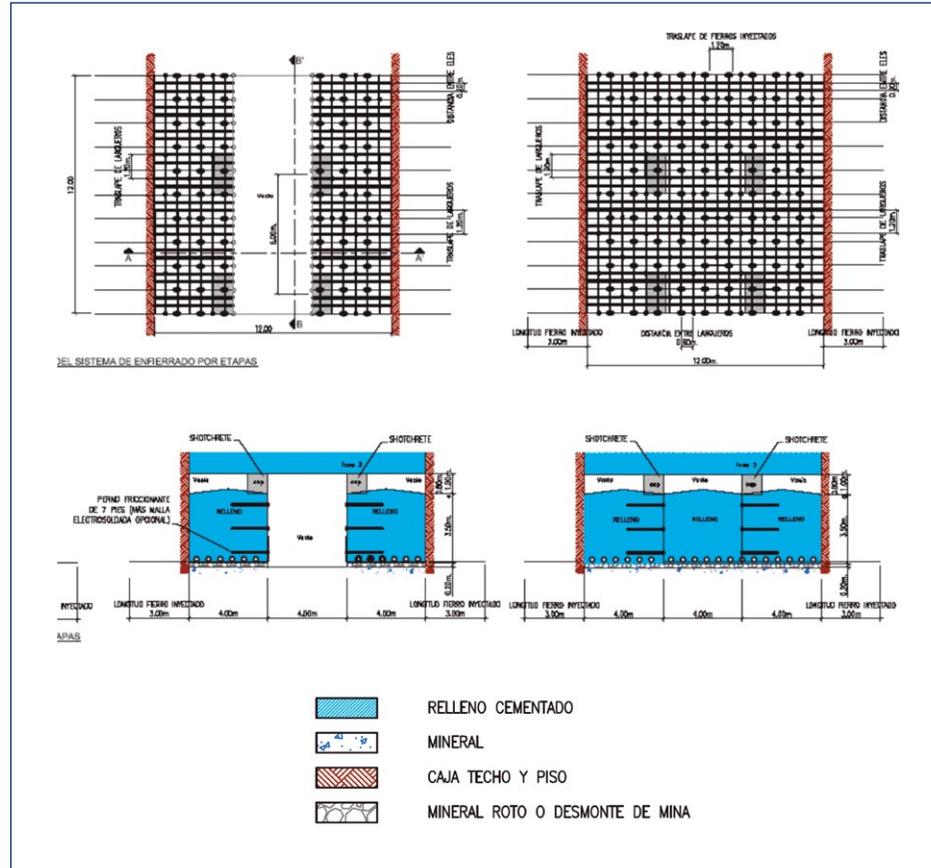
Secuencia de Minado con Dos Paneles para un Ancho de Minado de 8 a 12 m.



**FIGURA
Nº 17**

Secuencia de Minado con Tres Paneles para un Ancho de Minado de 13 a 18 m.





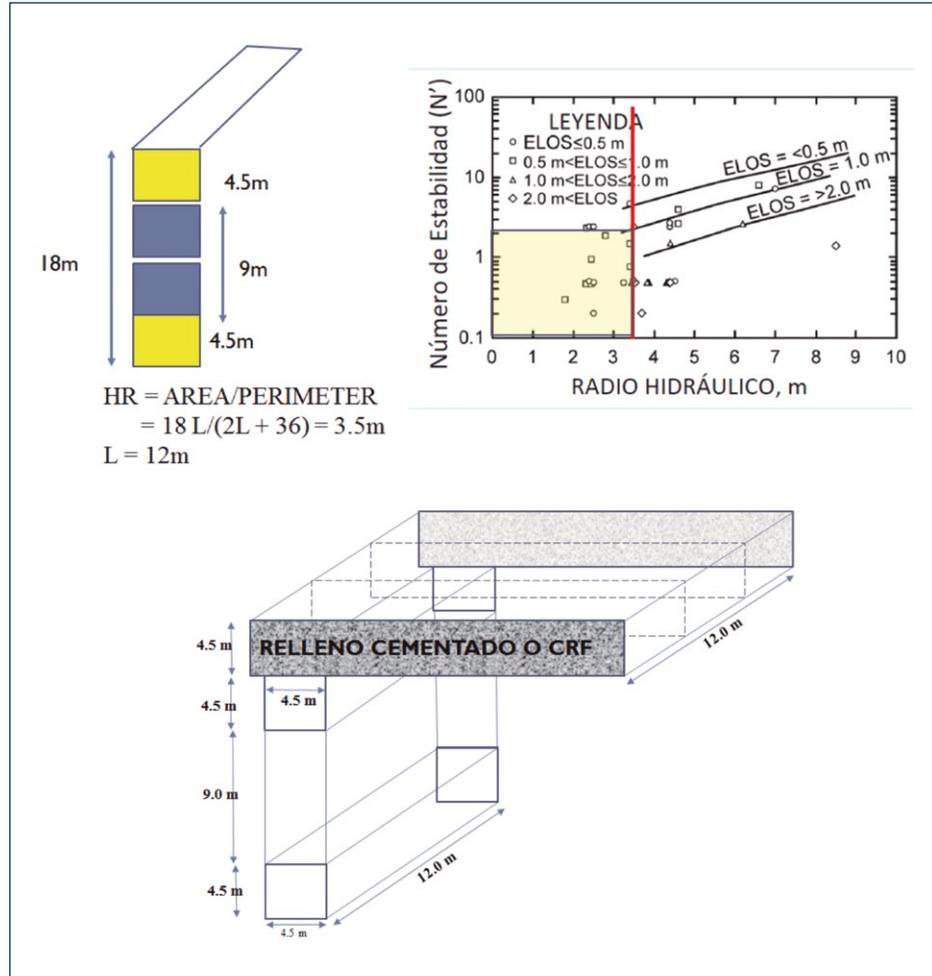
5.5 Consideraciones del Ciclo de Minado para la Explotación por Taladros Largos

Considerando las potencias de veta que llegan hasta los 18 m representa el 28% del área de reservas, se plantea una segunda opción de implementación del método de taladros largos, con techo de relleno

cementado, donde los tajeos de explotación tendrían que ser transversales a la veta y las dimensiones deben cumplir con el radio hidráulico vs el factor N' , dentro del rango de estabilidad requerida. En la siguiente figura se muestra un gráfico esquemático, de las dimensiones del tajeo y la ubicación del relleno cementado.

**FIGURA
Nº 18**

Método de minado por taladros largos para anchos de minado mayor a 8 m, con techo de relleno cementado y tajeos transversales a la veta.



6. CONSIDERACIONES PARA LA IMPLEMENTACIÓN DEL TAJO PILOTO

Para la implementación del tajo piloto por paneles, se ha considerado por conveniente realizar la reducción progresiva de la resistencia, hasta alcanzar la resistencia más óptima que garantice la estabilidad y flexibilidad operativa.

Por otro lado para la implementación del tajeo piloto por taladros largos, la losa deberá ser diseñada bajo los criterios expuestos considerando CRF o relleno cementado, para una explotación de tajeos transversales a la veta.

En ambos casos, los resultados de instrumentación geotécnica como el desplazamiento en la losa y las paredes de la caja techo y piso, para determinar la deformación y las presiones de confinamiento de las cajas hacia las losas, brindaran la información necesaria para garantizar la estabilidad de la losa de relleno cementado durante la operación.

7. CONCLUSIONES

La implementación del método de corte y relleno descendente por paneleo para potencias mayores a 6 m, reduce ampliamente el costo de relleno cementado y el consumo de cemento.

Si se quiere obtener mayores valores de producción, se podría implementar la explotación de taladros largos con techo de relleno cementado, que también tiene efectos de reducción en el costo de minado y consumo de cemento, manteniendo un alto grado de producción.

8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Estudio de Losas de Relleno Cementado en la Unidad de Andaychagua, SVS Ingenieros empresa del grupo SRK, 2014.
- Weak Rock Mass Design for Underground Mining Operations, R. Pakalnis, Brady, Hughes, Caceres, MacLaughlin, 2007.
- Design spans—underhand cut-and-fill mining, R. Pakalnis, C. Caceres, K. Clapp, M. Morin, T. Brady, T. Williams, W. Blake y M. MacLaughlin, 2006.
- Effect of Delayed Backfill on Open Stope Mining Methods, Cristian Caceres Doerner, 2005.

COMERCIO EXTERIOR DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES DEL PERÚ 2000 -2013

Alejandra Díaz Valdiviezo

INGEMMET





COMERCIO EXTERIOR DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES DEL PERÚ 2000 -2013

Alejandra Díaz Valdiviezo

INGEMMET

1. RESUMEN

El comercio exterior de las rocas y minerales industriales (RMI), como motor de desarrollo económico siempre ha estado estrechamente relacionado a la economía Global y a su vez está fuertemente al desarrollo poblacional. En este contexto la comercialización de las materias primas como por ejemplo de las RMI tiene mucha importancia por los múltiples usos y aplicaciones en diversas industrias y procesos industriales.

La presente investigación tiene como objetivo dar a conocer la evolución y estructura del comercio peruano de RMI y sus principales productos durante el presente siglo, las exportaciones por países de destino y las importaciones por países de origen en los diversos mercados del mundo. Así como los factores más notables que influyen en su en la determinación del precio de estas sustancias.

El comercio externo de RMI peruano en el presente fue variable, siendo las exportaciones e importaciones materias primas, insumos y productos para diversas industrias del mundo. En el año 2013 los fosfatos representó alrededor del 87% de la exportación peruana de RMI seguido de andalucita, baritina, boratos, esteatita, sal, otros, al mismo tiempo se importa insumos como: fosfatos procedentes de Marruecos, bentonita, sal, diatomita, caolín, boratos, yeso que sumas el 72% de las importaciones de RMI. También se exportó e importó productos e insumos como cemento, baldosas, sanitarios, utensilios domésticos, artísticos, farmacéuticos, otros para las diversas industrias. También importa CIF US\$ 678 456 791 y exporta FOB US\$ 356 807 337 productos con valor agregado.

En esta perspectiva, INGEMMET investiga los recursos de las RMI ya que estos son clave para desarrollar la minería e industria del país, por su interesante diversidad de RMI y su ascendente comercialización durante los últimos 14 años. Por ello se está prospectando nuevas ocurrencias e identificando sustancias de interés económico a fin de incentivar la inversión que desarrolle una oferta de productos de calidad y oportunidad con valor agregado capaz de conquistar los mercados nacionales e internacionales de manera sostenida.

2. INTRODUCCIÓN

El comercio exterior beneficia a los países de distintas maneras, ya que generan diversos beneficios derivados de un mejor uso de los recursos, ya que cada país puede especializarse en las mercancías que produce más eficientemente o para las cuales está mejor dotado. El Perú, con una extensión de 1.285.215. km² y una gran diversidad de recursos geológicos, tiene una gran riqueza de materias primas, demostrada por la producción de más de 35 tipos de RMI: y una gran variedad de productos derivados de estos por lo que viene aprovechando sus recursos naturales y elaborando productos con valor agregado para ofertarlos en el país y el extranjero.

Los datos indican que la producción de RMI peruana del año 2013 alcanzó la cifra de, US\$1050 millones y las exportaciones FOB US\$. 467 millones. Cabe destacar que existe una gran parte de producción RMI informal en Perú, especialmente en los sectores de los materiales de construcción, que se podrían estimar en US\$ 2400 al año.

En términos de mercado interno, se ha comprobado que la industria de las RMI ha crecido sustancialmente en el presente siglo. En este período, el crecimiento del desarrollo urbano, el aumento progresivo del número de

obras de infraestructura y la diversificación del desarrollo de las industrias nacionales han provocado una demanda creciente de estos productos minerales, que podría compararse en algunas regiones con la escala de consumo de los países desarrollados.

Por otra parte, los productores nacionales, especialmente las empresas mineras medianas y pequeñas, no están al día en su tecnológica y gestión requerida para la optimización del sistema de exploración, explotación y elaboración de productos. A veces, por consiguiente, se han producido diferencias desfavorables en cuanto a la calidad, la constancia del suministro y los precios de la materia prima en comparación con los productores internacionales de los mismos. Por consiguiente para atender la demanda de las industrias en el país se ha importado CIF US\$ 71 millones en el año 2013.

La demanda mundial de rocas y minerales industriales se vincula muy estrechamente con la industria de la construcción y los crecientes niveles de vida. Esto se refleja que a medida que las poblaciones crecen, se genera expansiones urbanas, por consiguiente mejoramiento de las viviendas, instalación de nuevas industrias que requieren RMI para atender la demanda. En este contexto el Perú es un mercado sumamente interesante, por su diversidad de RMI y el volumen ascendente de su demanda donde se requiere de la importación de insumos y productos elaborados procedentes de diversos países del mundo en el año 2013 registrados por este concepto la salida de divisas del país por CIF US\$ 679 millones, contra FOB US\$ 357 millones, divisas que entro al Perú por la venta de diversos productos de RMI con valor agregado dirigido a diversos mercados del mundo.

Asimismo, existe un fuerte vínculo entre el comercio y el desarrollo. Sabemos que para cubrir las necesidades

básicas y asegurar los derechos de los ciudadanos, las personas necesitan un nivel adecuado de ingresos. La liberalización comercial puede contribuir a esto mediante el mejor uso de los recursos del país, que nos ofrecen la posibilidad de lograr un nivel de ingresos mayor que permita a los ciudadanos cubrir sus necesidades, e incrementar su nivel de desarrollo. Esto se da porque la apertura comercial con inclusión tiene un efecto positivo en el crecimiento económico, el empleo y la reducción de la pobreza. En el Perú, vemos como la apertura comercial está directamente relacionada con el incremento de nuestro nivel de ingresos y con una economía estable en constante crecimiento, lo cual permite seguir mejorando la calidad de vida de todos nuestros ciudadanos.

Por tanto, es muy importante el desarrollo de la comercialización de estos recursos en los diversos mercados del mundo con la conquista de nuevos mercados emergentes. Es necesario el descubrimiento de nuevos yacimientos que permita a Perú posicionarse como el productor industrial de materias primas más importante de América Latina. En este sentido, el país está aumentando gradualmente su participación en la escena minera mundial, cuenta con un potencial de diversas RMI las mismas que en los últimos años van incrementando su explotación como los fosfatos, andalucita, caolín, bentonita, carbonatos, rocas ornamentales y productos manufacturados entre otros.

3. POSICIÓN DE LAS EXPORTACIONES DE ROCAS MINERALES INDUSTRIALES Y SUS PRODUCTOS EN LAS EXPORTACIONES TOTALES DEL PERÚ

El comercio exterior beneficia a los países de distintas maneras, ya que generan diversos beneficios derivados de un mejor uso de los recursos, ya que cada país puede especializarse en las mercancías que produce más eficientemente o para las cuales está mejor dotado. El Perú, con una extensión de 1.285.215. km² y una gran diversidad de recursos geológicos, tiene una gran riqueza de materias primas, demostrada por la producción de más de 35 tipos de RMI: y una gran variedad de productos derivados de estos por lo que viene aprovechando sus recursos naturales y elaborando productos con valor agregado para ofertarlos en el país y el extranjero.

Los datos indican que la producción de RMI peruana del año 2013 alcanzó la cifra de, US\$1050 millones y las exportaciones FOB US\$. 467 millones. Cabe destacar que existe una gran parte de producción RMI informal en Perú, especialmente en los sectores de los materiales de construcción, que se podrían estimar en US\$ 2400 al año.

En términos de mercado interno, se ha comprobado que la industria de las RMI ha crecido sustancialmente en el presente siglo. En este período, el crecimiento del desarrollo urbano, el aumento progresivo del número de obras de infraestructura

TABLA Nº 1/
Exportaciones del Perú FOB, por grupo de productos
(Valores FOB en millones de US\$)

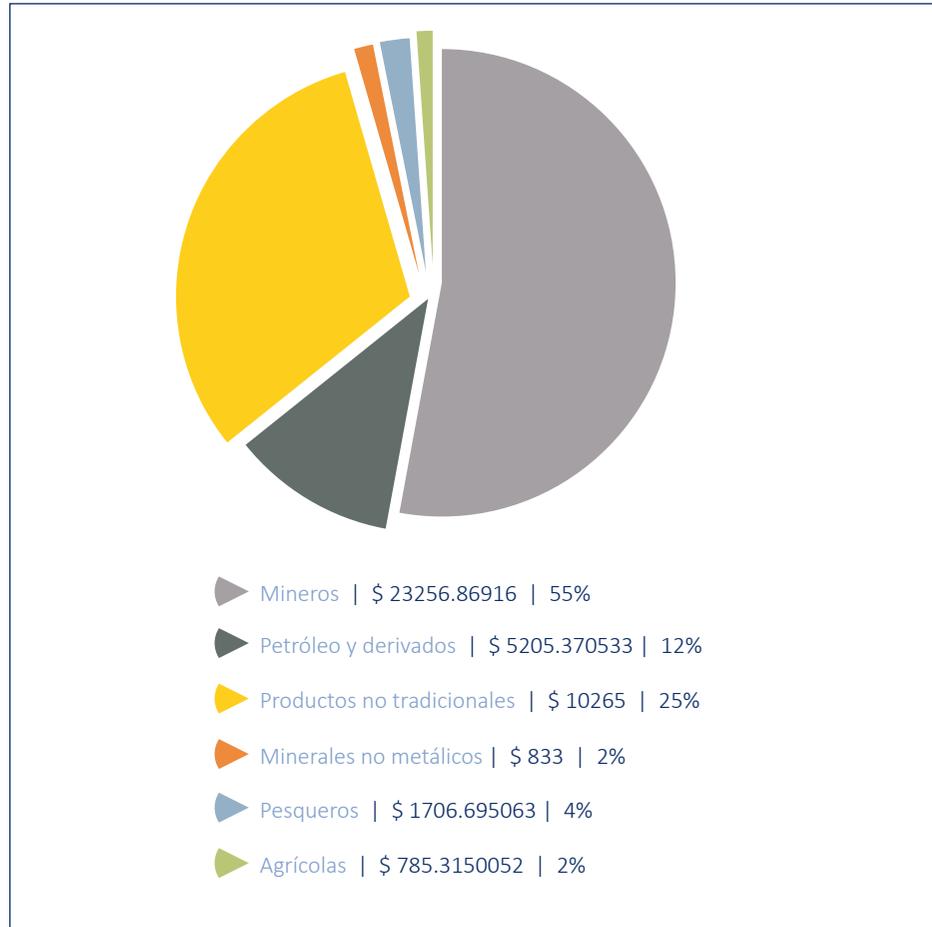
Detalle	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013
1. PRODUCTOS TRADICIONALES	4 804	4 730	5 369	6 356	9 199	12 950	18 461	21 666	23 266	20 720	27 850	35 896	34 825	30 954
Pesqueros	955	926	892	821	1 104	1 303	1 335	1 460	1 797	1 683	1 884	2 114	2 312	1 707
Agrícolas	249	207	216	224	325	331	574	460	686	634	975	1 689	1 095	785
Mineros	3 220	3 205	3 809	4 690	7 124	9 790	14 735	17 439	18 101	16 482	21 903	27 526	26 423	23 257
Petróleo y derivados	381	391	451	621	646	1 526	1 818	2 306	2 681	1 921	3 088	4 568	4 996	5 205
2. PRODUCTOS NO TRADICIONALES	2 044	2 183	2 256	2 620	3 479	4 277	5 279	6 313	7 562	6 196	7 699	10 176	11 197	11 098
Agropecuarios	394	437	550	624	801	1 008	1 220	1 512	1 913	1 828	2 203	2 836	3 083	3 434
Pesqueros	177	197	164	205	277	323	433	500	622	518	644	1 049	1 017	1 028
Textiles	701	664	677	823	1 092	1 275	1 473	1 736	2 026	1 495	1 561	1 990	2 177	1 926
Maderas y papeles, y sus manufacturas	123	142	177	172	214	261	333	362	428	336	359	402	438	426
Químicos	212	247	256	316	415	538	602	805	1 041	838	1 228	1 655	1 636	1 503
Minerales no metálicos	47	58	68	74	94	118	135	165	176	148	252	492	722	833
Sidero-metalúrgicos y joyería	265	242	222	262	391	493	829	906	909	571	949	1 130	1 301	1 258
Metal-mecánicos	97	160	110	99	136	191	164	220	328	369	393	476	545	534
Otros	29	36	33	45	58	70	89	107	121	94	110	147	277	156
3. OTROS	107	113	89	114	131	141	91	114	190	154	254	304	345	238
4. TOTAL EXPORTACIONES	6 955	7 026	7 714	9 091	12 809	17 368	23 830	28 094	31 018	27 071	35 803	46 376	46 367	42 289

Fuente: BCRP, Sunat y empresas 2014.

Elaboración: Gerencia Central de Estudios Económicos.

**FIGURA
Nº 1**

Estructura de las exportaciones peruanas por principales productos Año 2013 en US\$ y en %



Fuente: Elaborado con datos de: BCRP, Sunat y empresas 2014.

En la tabla 2 se observa que durante el presente milenio las importaciones totales peruanas registraron un crecimiento sostenido alcanzando una tasa promedio anual de 36%, y al cierre del 2013 el incremento fue de 3% con relación al 2012, logrando una cifra de US\$42,217 millones, cuya distribución se puede apreciar en la Fig. 2. La importación de insumos para la agricultura, industria y otros representa

más del 46% seguida de los bienes de capital y consumo. Las importaciones peruanas tuvieron como punto de origen principalmente a Asia (27% del total), seguido Norteamérica mediante el Tratado de Libre Comercio de Norteamérica (NAFTA) con 24%, la Unión Europea (12.2%), Mercado Común del Sur (Mercosur) con 11.6% y la Comunidad Andina (CAN) con diez por ciento sin incluir cifras de Venezuela.

TABLA Nº 2/

Importaciones del Perú CIF, según uso o destino económico
(Valor CIF en millones de US\$)

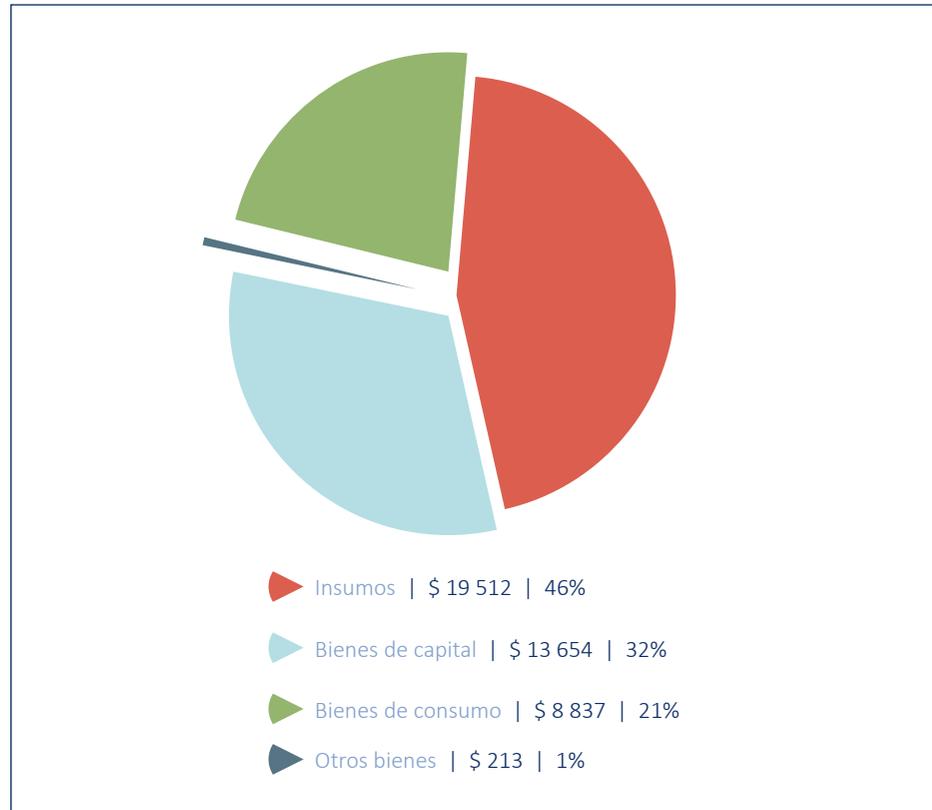
	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013
1. BIENES DE CONSUMO	1 494	1 635	1 754	1 841	1 995	2 308	2 616	3 189	4 520	3 962	5 489	6 734	8 252	8 837
No duraderos	888	987	1 032	1 035	1 153	1 338	1 463	1 751	2 328	2 137	2 809	3 489	4 082	4 499
Duraderos	606	648	722	807	842	970	1 154	1 438	2 192	1 825	2 680	3 245	4 170	4 338
2. INSUMOS	3 611	3 551	3 740	4 340	5 364	6 600	7 981	10 429	14 556	10 076	14 023	18 332	19 273	19 512
Combustibles, lubricantes y conexos	1 083	908	975	1 376	1 754	2 325	2 808	3 631	5 225	2 929	4 063	5 752	5 885	6 453
Materias primas para la agricultura	212	229	249	278	349	384	436	588	874	773	868	1 092	1 292	1 244
Materias primas para la industria	2 315	2 414	2 516	2 686	3 261	3 890	4 783	6 209	8 458	6 374	9 093	11 488	12 096	11 815
3. BIENES DE CAPITAL	2 114	1 921	1 842	1 974	2 361	3 064	4 123	5 854	9 233	6 850	9 074	11 730	13 347	13 654
Materiales de construcción	213	168	272	199	192	305	470	590	1 305	854	1 087	1 449	1 488	1 443
Para la agricultura	30	21	20	17	29	37	31	50	90	72	80	111	137	130
Para la industria	1 430	1 361	1 227	1 422	1 661	2 114	2 784	3 968	5 765	4 498	5 539	7 345	8 168	8 319
Equipos de transporte	441	371	323	336	480	607	838	1 256	2 073	1 426	2 369	2 825	3 554	3 762
OTROS BIENES	139	97	56	49	85	110	123	119	140	122	229	356	262	213
TOTAL IMPORTACIONES	7 358	7 204	7 393	8 205	9 805	12 082	14 844	19 591	28 449	21 011	28 815	37 152	41 135	42 217

Fuente: BCRP, Sunat y empresas 2014.

Elaboración: Gerencia Central de Estudios Económicos.

**FIGURA
Nº 2**

Estructura de las importaciones peruanas según uso o destino (Valores FOB en millones de US\$ y en %)



Elaborado con datos de BCRP, Sunat y empresas 2014.

4. OFERTA POTENCIAL DE RMI

En las Figs. 3 y 4 se puede observar la evolución de la producción de la RMI en los últimos 14 años del presente siglo, así como la variedad de RMI, a excepción de aquellas que son empleadas en la industria de la construcción (áridos, arcilla común, calcáreos) y con un mercado

interno cada vez más interesante. Las RMI señaladas se vienen exportando en pequeños volúmenes a diversos países.

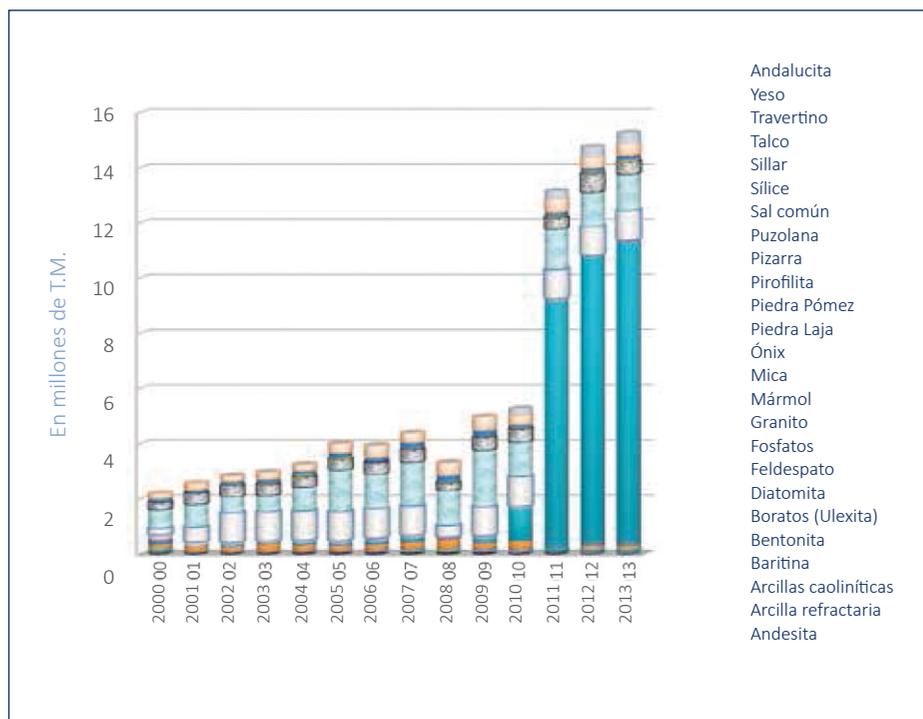
El Perú, se caracteriza por ser un país con gran potencial minero donde destacan las RMI como: fosfatos, boratos naturales, ácido bórico, ulexita calcinada, (disodiooctoboratotetrahidratado), sulkabor, cal a granel y cal hidratada, baritina, sal de mesa para uso doméstico y sal para consumo animal, baritina, caliza, dolomita,

ácido sulfúrico, arcillas, talco, rocas ornamentales. La explotación de las RMI en los últimos años se han incrementado favorablemente y con ello también el comercio de estos recursos y productos incrementado el

rubro de las exportaciones no tradicionales las mismas que vienen incursionando como indicador de crecimiento y principales mercados.

**FIGURA
Nº 3**

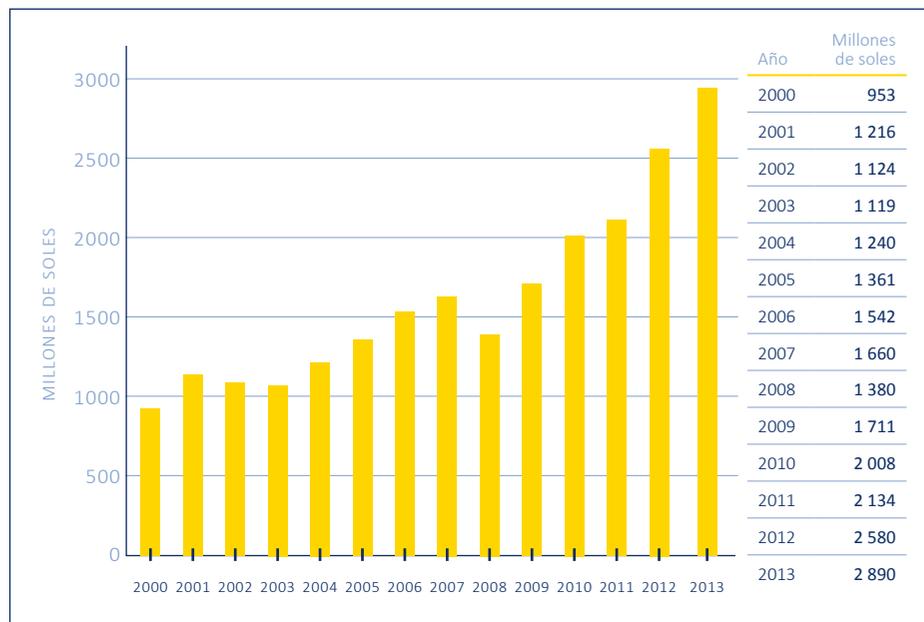
Evolución de la oferta esportable peruana de rocas y minerales industriales excepto arcilla común, áridos y calcáreos



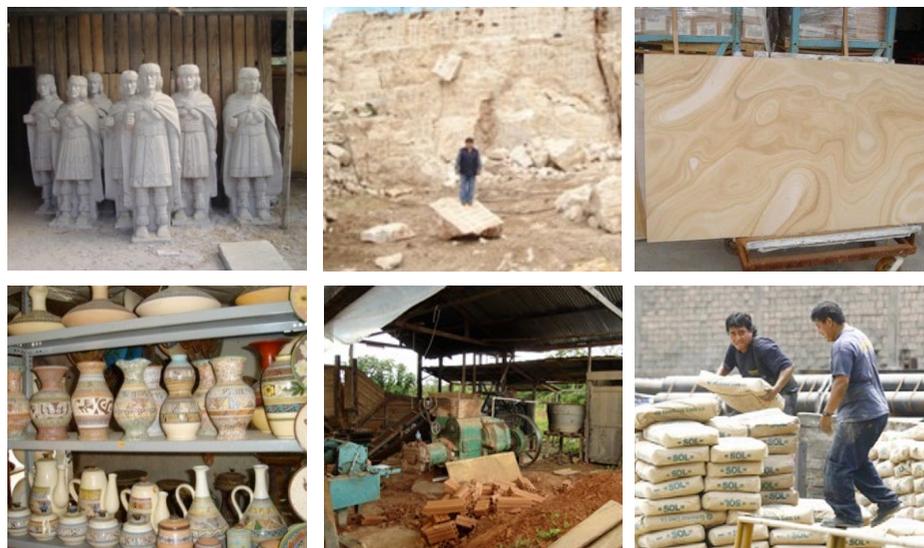
Fuente: Elaborado con información de INGEMMET y campo 2009- 2013.

**FIGURA
Nº 4**

Evolución de la producción estimada de RMI en el Perú (Valores en millones de soles a precios en catera 2013)



Fuente: A. Díaz & J. Ramírez (2009) Compendio de rocas y minerales industriales en el Perú, datos de campo 2010- 2012 y estimado 2013.



5. COMERCIO EXTERIOR PERUANO DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES

El intercambio de RMI y los productos derivados de estas se han tornado muy interesantes en el presente siglo, habiendo crecido en promedio con variaciones cíclicas a lo largo de los últimos años. Esto ha sucedido tanto en las importaciones como en las exportaciones de materias primas minerales así como de los productos semielaborados y terminados o sea con un mayor valor agregado.

5.1 Importación de rocas y minerales industriales

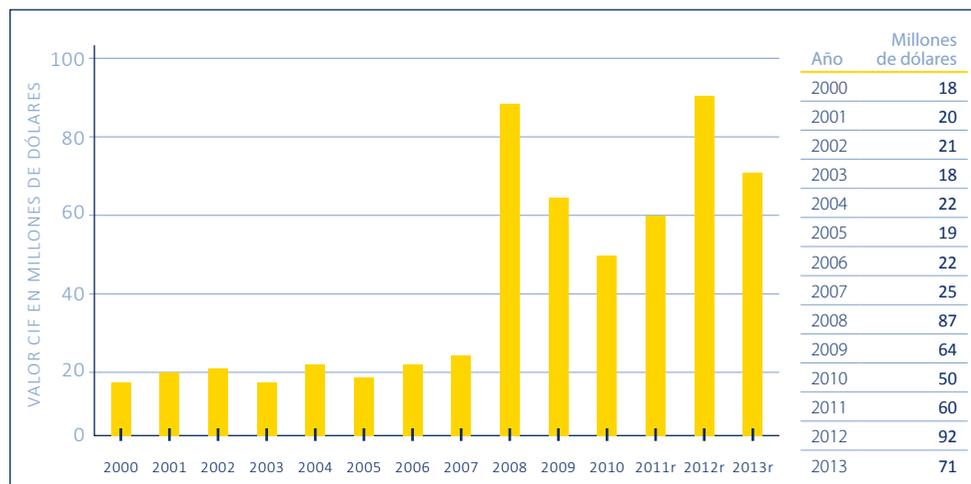
En la Fig. 5 podemos observar la tendencia del valor de las importaciones peruanas de RMI durante el periodo 2000-2013, las mismas que experimentaron variación y crecieron a un ritmo promedio anual del 23%. Se importó más de 35 sustancias siendo las

principales que se presenta en la tabla 3 procedentes de varios países del mundo como se puede apreciar en la tabla 4 para el año 2013, donde se puede ver claramente la incidencia del flete y los seguros en la determinación del valor CIF, los mismos que están en relación directa al volumen y características del mineral así como a la distancia de donde provienen cuyo rango fluctúa entre 7% al 61%.

Durante el año 2013 se importó por un monto de US\$ 71 076 094, del cual la importación de fosfatos de calcio natural representan el 25.4% que tuvieron su origen en Marruecos (99.93%), Estados Unidos (0.06%) y Dinamarca (0.02%); bentonita participa con el 20% que tuvo su origen el 60.55% en Brasil y el 39.45% en Argentina; sal con el 7% tiene su origen en Reino Unido 27%, Chile 25%, Colombia 20%. Nueva Zelandia 10% y la diferencia en otros países; diatomita con el 6% tiene su origen en Reino Unido 53%, Estados Unidos 18%, Federación Rusa 17% y la diferencia lo demás países; caolín con 6% cuyo origen fue Francia 41%, Estados Unidos 30%, y Reino Unido 28%.

**FIGURA
Nº 5**

Evolución de las importaciones de rocas y minerales industriales en el Perú



Fuente: Elaborado con información de SUNAT- ADUANA- Perú (2002-2013 enero) r=revisado

TABLA Nº 3/

Importación peruana de las principales rocas y minerales industriales. Año 2013

País de origen	Peso neto (TM)	Valor FOB (dólares)	Valor seguro & flete (dólares)	Valor CIF (dólares)	% CIF
Andalucita	0,007	1 905	1 442	3 348	0.0 %
Sal	41 632	3 547 943	1 453 480	5 001 424	7.0 %
Fosfatos	119 028	14 756 928	3 269 601	18 026 601	24.4 %
Baritina	1 749	786 893	201 731	988 624	1.4 %
Diatomita	22 076	3 694 737	1 072 931	4 767 668	6.7 %
Azufre	37	130 195	10 069	140 264	0.2 %
Arenas silicias y cuarzosas	0,479	506 835	65 050	571 885	0.8 %
Caolín	10 154	3 382 028	637 940	4 019 968	5.7 %
Bentonita	20 224	10 799 789	3 332 648	14 132 437	19.9 %
Mármoles y travertinos	0,551	345 679	51 074	396 753	0.6 %
Piedra Pómez	1 286	679 377	158 110	837 487	1.2 %
Granitos	0,538	202 129	50 329	252 458	0.4 %
Cantos rodados	0,037	181 946	18 112	200 058	0.3 %
Dolomita	1 112	171 296	98 723	270 019	0.4 %
Magnesita natural	2 516	1 524 708	193 530	1 718 238	2.4 %
Yeso	98 016	1 343 037	1 705 986	3 049 022	4.3 %
Calcáreos	4 943	802 466	377 074	1 179 540	1.7 %
Amianto	1 096	1 072 687	149 999	1 222 628	1.7 %
Mica	0,169	202 913	58 203	261 115	0.4 %
Esteatita	2 251	1 414 037	202 096	1 616 133	2.3 %
Boratos	5 180	2 015 484	250 004	2 265 488	3.2 %
Feldespatos	4 886	1 295 237	276 616	1 571 854	2.2 %
Vermiculita	3 456	500 377	120 110	700 487	1.0 %
Creta	2 600	987 492	105 739	1 093 231	1.5 %
Otros		6 389 522	479 857	6 789 379	9.6 %
Total		56 735 639	14 340 455	71 076 094	100 %

Fuente: Elaboración propia con información de SUNAT - ADUANA - Perú (abril 2014) r=revisado

TABLA Nº 4/

Importación peruana de las principales rocas y minerales industriales por país de origen. Año 2013r

País de origen	Peso neto (TM)	Valor FOB (dólares)	Valor seguro & flete (dólares)	Valor CIF (dólares)	% CIF
Argentina	1 401	882 203	539 678	1 421 881	2.0 %
Australia	2	176 427.8	4 652.46	181 080.26	0.3 %
Bulgaria	6 998	905 986	555 136	1 461 122	2.1 %
Brasil	1 401	1 559 684	120 939	1 680 622	2.4 %
Canadá	71 481	2 222 917	709 550	2 932 467	4.1 %
China	18 851	10 119 407	1 180 308	11 299 715	15.9 %
Alemania	3 062	2 305 172	275 188	2 580 360	3.6 %
España	658	636 893	70 458	707 352	1.0 %
Francia	618	473 536	73 471	547 008	0.8 %
Reino Unido	2 087	1 021 302	104 536	1 125 839	1.6 %
India	2 170	834 270	128 021	962 291	1.4 %
República de Corea	1 222	1 110 383	91 215	1 201 598	1.7 %
Marruecos	118 955	14 746 372	3 246 847	17 993 219	25.3 %
México	8 875	8 226 513	543 823	8 770 336	12.3 %
Turquía	10 945	2 961 454	719 859	3 681 313	5.2 %
Estados Unidos	88 078	7 084 117	5 867 541	313 520 493	19.0 %
Otros		900 164	109 234	1 009 398	1.4 %
Total		56 166 803	14 340 455	71 076 094	100 %

Fuente: Elaboración propia con información de SUNAT - ADUANA - Perú (abril 2014). r=revisado

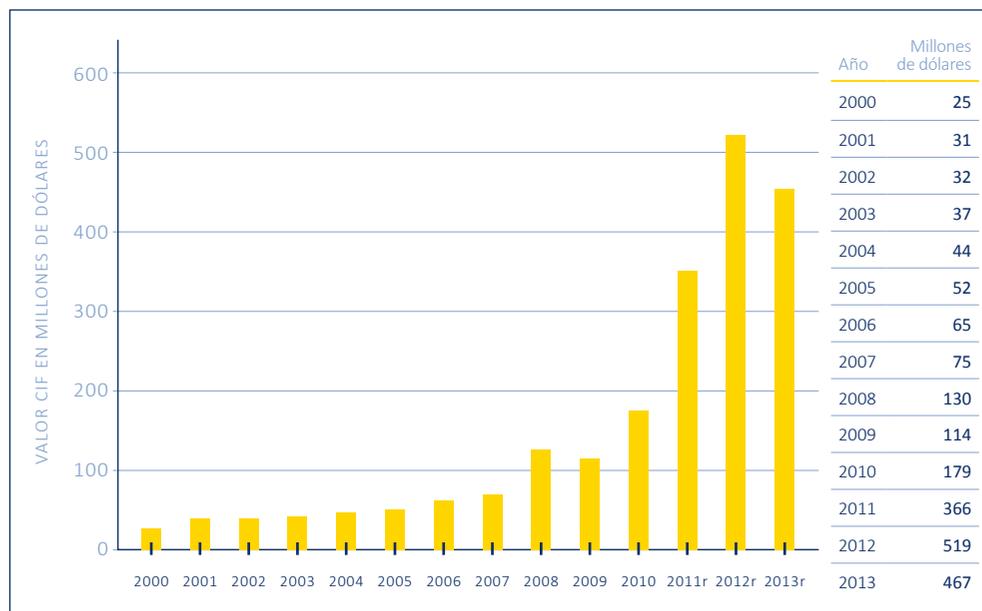
6. EXPORTACIÓN DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES

En la Fig. 6 podemos apreciar la evolución y tendencia de las exportaciones peruanas de RMI durante el presente milenio, que de US\$ 25 millones en el año 2000 paso a US\$ 467 millones, lo que significa que durante este periodo el valor de las exportaciones crecieron al 136% promedio anual, siendo moderado su crecimiento hasta el año 2009, a partir del 2010 el valor de las exportaciones peruanas de RMI creció vertiginosamente, debido a la puesta en marcha de la explotación de los fosfatos de Bayovar, cambiando de esta modo la estructura de las exportaciones como se puede ver en la tabla 5 donde se presenta las exportaciones correspondiente al año 2013 en el que se exportaron más de 30 sustancias dirigidas a diversos países del mundo y solo cinco suman el 93.5% del total exportado, como

podemos observar en la tabla 6, donde los fosfatos naturales representan los principales recursos de exportación posicionándose con el 86.8% del total del valor de las exportaciones en este año, siendo su destino los países de: Estados Unidos 27.91%, Brasil 25.87%, India 25.37%, México 7.19%, Indonesia 5%, Argentina 4% y la diferencia otros; la baritina representa el 3.7% del valor de las exportaciones RMI y los países destino son Colombia 43%, Chile 28%, y Venezuela 10% y otros; la andalucita 1.6% del total de las exportaciones de RMI se exporta a más de 20 encontrando su destino en Países Bajos 28%, España 9%, Turquía 11%, Polonia 11%, Bélgica 9%, Italia 6% la diferencia otros países; la sal con el 1.4% se exporta a Estados Unidos 66%, Colombia 21%, Ecuador 7% y la diferencia a otros países. Las demás sustancias se exportan a varios países del mundo pero su participación es pequeña, sin embargo son importantes por su tendencia ascendente en durante el periodo analizado.

**FIGURA
Nº 6**

Evolución de las exportaciones peruanas de rocas y minerales industriales



Fuente: Elaborado con información de SUNAT- ADUANA- Perú (2000-2013 ABRIL). r=revisado

TABLA Nº 5/

Exportación peruana de las principales rocas y minerales industriales. Año 2013r

País de origen	Peso neto (kilos)	Valor FOB (dólares)	% FOB
Andalucita	22 446	7 559 505	1.6 %
Arenas silíceas y cuarzosas	0, 708	171 873	0.0 %
Baritina	110 484	17 543 265	3.7 %
Bentonita	62 453	1 178 092	0.2 %
Boratos	15 050	7 806 601	1.6 %
Calcáreos	76.02	18 080.58	0.0 %
Cantos rodados	6 623	830 607	0.2 %
Caolin	3 330	855 640	0.2 %
Creta	20 163	2 978 724	0.6 %
Diatomita	16 940	1 497 525	0.3 %
Dolomita	0. 113	80 931	0,0 %
Estealita	15 088	4 069 101	0.9 %
Feldespatos	0. 884	719 758	0.2 %
Fosfatos	3 539 424	413 408 896	86.8 %
Mármoles y travertinos	1 162	350 396	0.1 %
Mica	0. 076	39 319	0.0 %
Sal	332 646	6 609 896	1.4 %
Vermiculita	55 582	1 217 964	0.3 %
Yeso	5 534	199 703	0.0 %
Otros		9 223 926	1,9 %
Total		476 359 811	100 %

Fuente: Elaboración propia con información de SUNAT - ADUANA - Perú (abril 2014) r=revisado

TABLA Nº 6/

Exportación peruana de las principales rocas y minerales industriales por país de destino. Año 2013r

País de destino	Peso neto (TM)	Valor FOB (dólares)	% FOB
Argentina	129 030	15 515 806	3 %
Australia	115 208	13 657 941	3 %
Bolivia	204 964	18 364 948	4 %
Brasil	890 875	108 364 948	23 %
Chile	87 180	10 112 404	2 %
Colombia	45 401	5 157 360	1 %
Ecuador	49 692	5 122 468	1 %
Indonesia	161 918	19 038 236	4 %
India	913 737	104 867 783	22 %
México	267 288	29 829 670	6 %
Malasia	42 036	5 954 376	1 %
Nueva Zelandia	15 845	4 320 843	1 %
Estados Unidos	1 274 362	122 465 605	26 %
Otros		13 494 271	3 %
Total		476 359 811	100 %

Fuente: Elaboración propia con información de SUNAT- ADUANA- Perú (abril 2014) r=revisado

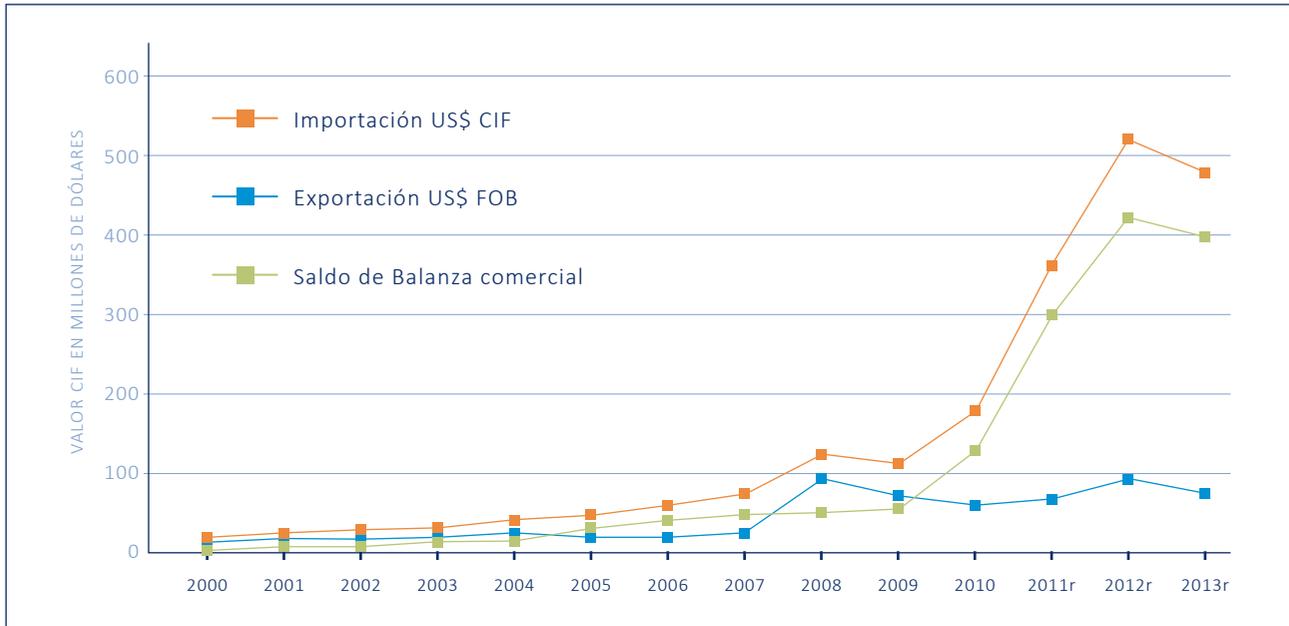
7. BALANZA COMERCIAL

En la Fig. 8 se aprecia el resultado favorable entre las tasas de crecimiento de importaciones y exportaciones, el superávit de la balanza comercial de las RMI en bruto o semielaborados durante el periodo de US\$ 6 259 690 en el año 2000 pasó a US\$/ 405 283 717 en el año 2013, es decir 65 veces el valor del primer año del milenio.

El sector de las RMI o de minería no metálica continuó mostrando un comportamiento favorable a razón de la demanda sostenida de sus sustancias, entre los cuales sobresale el fosfato de calcio. Solo este producto representó más del 86.7% de las exportaciones peruanas totales del sector al obtener ventas superiores a US\$ 467 millones.

FIGURA Nº 7

Balanza comercial de rocas y minerales industriales



Fuente: Elaborado con información de SUNAT- ADUANA- Perú (2000- abril 2014). r=revisado

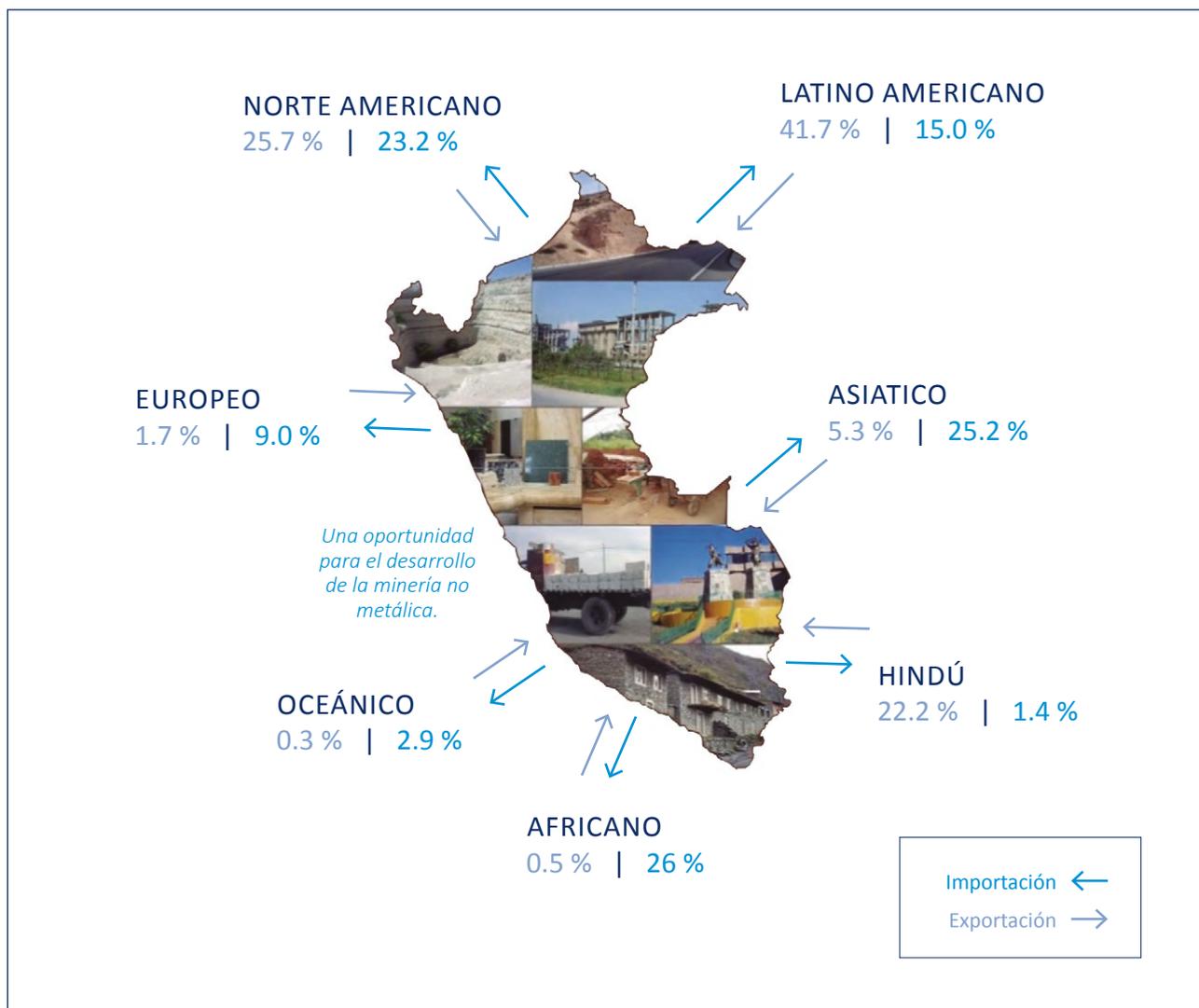
8. PRINCIPALES MERCADOS PARA RMI

En la Fig. 9 podemos apreciar la estructura del comercio exterior de las RMI en el año 2013, donde los mercados más dinámicos para las exportaciones con un valor FOB US\$ 476 359 811 en la que destacaron Latinoamericano, Norteamericano e Hindú (fosfatos, boratos, baritina,

arcillas, etc.). En el caso de las importaciones con un valor CIF US\$ 71 076 094 tuvieron su origen principalmente los mercados Norteamericano, Asiático y Africano(fosfatos, carbonatos, sal arcillas).

**FIGURA
Nº 8**

Estructura del mercado peruano de rocas y minerales industriales. Año 2013r



9. COMERCIO EXTERIOR PERUANO DE INSUMOS Y PRODUCTOS DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES

En la tabla 7 tenemos comercio exterior de los productos derivados de las RMI, en los 3 últimos años del presente milenio, donde las importaciones crecieron a un ritmo promedio anual del 14% mientras que las exportaciones lo hicieron al 25% promedio anual. Sin embargo el valor de las importaciones supera ampliamente el valor de las exportaciones dando saldos negativos en la balanza comercial de estos productos por la mayor salida de divisas del país con la excepción del rubro de *Productos Químicos Inorgánicos (insumos no metálicos)* que dio un saldo (US\$ 65 416 841) positivo en el año 2013. Entre los principales productos con valor agregado correspondiente al comercio exterior tenemos: Cementos, se importó por un monto CIF US\$ 149 161 712 de 16 países, siendo los principales República de Corea 55%, México 25%, Japón 10%, Vietnam 4% , mientras que las exportaciones peruanas para este año fue por un monto de US\$ 21 362 358 con destino 84% a Bolivia, 11% a Chile; 2% a Colombia y el 3% a otros países.

Productos Químicos Inorgánicos (insumos no metálicos) que comprende: Azufre sublimado o precipitado; azufre coloidal, peroxoboratos (perboratos), ácido sulfúrico, ácido fosfórico (orto fosfórico), trisulfuro de fósforo comercial, corindón artificial, óxidos de manganeso, cloratos de sodio y carbonatos se importó por un valor de US\$ 65 166 147 procedente de más de 15 países destacándose Estados Unidos con 39%, China 17%, México 13%, Alemania 4%, Canadá 4%, etc. En cuanto a las exportaciones el Perú exportó por un monto de US\$ 130 582 98910% con destino a más de 20 países del mudo siéndolos principales Chile 68%. China 8%,

Bolivia, 3%. Venezuela3%, Estados Unidos 2% y el 16% corresponde a los demás países. De la variedad de estos productos lo que más se importó fue ácido fosfórico (55%) y cloratos de sodio 26%; y lo que respecta a las exportaciones los que más destacaron fue ácido sulfúrico 69%, peroxoboratos 23% y carbonatos 6%.

Manufactura de piedra, yeso, cemento y otros,(que comprende los productos como: Losetas, cubos, dados, pizarra natural y trabajada, demás manufacturas, abrasivos,manufacturas de yeso), las importaciones en el año 2013 ascendió a un valor CIF US\$ 58 625 836de estos productos, siendo los principales: Brasil 11%, España6%, Colombia 5%, México 4%, Dinamarca 4%, Italia4%, Estados Unidos 2%, Alemania2%. Las exportaciones peruanas en este rubro un valor FOB US\$ 25 410 891tiene su destino amás de 80 países del mundo, siendo los principales: Chile con 46%, Estados Unidos19%, Colombia8% entre otros.

Productos cerámicos (baldosas, sanitarios, ladrillos, losas, productos cerámicos y aglomerantes)Las importaciones de estos productos asciende a CIF US\$ 237 283 752y proceden de más de 70 paísesentre ellos China 46%, Zonas Francas del Perú 7%, Colombia 5%, Dinamarca 4%, México y otros. En el caso las exportaciones peruanas correspondientes a este grupo en el año 2013 el valor asciende a US\$ FOB 117 349 544 y fueron a más de 80 países del mundo entre los que sobre salen son: Chile 46%,Estados Unidos 19%, Ecuador 11%, Colombia 8% y otros

Vidrios y manufacturas de vidrio (Vidrio de seguridad templado para autos, aeronaves, barcos, vidrio de seguridad formado por hojas para uso en autos,aeronaves, lunas sin armar con capa absorbente o reflectante, placas y hojas de vidrio estriadas,onduladas o similar, fibra de vidrio y manufacturas de estas materias, objetos de vidrio para servicio de mesa,cocina,tocador, laboratorio, espejos, retrovisores, ampollas de vidriode diversa

capacidades, lana de vidrio desperdicios de vidrio fibra de vidrio y diversos objetos de vidrio, botellas y frascos de vidrio de diversos tamaños y los demás vidrios), Perú en el año 2013 importó productos de este rubro por un valor CIF US\$ 168 219 343 de más de 80 países de los principales mercados del mundo: ASIA (49%) donde China tiene el 46%; Latinoamericano (29%) donde los países de Colombia 9%, México 8%, Chile 7%, y Brasil 3%; Europa (11%) don los principales países son Alemania 3%, Italia 2% y otros; Norte América (7%) donde este

porcentaje está representado por Estados Unidos. El Perú también exportó productos de este rubro por un valor FOB US\$ 62101556 a los principales mercados del mundo como: Latinoamericano (78%) participan República Dominicana 19%, Colombia 19%, Puerto Rico 15%, Venezuela 7%, otros; Europa (4%) participan Alemania, España; Asia (4%) con Japón; Norte América (6%) con estados Unidos y la diferencia los demás mercados.

TABLA N° 7/

Exportación e importación peruana de productos derivados de las rocas y minerales industriales

País	Año 2010r		Año 2012r		Año 2013r		SBCP de RMI en US\$ Año 2013
	Importación CIF US\$	Exportación FOB US\$	Importación CIF US\$	Exportación FOB US\$	Importación CIF US\$	Exportación FOB US\$	
Cementos	75 863 484	5 247 936	96 624 009	20 997 367	149 161 712	21 362 358	-127 799 354
Productos químicos inorgánicos (insumos no metálicos)	105 999 478	86 467 322	120 713 182	75 036 024	65 166 147	130 582 989	65 416 841
Manufactura de piedra, yeso, cemento y otros	37 395 861	28 181 006	57 845 970	17 203 634	58 625 836	25 410 891	-33 214 946
Productos cerámicos (baldosas, sanitarios, otros)	149 289 726	83 822 859	185 553 965	93 524 280	237 283 752	117 349 544	-119 934 208
Vidrios y manufacturas de vidrio	141 718 205	32 845 019	173 214 909	59 923 998	168 219 343	62 101 556	-106 117 787
Total	510 266 754	236 546 142	633 952 035	266 685 303	678 456 791	356 807 337	-321 649 454

Fuente: Elaboración propia con información de SUNAT- ADUANA- Perú (abril 2013) r=revisado

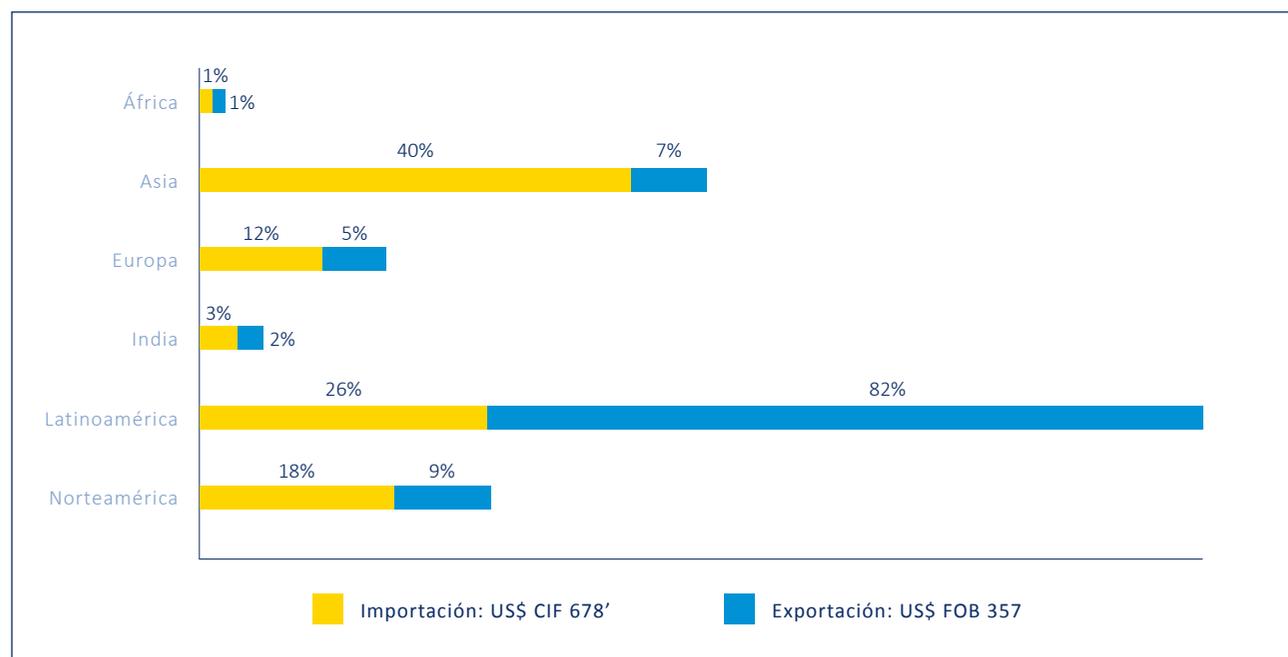
10. PRINCIPALES MERCADOS PARA PRODUCTOS DE RMI

En la Fig 9 se puede apreciar que el mayor % de las importaciones de productos derivados de las RMI provienen mayormente de los mercados de Asia, Latinoamérica y Norteamérica (productos

manufacturados y tienen sus fertilizantes para agro. Las exportaciones peruanas encuentran su destino mayormente en el mercado Latinoamericano (baldosa, sanitarios, ladrillos cerámicos, boratos tratados etc.).

FIGURA Nº 8

Estructura del mercado de las exportaciones e importaciones de los productos de RMI con valor agregado. Año 2013



Fuente: Elaboración con información de SUNAT- ADUANA- Perú (abril 2013) r=revisada

11. PRECIOS

En la tabla 8 se presenta los precios promedio por tonelada métrica (TM) de las principales RMI que se importa y exportan. Los precios están determinados por las características físicas y químicas, por las especificaciones técnicas requeridas para un uso específico, el volumen y distancia del país de origen, puesto que el transporte y los seguros inciden alrededor de un 20% a 60% en la determinación de los precios CIF a diferencia de las

exportación que no incluye el costo de flete y seguros solo se hace a precios FOB.

En resumen los precios de los minerales industriales, al igual que los metales, responden a la intensidad de la actividad comercial internacional, pero en conjunto nunca varían tanto como los metales y sus precios son generalmente más estables

TABLA Nº 8/
Precios promedio de importación y exportación Año 2014

Rocas y minerales industriales	Exportación FOB US\$ / TM	Importación CIF US\$ / TM
Amianto		1 115
Andalucita	337	476
Arenas silíceas y cuarzosas	243	1 193
Azúfre		3 835
Baritina	159	565
Bentonita	19	699
Boratos	519	437
Calcáreos	238	239
Cantos rodados	125	5 452
Caolín	257	396
Creta	148	420
Diatomita	88	216
Dolomita	719	243
Esteatita	270	718
Feldespatos	814	322
Fosfatos	117	151
Granitos		469
Mármoles y travertinos	301	721
Mica	517	1 545
Sal	20	120
Vermiculita	22	855
Yeso	36	31

Fuente: Sunat (2013) Comercio Exterior

12. PRINCIPALES EXPORTADORES E IMPORTADORES EN EL PERÚ

En el Perú para el año 2013 se registró alrededor de 200 empresas importadoras de RMI y alrededor de 75 empresas exportadoras, siembargo en la tabla 9 se presenta solo a las empresas cuya importación y exportación fue más significativa.

TABLA Nº 9/
Principales empresas importadoras y exportadoras

Importadores	Exportadores
Abrasivos S.A.	Cal del Centro S.A.C.
Adhesivos Idela S.A.C.	Cemento Andino S.A.
Agp Perú S.A.C.	Cerámica San Lorenzo S.A.C.
Asociación de Artesanos Cordilleras Domi	Cia. Minera Agregados Calcareos S.A.
Cerámico Perú sociedad Anónima Cerrada	Compañía Minera Miski Mayo S.R.L.
Cerámica Lima S.A.	Fosfatos del Pacífico S.A.
Cerámica Minera Lima E.I.R.L.	Fosyeiki S.A.C.
Cerámica San Lorenzo S.A.C.	General Service Wydluz E.I.R.L.
Compañía Cervecera Ambev Perú S.A.	Geobar S.A.
Compañía Minera Luren S.A.	Inca Cusco Minerals S.A.C.- Inca Cusco Minerals
Compañía Nacional de Mármoles S.A.	Industriasl Teal S.A.
Corporación Aceros Arequipa S.A.	Inkabor S.A.C.
Corporación Cerámica S.A.	Inoñan santa Cruz Jaime
Corporación Peruana de Productos Químico	Ins. No Metalic y Quimic. de Exp. e Imp. S.A.
Curtiduria El Porvenir S.A.	Ladrillera J. Martorell S.A.
Empresa Siderúrgica del Perú S.A.A.	Marmoles y Granitos S.A.
Fca Peruana Eternit S.A.	Minera Piura S.R. Ltda.
Fosfatos del Perú S.A.	Minera Suyamarca Sociedad Anónima Cerrada
Heinz- Glas Perú S.A.C.	Minsur S.A.
Peruquímicos S.A.C.	Pluspetrol Peru Corporation S.A.
Química Ancel S.A. Quimancel	Ptc S.A.C.
Química Suiza Industrial del Perú S.A.	Quimpac S.A.
Refractorios Peruanos S.A.	Sociedad Minera arequipa Minerals S.A.
Refractorios y Crisoles S.A.	Unión Andina de Cementos S.A.A.
Shougang Hierro Perú S.A.A.	Vga Carbonatos
Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A.	Vidrios Lirquen Perú S.A.C.
Unión andina de Cementos S.A.A.	Yura S.A.
Yura S.A.	

Fuente: Elaborado con información de SUNAT- ADUANA- Perú (abril 2014)

13. CONCLUSIONES

1. El comercio internacional de las RMI tiene una estrategia amplia para incrementar la capacidad productiva de un país y mantener la prosperidad de la población, además facilita la disponibilidad de tecnología, conocimientos técnicos de las materias primas y los productos
2. Durante 2000- 2013 se importó y exportó a diversos países del mundo más de 35 tipos de RMI, siendo las más significativas los fosfatos, arenas silíceas, sal, caolín, bentonita y otras arcillas, rocas ornamentales y abrasivas; a un ascendente, factor que se debe tomar con la finalidad de acelerar su desarrollo.
3. El Perú, en los últimos años registra un crecimiento vertiginoso del valor comercial de las RMI, debido a la inclusión de las exportaciones de los fosfatos que representa más del 87% del valor total, con una pequeña disminución del 8% en el año 2013. En el caso de las importaciones de productos derivados de las RMI bajaron el 22%.
4. La Balanza Comercial peruana no metálica o de rocas y minerales industriales, fue favorable debido al crecimiento vertiginoso de las exportaciones durante 2000 - 2013. Con saldos positivos en el caso de materias primas en bruto o con algún tratamiento con un superávit de US\$ 405 millones (año 2013). Para el caso de las importaciones que también crecieron durante el período estas superan a las exportaciones dando saldos negativos. con un déficit de US\$ 322.
5. En el presente milenio las exportaciones e importaciones mostraron un favorable ritmo de crecimiento, siendo mayores en los cuatro últimos años. Las exportaciones de RMI y sus productos sumaron en el año 2013 US\$ 824 millones, monto que representó un superávit de US\$ 83 millones, explicado por la exportación de fosfatos y los principales productos de exportación derivados de la RMI: Con este resultado se recobra la tendencia positiva de este subsector en su conjunto.
6. Los principales mercados para las exportaciones de RMI en bruto y semiprocesadas están Latinoamérica 41.7%, Norteamérica 25.7%, e India 22.2% y para los productos elaborados en primer lugar está el mercado Latinoamericano 82% seguidos de Norteamérica, Asia y Europa. En el caso de las importaciones de materias primas proceden de África 26%, Asia 25.2%, Norteamérica 23.2%, India 15% y en el caso de los productos provienen de Asia 40%, Latinoamérica 26%, Norteamérica 18% y los demás.
7. En todo el mundo existe RMI, de allí que para encontrar un lugar en el mercado debemos darle un valor agregado y que cumpla con las exigencias del mercado externo, la población en el mundo sigue creciendo, por consiguiente existe la necesidad mayor producción de RMI debido a que está estrechamente ligada con el desarrollo y bienestar de nuestra vida.
8. El Estado peruano, debe dotar de infraestructura básica como carreteras, puertos, y una logística adecuada, etc., así como promocionar una estrategia comercial de largo plazo que busque consolidar mercados para los productos de RMI peruanos con el fin de desarrollar una oferta exportable competitiva, que a su vez genere más y mejores empleos.

9. La experiencia muestra que los países que más han logrado desarrollarse en los últimos años son aquellos que se han incorporado exitosamente al comercio internacional, ampliando de esta manera el tamaño del mercado para sus productos. La necesidad de promover la integración comercial como mecanismo de ampliación de mercados es bastante clara en el caso del Perú, debido a que los mercados locales son pequeños, por lo que no ofrecen oportunidades de negocios para la creación de más empleos.

14. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

Fuente: A.Díaz & J. Ramírez (2009) Compendio de rocas y minerales industriales –INGEMMET.

Fuente: SUNAT 2014 Superintendencia General de aduanas del Perú <http://www.sunat.gob.pe/orientacionaduanera/index.html>

Fuente: USGS 2011 Minerals Yearbook/U.S. Department of the Interior /U.S. Geological Survey/PERU- ADVANCE RELEASE.

Fuente: BCRP, SUNAT, INEI, (2013), Estadísticas de importaciones y exportaciones del Perú.

ESTUDIO PSICROMÉTRICO Y ANÁLISIS TÉCNICO DE APLICACIÓN DE AIRE ACONDICIONADO EN MINA COBRIZA

Daniel I. Naupari Escobar

Doe Run Perú S.R.L.





ESTUDIO PSICROMÉTRICO Y ANÁLISIS TÉCNICO DE APLICACIÓN DE AIRE ACONDICIONADO EN MINA COBRIZA

Daniel I. Naupari Escobar

Doe Run Perú S.R.L.

1. RESUMEN

Mina Cobriza se caracteriza por la explotación masiva de minerales de cobre con un ritmo de explotación de 8,000TN/día, mediante los métodos de Taladros Largos y Corte y Relleno Ascendente, ambos altamente mecanizados, las dimensiones de la mina son de 7km de ancho por 1.2km a más de encampane en algunos puntos.

Debido a las condiciones termo-ambientales en la superficie, ceja de selva, como las fuentes de calor en el interior de la mina, gradiente geotérmico y equipos de gran dimensión principalmente, las condiciones termo-ambientales en el interior de la mina se caracterizan por ser cálidas razón por la cual la efectividad del sistema de ventilación debe ser asegurada para lograr las mejores condiciones termo-ambientales que permitan que el

desarrollo de las operaciones unitarias de minado se desarrollen con la seguridad y productividad características de una explotación subterránea a gran escala.

Con la ayuda de la psicrometría se evaluó la efectividad del sistema de ventilación de la profundización de Mina Cobriza encontrándose que el sistema no era adecuado para llevar a cabo una profundización segura y rentable debido a que las condiciones termo-ambientales se encontraban fuera de los límites máximos permisibles de exposición a la alta temperatura, temperatura seca, 37°C, temperatura húmeda, 31°C, índice de exposición a la alta temperatura, 32.8°C, en la labor más profunda. Así mismo se identificó que la cantidad de aire del sistema era insuficiente por lo que fue necesario modificar el sistema de ventilación.

Finalmente se hará uso de la psicrometría para evaluar la efectividad de los cambios realizados al circuito de ventilación concluyéndose que las condiciones termo-ambientales han sufrido una efectiva mejora en la zona de trabajos pero que aún es necesario mejorar las condiciones en los frentes de profundización para lo cual con ayuda de los diagramas psicrométricos se evaluará de manera general la posibilidad de aplicación de sistemas de acondicionamiento del aire.

2. INTRODUCCIÓN

El desarrollo de operaciones unitarias de minado en ambientes de alta temperatura en minas subterráneas es cada vez una práctica más frecuente debido a la profundización de los cuerpos mineralizados así como la utilización de equipos de gran dimensión, es por ello que los responsables del Área de Ventilación deben contar con las herramientas adecuadas para el estudio y análisis de las condiciones termo-ambientales así como para la comprensión del comportamiento del flujo de aire desde el punto de vista termodinámico. Es por lo anteriormente expuesto que el uso de la Psicrometría, estudio del aire húmedo, debe ser una herramienta de primera mano para la comprensión de sistemas de ventilación con alta temperatura que permita evaluar la efectividad del sistema de ventilación actual y considerar los efectos de las fuentes de calor para así modificar en conveniencia, de las personas y equipos afectados, las condiciones termo-ambientales al interior de la mina.

En el presente trabajo técnico se dará a conocer las técnicas de campo empleadas para realizar un estudio base desde el punto de vista Psicrométrico así como la evaluación del comportamiento termodinámico del sistema y las acciones llevadas a cabo para la mejora del mismo con la correspondiente evaluación psicrométrica final.

Finalmente se realizará una breve introducción del análisis para la aplicación de sistemas de acondicionamiento de aire masivos.

3. PROCEDIMIENTO DE CAMPO

3.1 Instrumentos Empleados

Para la realización del levantamiento de los parámetros característicos del flujo de aire en interior mina se hizo uso de los siguientes instrumentos previamente calibrados:

1. Levantamiento de Caudales

- a. 01 Anemómetro Mecánico (Marca: Davis)
- b. 01 Cronómetro
- c. 01 Distanciómetro Laser (Marca: Leica Modelo: Disto D8)

2. Levantamiento de Temperaturas Seca y Húmeda y Presión Barométrica

- a. 01 Termo-anemómetro (Marca: Kestrel Modelo: 4200)

3.2 Métodos de Monitoreo

1. Monitoreo de Caudales

Para el monitoreo de caudales se hizo uso del método del barrido con la ayuda del anemómetro mecánico el cual brinda una medida promedio de la velocidad del aire gracias a que acumula una distancia en un determinado

tiempo, medido en el momento con el cronómetro. Las dimensiones de la sección de las galerías fueron medidas con ayuda de un distanciómetro laser.

Para evitar la variabilidad de los resultados se realizaron tres mediciones de la velocidad del aire verificando que la diferencia entre las mismas no supere el 10% del promedio, caso contrario se procedió a realizar una cuarta medición para eliminar la medición de mayor variación.

2. Monitoreo de Temperaturas y Presión Barométrica

Para el monitoreo de las temperaturas seca y húmeda así como la presión barométrica se hizo uso del termo-anemómetro el cual presenta las correspondientes sondas de temperatura de bulbo seco y bulbo húmedo.

Para obtener mediciones exactas de las temperaturas características del aire se permitió que los sensores equilibren su temperatura con la del ambiente para ello se les posicionó en la estación de monitoreo durante al menos un minuto verificando que los valores de temperatura y presión barométrica permanezcan estáticos.

3. Estaciones de Monitoreo

Se establecieron estaciones de monitoreo en nodos característicos del sistema de ventilación así como antes y después de fuentes de calor conocidas, principalmente

aguas termales. La principal característica de las estaciones de monitoreo es la de capturar las temperaturas secas y húmedas así como la presión barométrica durante el recorrido del aire en el sistema de ventilación.

Para determinar el caudal se consideraron estaciones puntuales principalmente en ingresos y salidas de aire así como en bifurcaciones principales.

En total se establecieron un total de 15 estaciones de monitoreo para el estudio inicial del Circuito de Ventilación de la Profundización de Mina Cobriza.

4. ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN

4.1 Información Recopilada

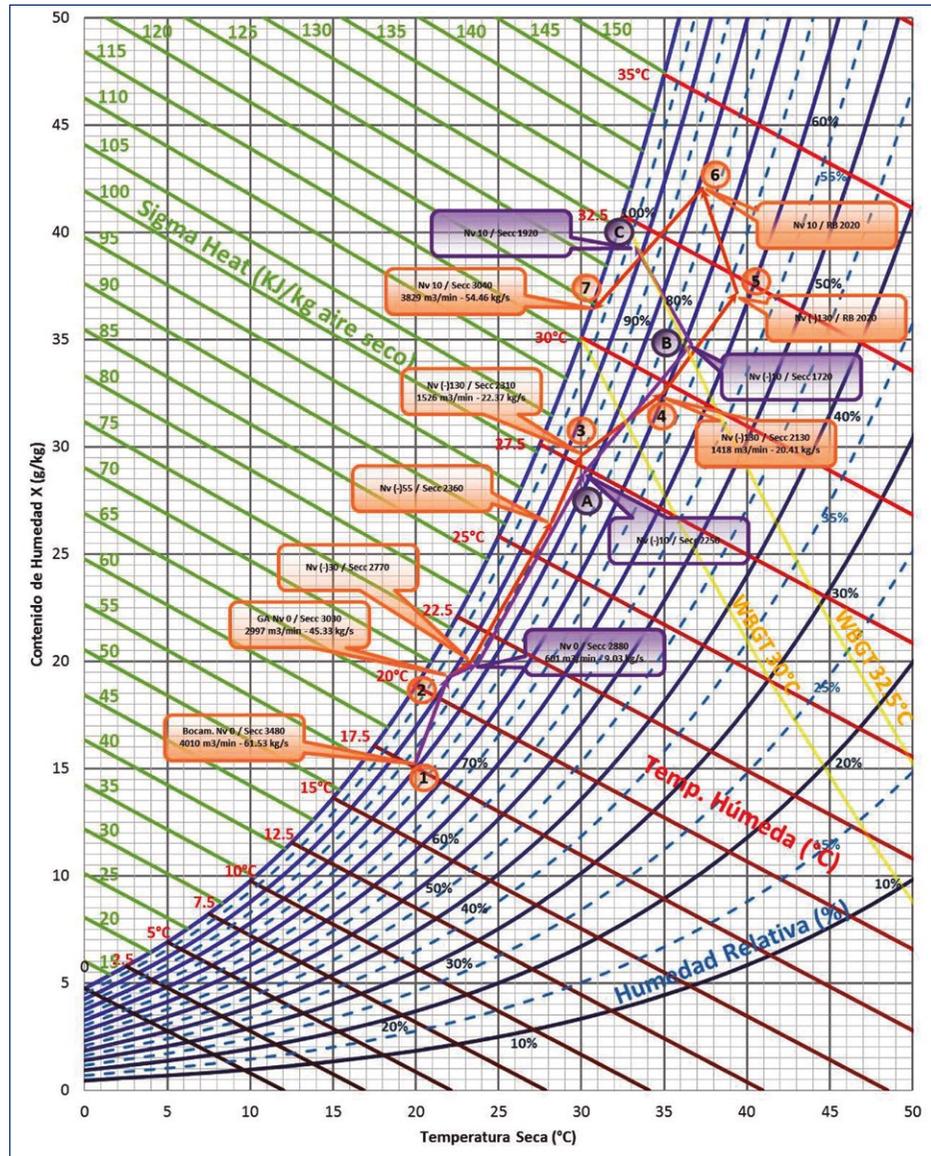
El comportamiento del aire desde el punto de vista psicrométrico es presentado mediante un diagrama psicrométrico el cual permite relacionar las temperaturas características del aire con las características del contenido de humedad del mismo. En resumen las características psicrométricas del circuito de ventilación inicial son:

- Temperatura de Bulbo Seco Máxima: 39.4°C
- Temperatura de Bulbo Seco Promedio: 28.8 °C
- Temperatura de Bulbo Húmedo Máxima: 33.5 °C
- Temperatura de Bulbo Húmedo Promedio: 26.0 °C
- Presión Barométrica Promedio: 79414.74 Pa

Así mismo podemos ver el diagrama psicrométrico a continuación:

**ILUSTRACIÓN
Nº 1**

Diagrama
Psicrométrico
de Circuito de
Ventilación Inicial
a 79414.74 Pa.



4.2 Análisis Térmico del Circuito de Ventilación Inicial de la Profundización

El circuito de mayor importancia para el presente estudio es el que se encuentra identificado con color naranja en la Ilustración 1: Diagrama Psicrométrico de Circuito de Ventilación Inicial a 79414.74 Pa. esto debido a que corresponde al circuito de la profundización donde actualmente se encuentran centradas las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de nuevos bloques de explotación de la mina.

Como se puede observar entre los puntos 1 y 2, ingreso de aire fresco a partir de la Bocamina Nv 0, el incremento de temperatura y humedad se da debido a que en dicha labor se encuentran

ubicadas las pozas de colección y tratamiento de agua de toda la mina, las cuales debido a la presencia de aguas termales presenta una temperatura media a alta.

Entre los puntos 2 y 3 el aire inicia su descenso hacia las labores de profundización observándose un incremento en el contenido específico de humedad, dicho aporte de humedad se da principalmente debido a la presencia de equipos diesel, combustión de petróleo que genera vapor en el tubo de escape, ya que la misma ruta es usada por los equipos de acarreo de mineral hacia el pique de extracción a superficie, otra fuente de calor identificada es la generada por el gradiente geotérmico el cual se encuentra en promedio a una temperatura de 40°C, debido al encampane así como a la reacción exotérmica de los minerales constituyentes, gran parte pirrotita.

ILUSTRACIÓN Nº 2

Equipos de Carguío y Acarreo de Mineral de Gran Dimensión. Dux 30 TN (Izquierda) y Scoop R2900 (Derecha).



Entre los puntos 3 y 4 se encuentra uno de los frentes de profundización, como se puede observar, la toma de aire, ubicada cerca al punto 3, se encuentra por debajo de la Temperatura de Globo de Bulbo Húmedo, WBGT, de 30°C, límite a partir de cual es necesario aplicar controles adicionales para el trabajo en alta temperatura, y cuando el aire sale de dicha labor el aire continua su trayecto hacia el punto 5.

Entre los puntos 4 y 5 se encuentra el último frente de desarrollo de la profundización el cual como se puede observar cuenta con una WBGT superior a los 32.5°C por lo que se encuentra fuera de los límites máximos permisibles de exposición a la alta temperatura.

Finalmente ambos circuitos, naranja y morado, se reúnen nuevamente en el nivel 10, mezcla entre los puntos 6 y C, y el aire sale hacia el extractor principal, punto 7.

Como se puede observar los puntos 6 y C presentan una alta humedad, con presencia de condensación debido a la pérdida de presión durante su ascenso a través de la RB 2020, desde el Nv (-) 130 hasta el Nv 10, aproximadamente 140m de diferencia de cotas, por lo cual la presencia de condensación de agua es sumamente notoria con humedecimiento de las paredes y una reducida visibilidad.

4.3 Análisis de Caudales del Circuito de Ventilación Inicial de la Profundización

Como se puede observar en la Ilustración 1: Diagrama Psicrométrico de Circuito de Ventilación Inicial a 79414.74 Pa., se cuenta con un ingreso total de aire de 2997 m³/min (105,838 CFM), sin embargo el caudal efectivo en la profundización, circuito naranja, es de 1526 m³/min (53,890 CFM) representado

así el 50.92%, esto se debe a que se cuenta con un ventilador extractor de capacidad nominal de 50,000CFM en la cabeza de la RB 2020 y el resto del flujo es generador por el extractor principal del Nv 10, de capacidad nominal 300,000CFM, pero que se encuentra conectado a dos zonas.

5. ANÁLISIS DE LA ALTERNATIVA DE MEJORA

5.1 Incremento de la Cantidad de Aire

Según el análisis de cobertura del circuito de la profundización la cobertura inicial es de tan solo el 51% por lo que el incremento del caudal de aire no solo es una alternativa factible sino necesaria para cumplir con los requerimientos de ley.

Por otro lado la velocidad del aire en una sección típica, 6m de ancho por 5m de alto, es de tan solo 0.87 m/s lo cual genera que el tiempo de contacto entre el aire y las diversas fuentes de calor, roca, equipos, aguas termales, etc., sea el suficiente para lograr una transferencia de calor efectiva.

Las chimeneas RB en mina Cobriza se caracterizan por ser de un diámetro de 3m, considerando un caudal de 100,000 CFM la velocidad del aire sería de 6.7m/s considerando además que las chimeneas son elaboradas en las cajas, conformadas principalmente por pizarras libres de reacciones exotérmicas, y que el aire se trasladaría sin contacto con algún tipo de equipo, las chimeneas RB se presentan como un alternativa factible de transporte de aire fresco hasta las zonas de trabajo en interior mina.

5.2 Modificación Global del Circuito de Ventilación de la Profundización

Como se mencionó anteriormente es necesario incrementar el volumen de aire de la profundización sin embargo esto no solo implica la implementación de ventiladores secundarios para forzar el ingreso o extracción de más aire de la zona ya que el extractor principal del Nv 10 se encuentra acoplado a otra zona de la mina, realizar una acción de este tipo solo resultaría en un desbalance del circuito de ventilación de la zona asociada a la profundización.

Por lo anteriormente expuesto es necesario incrementar el volumen total de aire extraído del circuito de ventilación para lo cual se deberá incrementar un extractor principal en alguna conexión hacia la superficie. La única comunicación asociada al circuito en cuestión que se encuentra disponible para la instalación del extractor requerido es la Bocamina del Nv 0, ingreso inicial de aire fresco.

La Bocamina del Nv 0 cuenta con las características adecuadas para la extracción de aire las cuales son:

- Instalaciones eléctricas (4160 V) y obras civiles adecuadas para la instalación de un ventilador principal (anteriormente se contaba con un ventilador inyector).
- Poca o nula elaboración de trabajos y presencia de personal en la ruta de evacuación del aire hacia la bocamina.
- Ausencia de instalaciones eléctricas u otro tipo que pueden verse afectadas por la presencia de aire caliente y húmedo.
- Ausencia de viviendas, comedores u oficinas o instalaciones similares en la superficie que pudiesen verse afectadas por la presencia del ventilador.

Por otro lado la alternativa de elaboración de una nueva bocamina adicional se considera como una alternativa de largo plazo debido a las condiciones estructurales del terreno en la superficie, a la distancia desde la superficie hasta las labores de interior mina y a la logística necesaria para el funcionamiento de un extractor de tal envergadura.

ILUSTRACIÓN Nº 3

Condición Inicial
de Base para
Extractor en
Bocamina Nv 0.



6. MODIFICACIÓN DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA PROFUNDIZACIÓN

6.1 Instalación del Extractor Principal Adicional

Según las condiciones expuestas se tomó la decisión de realizar la instalación de un extractor adicional en la bocamina del Nv 0 para lo cual se llevó a cabo las obras civiles complementarias para la instalación del ventilador ya que la configuración anteriormente empleada fue de inyector siendo necesaria la elaboración de una base adicional para la instalación del ventilador como extractor.

6.2 Instalación de Ventiladores Secundarios

De manera complementaria se consideró la necesidad de instalar ventiladores secundarios en las chimeneas RB en las secciones 2020 y 1640 ambos como inyectores hasta las zonas más profundas de la mina considerándose así los beneficios del transporte del aire fresco a través de las chimeneas RB sin que fuentes adicionales de calor, a parte de la roca, tengan contacto con el mismo.

ILUSTRACIÓN Nº 4

Traslado e
Instalación de
Ventilador en
Bocamina Nv 0.



ILUSTRACIÓN Nº 5

Ventiladores Secundarios, RB 1640 (Izquierda) y RB 2020 (Derecha). Ambos Inyectores de Aire Fresco.



7. CONDICIONES FINALES DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DE LA PROFUNDIZACIÓN

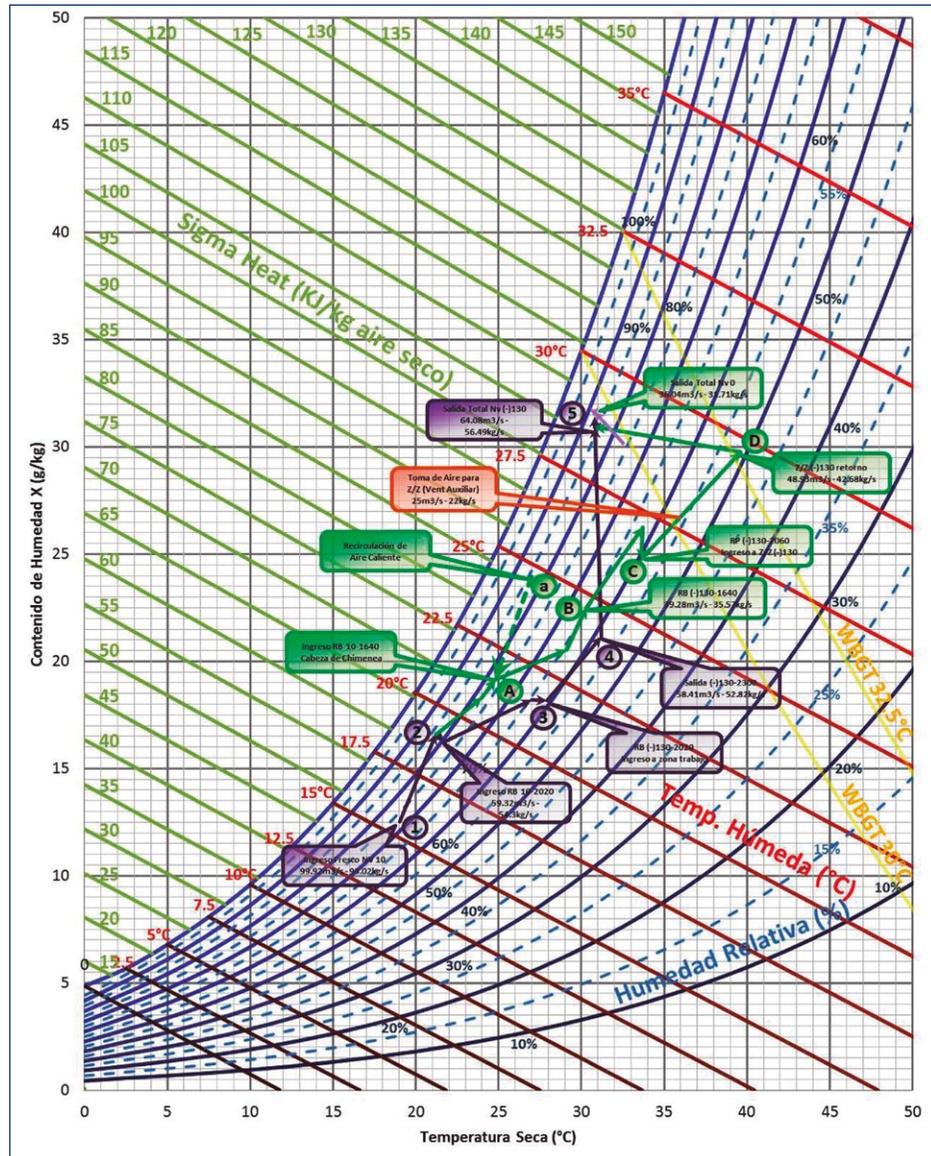
Una vez realizados los cambios indicados anteriormente, aproximadamente 2 meses de trabajo, y haber esperado a que las condiciones termo-ambientales se estabilizaran se procedió a realizar un nuevo levantamiento del circuito de ventilación el cual se encontraba con las siguientes condiciones:

- El nivel (-) 10 ya no contaba con operaciones y todos los equipos de acarreo se han trasladado al Nv (-) 130.
- Se ha desarrollado la RB 1640 entre los niveles 0 y (-) 130 dando continuidad al tramo ya existente entre los niveles 10 y 0.
- El ingreso de aire fresco es ahora desde el Nv 28 – Norte bajando por el z/z A3 hasta el Nv 10 e ingresando en dirección hacia el norte, ruta anterior de evacuación de aire viciado.
- Se instalaron dos extractores en paralelo de 50,000 CFM en la RB 2020 para mejorar las condiciones termo-ambientales y una vez instalado el extractor del Nv 0 se procedieron a invertir para cumplir una función de inyección de aire fresco.

Finalmente los resultados obtenidos desde el punto de vista psicrométrico y de caudales fueron:

**ILUSTRACIÓN
Nº 6**

Diagrama
Psicrométrico
de Circuito de
Ventilación Final
a 80780.00 Pa.



7.1 Análisis Térmico del Circuito de Ventilación Final de la Profundización

Como se puede observar en la Ilustración 6: Diagrama Psicrométrico de Circuito de Ventilación Final a 80780.00 Pa se pueden identificar 02 rutas de ingreso de aire fresco, una con color morado y la otra con color verde, ambas corresponden al ingreso de aire fresco hacia el Nv (-) 130 ya que el circuito del Nv (-) 10 ya no es de interés debido a que las operaciones en dicho nivel han finalizado.

El punto 1 corresponde al ingreso del aire ya en el Nv 10, después de que el aire ha ingresado por la Bocamina 28-Norte y haber descendido por el z/z A3. En el punto 2 el aire sufre la primera bifurcación al ingresar una parte hacia la RB 2020, debido a la presencia de dos ventilador inyectoros. En este punto ya se puede apreciar una notable diferencia frente al circuito inicial ya que el aire tiene una temperatura de bulbo seco (ts) de 21°C y una temperatura de bulbo húmedo (th) de 18°C mientras que anteriormente en el ingreso los valores de ts y th eran de 23.5°C y 21°C respectivamente. En el punto 3, el aire ya ha sido inyectado hacia el Nv (-) 130 en este punto los valores de ts/th son 28°C/21.5°C mientras que en el circuito inicial los valores de ts/th son 35°C/29.5°C respectivamente con lo que las condiciones termo-ambientales son notablemente diferentes.

Por otro lado, entre los puntos 2 y A ocurre un mayor incremento de la temperatura del aire ya que la velocidad es mucho menor debido a que una parte ya ha sido derivada por la RB 2020, así mismo en el punto A se evidenció una recirculación

de aire caliente, denotada con la letra a, que ocasiona un ligero incremento en la temperatura del aire, en este punto las temperaturas ts/th son 25°C/21°C mientras que anteriormente las temperaturas ts/th en el ingreso era de 23.5°C/21°C respectivamente. Sin embargo al llegar al Nv (-) 130 las temperaturas ts/th son de 30°C/24.5°C mientras en el circuito inicial eran de 35°C/29.5°C aportando notablemente a la mejora de la condiciones termo-ambientales.

8. ANÁLISIS TÉCNICO DE APLICACIÓN DE AIRE ACONDICIONADO

Como podemos observar en la Ilustración 6: Diagrama Psicrométrico de Circuito de Ventilación Final a 80780.00 Pa entre los puntos C y D se alcanza la Temperatura de Globo de Bulbo Húmedo (WBGT) de 30°C y en la salida se supera los 32.5°C, límite máximo de exposición a la alta temperatura. Por lo que si se deseara continuar desarrollando más labores de preparación y desarrollo será necesaria la aplicación de algún método que permita disminuir la temperatura del aire para mejorar las condiciones termo-ambientales.

Uno de los métodos más comúnmente aplicados es el uso de aspersores de agua fría en la corriente de aire, también conocido como “cámaras de aspersion de agua fría”, sin embargo la efectividad de este método dependerá de factores claves como son la temperatura y la calidad de la pulverización del agua así como la velocidad del aire en el ducto, recomendable de 4 a 6 m/s, sin embargo las capacidades de refrigeración pueden ser muy elevadas.

Para realizar un cálculo básico de aplicación de aspersores primero debemos considerar las condiciones iniciales y finales del aire así como la temperatura del agua a ser usada y realizar un balance de las cargas térmicas a considerar:

Por el lado del Aire:

Aire	WBGT (°C)	ts (°C)	th (°C)	pb (Pa)	S(J/kg aire)
Cond. Inicial	32.74	39.6	29.8	80780	112751.68
Cond. Final	26.9798474	31	25.2569249	80780	88358.14
Variación del Sigma Heat (S)				-24393.55	J/kg aire seco
Densidad Promedio del Aire				0.87528259	kg aire seco/m ³
Flujo Volimétrico de Aire				50000	CFM
Flujo Másico de Aire				20.6544328	kg aire seco/s
Intercambio de Calor (Enfriamiento)				-503.834855	kJ/s = KW

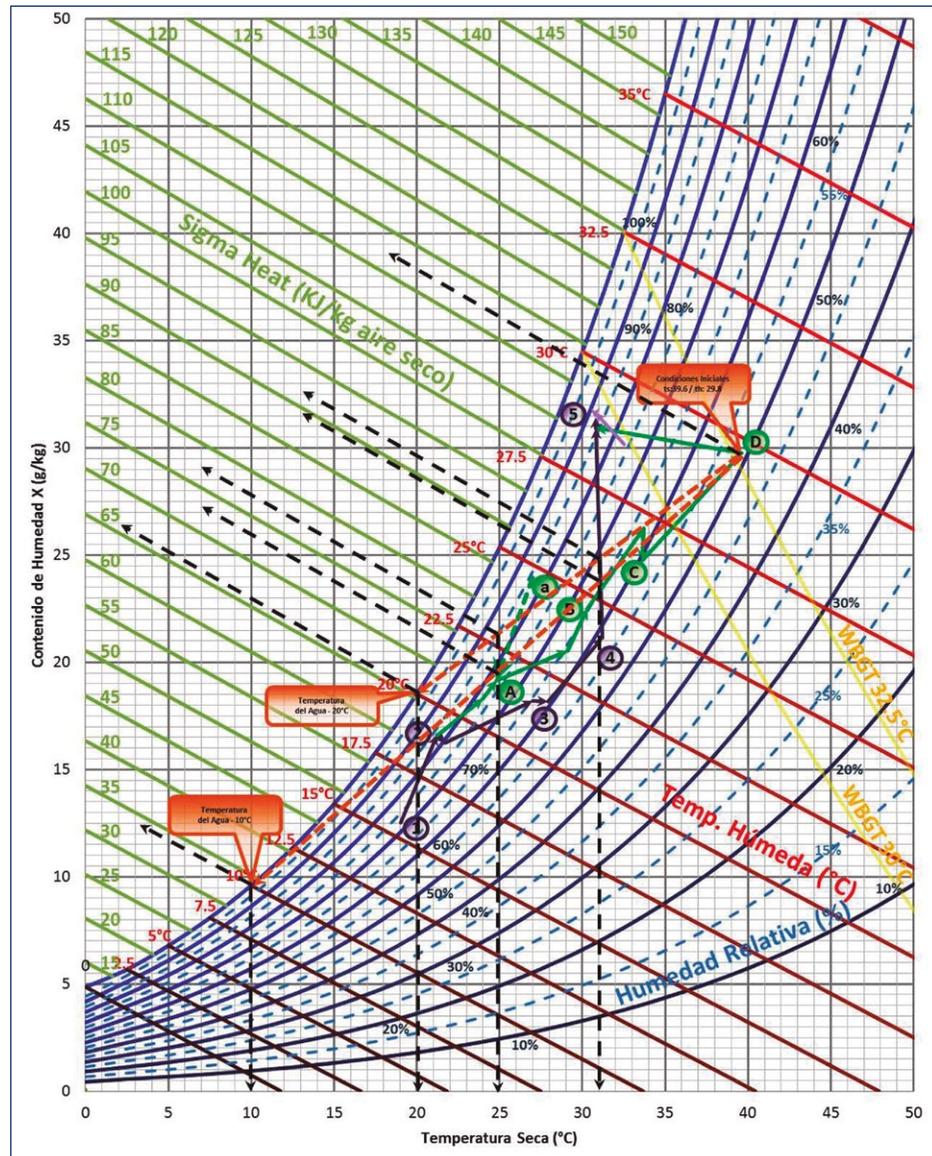
Por el lado del Agua:

Intercambio de Calor (Enfriamiento)				503.834855	KJ/s = KW
C2 (Capacidad Calorífica)				4.187	KJ/kg°C
Variación de la Temperatura					
	T inicial			10	°C
	T final			25.26	°C
Flujo Másico Total del Agua				7.88711622	kg/s
Capacidad Unitaria del Aspersor				1.5	l/s
Cantidad de Aspersores Requerida				5.3	unidades

Podemos ver el proceso psicrométrico en la siguiente ilustración.

**ILUSTRACIÓN
Nº 7**

Proceso
Psicrométrico de
Enfriamiento de
Aire mediante
Aspersores.



Como podemos observar en la Ilustración 7: Proceso Psicrométrico de Enfriamiento de Aire mediante Aspersores. en conjunto con los cálculos inicialmente realizados las temperaturas t_s/t_h iniciales $39.6^\circ\text{C}/29.8^\circ\text{C}$, sin embargo al aplicar un sistema de aspersores para un caudal de 50,000 CFM con una temperatura de agua de 10°C y considerando que la calidad de los aspersores no sea muy buena, la temperatura seca será de 31°C y por sobre todo la temperatura de bulbo húmedo será de tan solo 25.25°C por lo que el índice de exposición al estrés térmico será de tan solo 27°C encontrándose dentro del LMP de exposición al estrés térmico permitiendo así realizar trabajos de manera continua sin riesgos de sufrir fatiga severa.

9. CONCLUSIONES

- Mediante el estudio psicrométrico realizado se pudo identificar un deficiente sistema de ventilación de la profundización, desde el punto de vista termodinámico, ya que se excedía las condiciones termo-ambientales requeridas por ley para la exposición al estrés térmico impidiendo así una elevada productividad en el desarrollo de las operaciones unitarias de minado.
- Las principales fuentes de calor identificadas en Mina Cobriza son los equipos diesel de gran dimensión, el gradiente geotérmico y la presencia de aguas termales.
- El incremento del volumen de aire en el sistema de ventilación de la profundización era necesario debido a que no se alcanzaba al volumen mínimo requerido por ley sin embargo las características térmicas del sistema así como la dificultad para contar con conexiones a superficie disponibles a la brevedad del caso conducían a la necesidad de modificar el circuito

de ventilación invirtiendo la circulación inicial del aire de la mina.

- Una vez repotenciado y modificado el sistema de ventilación, se demostró con la ayuda del estudio psicrométrico que las condiciones termo-ambientales en la zona más profunda de la mina se encontraban dentro de los límites permisibles de exposición generándose así un incremento en la productividad de la zona, de igual manera se logró alcanzar la cobertura requerida por ley.
- Sin embargo existe la necesidad de continuar profundizando la mina por lo que el uso de técnicas de acondicionamiento del aire deberá ser consideradas ya que en caso contrario la velocidad de desarrollo no será congruente con la velocidad de explotación requerida por una mina de gran producción.

10. REFERENCIAS

1. Bluhm, S. J., & Whillier, A. (1978). The design of spray chambers for bulk cooling of the air in mines. *JOURNAL OF THE SOUTH AFRICAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY*, 1-9.
2. Honeywell International. (2007). *Engineering Manual of Automatic Controls*. Obtenido de Psychrometric Chart Fundamentals: <http://www.buildingcontrolworkbench.com/BCWInfo/GrayBook/Gpsychum.htm>
3. McPherson, M. (1993). *Subsurface Ventilation and Environmental Engineering*. New York: Chapman & Hall.
4. Ministerio de Energía y Minas. (2010). *DECRETO SUPREMO Nº 055-2010-EM*. Lima.

DISEÑO EXPERIMENTAL EN INVESTIGACIÓN PARA REEMPLAZAR CIANURO DE SODIO EN FLOTACIÓN PLOMO-ZINC

José Manzaneda Cabala

Volcan Cía. Minera S.A.A.





DISEÑO EXPERIMENTAL EN INVESTIGACIÓN PARA REEMPLAZAR CIANURO DE SODIO EN FLOTACIÓN PLOMO-ZINC

José Manzaneda Cabala

Volcan Cía. Minera S.A.A.

1. RESUMEN

El presente trabajo revisa la aplicación de importantes conceptos sobre la activación y depresión de sulfuros de plomo y hierro; la nueva aplicación del criterio de flotación Flash y el uso de una plantilla de diseño experimental para establecer si un nuevo depresor orgánico podría ser la alternativa de reemplazo del depresor cianuro de sodio en flotación, se conoce que el cianuro de sodio es un reactivo cada vez más importante en la flotación por su función de activación de galena (PbS) y depresión de piritita (FeS₂); pero es necesario investigar alternativas que puedan reemplazarlo debido a su alto grado de toxicidad y peligro que representa para la salud.

Para el estudio se aplicó un diseño factorial fraccionado mitad para estudiar cuatro variables, esta plantilla permitió evaluar : (1) Sulfato de zinc, (2) Cianuro de

sodio, además (3) el grado de molienda y (4) un nuevo depresor orgánico CN300; la significancia estadística se determinó por regresión lineal con el valor t-student y la función respuesta fue el concepto “Factor Metalúrgico” que considera como mejor resultado metalúrgico el que se alcanza multiplicando grado y recuperación referidos a la ley de cabeza.

El resultado del estudio de flotación batch muestra estadísticamente que el depresor RA-CN300 es una clara alternativa para reemplazar paulatinamente el cianuro de sodio como reactivo de flotación; eliminar o reemplazar parcialmente el cianuro de sodio de la fórmula de reactivos de flotación es y será una tarea permanente de la investigación en los laboratorios de investigación metalúrgica del Grupo Volcán.

2. INTRODUCCIÓN

La concentradora San Expedito procesa minerales polimetálicos de plomo-plata y zinc; el análisis microscópico indica que los portadores de plomo son mayormente galena (PbS), los valores de plata están conformados por sulfosales de cobre, plomo y plata; la esfalerita es el sulfuro portador más importante de zinc; respecto de los sulfuros de hierro el contenido en el mineral es más del cincuenta por ciento en peso por tanto son los sulfuros predominantes en los criterios de flotación, está conformado mayormente por piritita, y en cantidades menores pirrotita y arsenopiritita. La depresión de los sulfuros de hierro es un asunto muy importante el sistema de flotación de San Expedito.

La depresión de piritita en la flotación de San Expedito se logra por el uso controlado de cal para alcanzar un pH de 9 en la flotación de plomo-plata y al mismo tiempo dosificaciones de 50 gr/TM de cianuro de sodio completan la formula depresora de minerales de alta ley de hierro en cabeza (>25%Fe).

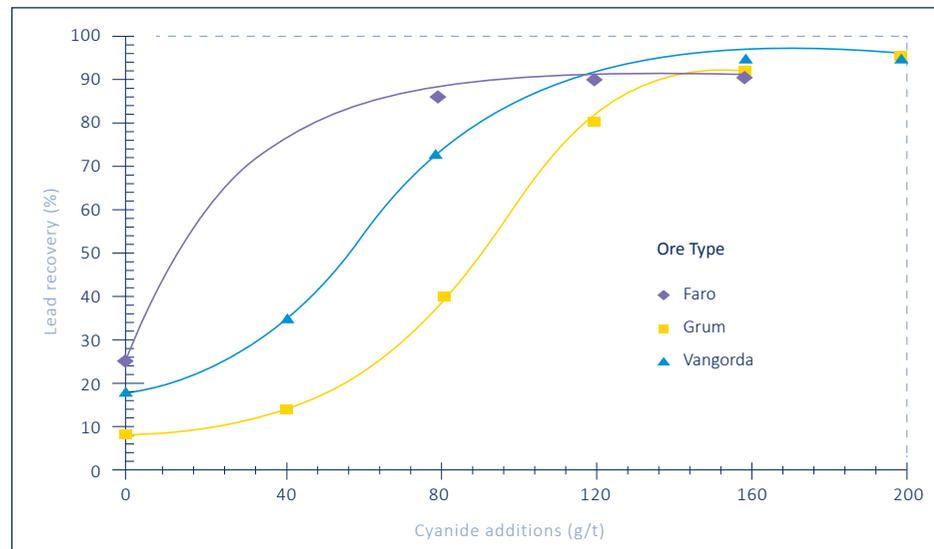
Esta combinación de alcalinidad y cianuro de sodio es muy importante en la actual aplicación de flotación Flash que recupera valores de plomo-plata desde el sistema de molienda primario-secundario.

3. DESARROLLO DE CONCEPTOS INVOLUCRADOS

3.1 Flotación de Galena

Como se aprecia en la figura siguiente, el investigador S. Bulatovic muestra consistentemente que la flotación de galena es fuertemente influenciada por la presencia de cianuro de sodio en el sistema de flotación; adicionalmente ya es conocido que la mejor flotación de galena se logra con xantato del tipo isopropilico (Z11) y en condiciones de pH favorables a la acción del xantato mencionado y la necesidad de aplicación de cianuro de sodio (pH>9).

FIGURA N° 1
Flotación de Galena - dosificaciones de cianuro

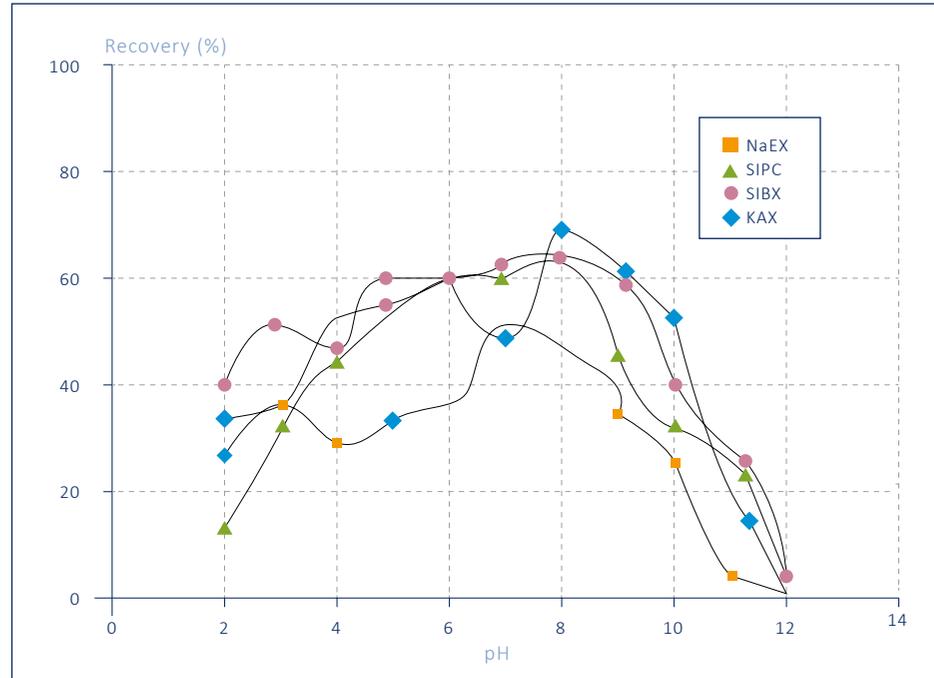


3.2 Depresión de pirita

La depresión de pirita es también explicada por el metalurgista Bulatovic como una consecuencia importante de la variación de pH.

**FIGURA
Nº 2**

Flotación
de pirita-
Alcalinidad



En la gráfica anterior se aprecia como en un sistema de flotación, independiente de la calidad del colector xantato depende de la alcalinidad para lograr la depresión de los sulfuros de hierro, podría no ser necesario aplicaciones excesivas de cianuro de sodio como depresor de los sulfuros de hierro pirita/ pirrotita

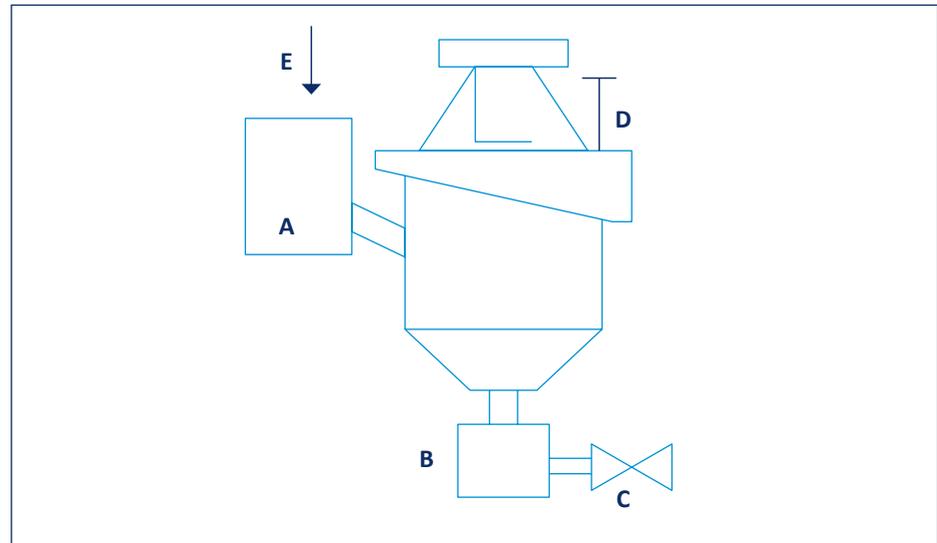
3.3 Flotación Flash en Molienda

La aplicación de flotación flash en un sistema mineral polimetálico Pb-Cu-Zn es sumamente importante, un concepto relevante es establecer el punto exacto donde operara la celda flash, en un circuito de molienda cerrado de bolas, será entre el molino y ciclón.

Los principales parámetros de operación de una celda flash se explican en el siguiente esquema:

**FIGURA
Nº 3**

Diagrama de
celda Flash



Los parámetros operativos que más influyen en la operación de la celda de flotación Flash se describen del modo siguiente:

A: Cajón de alimentación a la celda, debe tener el tamaño adecuado para absorber la fluctuación de flujo debido a las pequeñas variaciones de la carga circulante, este cajón tiene una salida graduable para que el flujo alimentado a la celda sea lo más constante posible.

B: En la descarga de la celda, antes de la válvula de control automático debe haber un cajón o depósito que también atenúe las variaciones de flujo producto de la corrección de nivel de pulpa a cargo del sensor de nivel.

C: Válvula pinch de control automático con actuador neumático, el factor más importante es la calidad de la manga de jebe, se debe seleccionar una que por lo menos dure 3 meses, no todas las mangas son de la misma calidad.

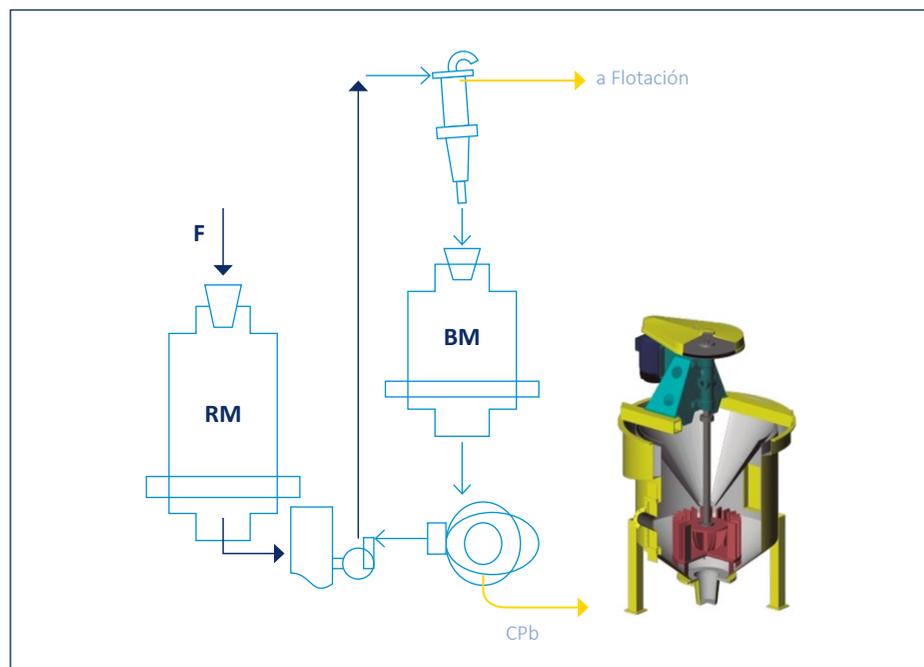
D: Control de nivel de pulpa, que tiene relación directa con la operación de la válvula automática de la descarga de la celda.

E: Para la alimentación de pulpa la mejor densidad es 1800 gr/lt, y la dosificación de reactivos Xantato Z11 (4 gr./TM en solución al 2%) y espumante MIBC(25 gr./TM) con dosificaciones controladas por electroválvulas, las cantidades de reactivos señaladas anteriormente y referidas a toneladas de mineral fresco que ingresa al molino.

Si el sistema de molienda es barras-bolas (primario-secundario), la ubicación recomendada de la celda flash es en la descarga de la molienda secundaria, el relave se junta con la descarga del molino de barras y será alimentación a clasificación (Ver figura siguiente)

**FIGURA
Nº 4**

Aplicación de
flotación Flash en
molienda primaria-
secundaria



Un aspecto importante en la operación correcta de la celda flash (extracción de galena gruesa directamente a concentrado final) es la dosificación de los reactivos, se ha determinado que las mejores condiciones de aplicación son adiciones directas al cajón de alimentación de la celda de: (1) colector xantato Z11 (2) solución de cianuro de sodio y (3) Espumante MIBC.

3.4 El colector Xantato Isopropilico de sodio

La galena es un semiconductor (como todos los sulfuros) que permite la transferencia de electrones. Algunos investigadores han sugerido un mecanismo electroquímico de la adsorción de colector (xantato) sobre la galena.

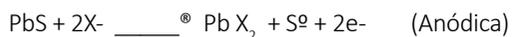
En la bibliografía siempre hubo controversias respecto del producto que se forma sobre la superficie de la galena al hacer contacto con el xantato. Existen posibilidades para que el colector se adsorba, resultando una adsorción química del reactivo en sitios específicos de la superficie, por las fuerzas de Van der Waals entre las cadenas hidrocarbonadas y por adsorción física.

El origen de tales controversias ha sido el rol que juega el oxígeno con el colector xantato; así cuando se trata de galena, la principal especie o producto encontrado en su superficie es el complejo Plomo-Xantato (PbXl) y se ha determinado que el oxígeno no juega un rol importante.

Otro es el caso de la Pirita donde el Xantato (X-) primeramente debe ser oxidado a dixantógeno; este compuesto es el que se encuentra mayormente sobre la superficie de este sulfuro, en este caso si es muy importante la cantidad de Oxígeno.

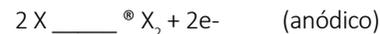
En resumen, para los ejemplos citados se propone que todo el proceso sugiere un mecanismo electroquímico especificado según la especie a flotar como es normal; si las reacciones de adsorción son electroquímicas debe haber una semi celda catódica (que gane e-) y otra anódica (que pierda e-) que en conjunto formen un par galvánico.

En 1970 se ha propuesto que el mecanismo de la formación del Xantato de plomo se da como sigue:

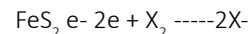
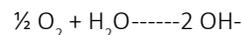


En este modelo electroquímico el rol de O₂ será oxidar el ion azufre de la estructura a S⁰ elemental.

En el caso de pirita, sobre su superficie se forma el dixantógeno debido a la oxidación anódica del xantato (X-) con reducción catódica de Oxígeno a ión OH-:



Esquemáticamente sucede lo siguiente:



Quien gobierna el proceso es la concentración de [OH-]; si se aumenta la basicidad (cal) se invierte el proceso y el dixantógeno se convierte a Xantato. Por ello es que se deprime pirita al añadir cal. En suma, el campo es amplio. El rol de la electroquímica en el procesamiento de minerales recién está siendo explicado, tanto que se han realizado muchas investigaciones sobre el comportamiento electroquímico de los sulfuros. Por ejemplo, estas investigaciones demostraron que algunos de estos sulfuros son más nobles que otros; el más noble disuelve al otro (ánodo) en un par galvánico.

3.5 Diseño Experimental

Investigar con diseño experimental es determinar la distribución de experimentos que conviene usar para

poder hacer un mejor estudio de las variables al mismo tiempo, determinando la influencia de cada una sobre el resultado o función objetivo, que en caso general de flotación de minerales podrían ser: Grados de concentrados, recuperaciones, desplazamiento, etc.

En este esquema del Diseño estático se distinguen dos grandes etapas (recomendablemente secuenciales) ambas complementarias, la PRIMERA o de SELECCIÓN DE VARIABLE que es el primer intento de estudiar y determinar la significancia de cada una de la mayor parte de variables y determinar su influencia metalúrgica alrededor de la respuesta elegida usando como estadístico de discreción el "t-student". La SEGUNDA ETAPA o de OPTIMIZACIÓN, en la que con el uso de modelos cuadráticos se ajusta un modelo en dos o tres variables como máximo, estimando finalmente los mejores valores de las variables para lograr un valor máximo en la respuesta elegida, usando en este caso, como estadístico de discreción el "F".

Para esta etapa se cuenta con los DISEÑOS FACTORIALES 2^n si las variables son dos y tres, al incrementar el número de variables entre 4 y 5 se usan los diseños factoriales fraccionados mitad y un cuarto con la finalidad de usar un máximo de 8 pruebas.

3.6. Factor Metalúrgico como respuesta

Cuando se investiga en flotación a nivel laboratorio y se debe analizar funciones

respuestas es corriente hacer la evaluación de las recuperaciones, esto no es siempre correcto porque es obvio que se pueden lograr muy altas recuperaciones con un grado de concentrado muy bajo y ese no es el mejor evento ni lo que se quiere lograr; en metalurgia todos deseamos lograr las mejores recuperaciones pero con el mejor grado de concentrado, ese es el óptimo. Por otro lado las operaciones de flotación generalmente logran altos grados de concentrado y recuperaciones cuando la ley de cabeza es alta; pero una mejor operación y que debe ser premiada es aquella donde se obtienen altas recuperaciones y grados comerciales de concentrados con bajas leyes de cabeza.

Entonces el suscrito ha creado un número denominado FACTOR METALURGICO (FM) y que debe quedar como la multiplicación de Grado por Recuperación y dividido entre la ley de Cabeza; luego a mayor FM, mejor será la flotación que está ocurriendo; desde luego que este nuevo concepto al resultar de dividir entre la ley de cabeza el FM incrementará porque recompensa las operaciones de baja ley que obviamente demandan un mayor esfuerzo en las plantas concentradoras de minerales.

Para presentar este nuevo concepto usaremos ejemplos simples y prácticos, comenzamos analizando dos casos de operaciones metalúrgicas, una para producción de Cobre y la otra con producción de Zinc, el cuadro siguiente contiene los datos de Grado de Concentrado, recuperación y ley de Cabeza:

Cobre

	Mina A	Mina B
% Cu Concentrado	29	27
% Cu Cabeza	1.1	0.6
% Recuperación Cu	90	88
Factor Metalúrgico	2373	3960

Zinc

	Mina A	Mina B
% Zn concentrado	54	56
% Zn Cabeza	8	5.5
% Recuperación Zn	92	89
Factor Metalúrgico	621	906

En el ejemplo para mineral de Cobre, aparentemente la Mina A es superior porque tiene mejores grado y recuperación y el FM es $29 \times 90 / 1.1 = 2373$, pero si calculamos el FM para B este resulta $27 \times 88 / 0.6 = 3960$, la diferencia es que B trabaja con menores leyes de cabeza y obviamente con Grado 27% y recuperación 88% hacen una mejor metalurgia que A. Si se diera el caso de que los FM de dos minas sean iguales la propuesta de los metalurgistas de Toquepala es que se divida entre el costo de operación, resultando mejor quien lo haga a menor costo, un criterio y aporte sumamente valioso.

En el ejemplo para mineral de Zinc, la mina A tiene un FM igual a $54 \times 92 / 8 = 621$, pero la mina B por lograr concentrados con mayor grado y a menor ley de cabeza obtiene un FM igual a $56 \times 89 / 5.5 = 906$; entonces la Mina B es más eficiente que la Mina A en una relación $906 / 621 = 1.46$ o 46% mejor.

4. APLICACIÓN TÉCNICA

Investigación para depresor alternativo al cianuro de sodio en depresión de sulfuro de hierro

4.1 Objetivo

Establecer la significancia o influencia de cuatro variables en la flotación batch de plomo – plata de una muestra de mineral polimetálico tratado en la Planta Concentradora San Expedito, las variables en estudio fueron: (1) Grado de Molienda, (2) Cianuro de Sodio, (3) RA-CN 300 y (4) ZnSO₄.

4.2 Antecedentes y Justificación

La Planta Concentradora de San Expedito tiene una capacidad de 1500 TMSPD, logrando concentrados de plomo y zinc. El mineral que se alimenta tiene una cabeza de plata que oscila entre 0.50 a 3 onzas Ag/TM, la ley de plomo en la cabeza es menor de 1%. La finalidad de estas pruebas es de identificar cuál de las variables estudiadas tendría mayor influencia en la recuperación de plomo – plata. Además identificar cuál es el depresor de pirita (sulfuro de hierro) más eficiente.

El antecedente más importante es recordar que el mineral tratado en San Expedito es de un alto contenido de pirita y que obliga a usar importantes cantidades de cianuro de sodio para deprimirlas y activar los sulfuros de plomo y plata.

4.3 Procedimiento

1. El mineral trabajado es resultado de un muestreo en las placas o stocks de minerales que se alimentan al área de chancado, y que luego pasan a molienda.
2. Para el estudio se utilizó una plantilla de pruebas en arreglo tipo factorial fraccionado mitad que consta de 8 pruebas.
3. Se pesó 1000 gramos de mineral para cada prueba, en la etapa de flotación se usó una celda de 2.30 litros, el consumo total de espumante MIBC fue de 16 gr/ton manteniéndose igual para todas las pruebas. El, % solidos, y Z-11 se trabajaron de acuerdo a los rangos establecidos, los depresores NaCN y SO₄Zn y % de malla-200 son variables.
4. El análisis de resultados se hizo en la función respuesta denominada **“Factor Metalúrgico”** que resulta de multiplicar grado de espumas por recuperación y dividido entre la ley de cabeza calculada y que es una medida adecuada de eficiencia metalúrgica porque considera selectividad (grado) y fuerza (recuperación) de la acción de las variables. El estadístico de significancia determinado por regresión lineal será el valor t-student.

5. DETALLES DEL ESTUDIO

5.1 Identificación del mineral

El mineral del Stock Pile Tacora Norte obtenido del muestreo en planta concentradora se preparó y se envió a Laboratorio Químico para su respectivo ensaye químico de la ley de cabeza, el resultado es el siguiente:

CUADRO N°1 / Ensayes Químicos

LEYES				
%Cu	%Pb	%Zn	Oz/TM Ag.	%Fe
0.01	0.44	1.77	11	23.68

PRUEBA DE FLOTACIÓN BATCH:

La prueba de flotación batch tuvo las siguientes condiciones de operación:

CUADRO N°2 /

Condiciones de Operación prueba batch

Etapa	Tiempo	pH	Consumo de reactivos en g/t								
			Zn S04	Na CN	RA CN 300	K 80	Cu S04	AP-3418	MIBC	Z-11	%S ol.
Molienda			Variable	Variable	Variable	Variable					
Conc. Pb	7	8.20						8 gr/TM	16 gr/TM	25 gr/TM	35 %
Conc. Zn	11	10.00					300 gr/TM		16 gr/TM	35 gr/TM	35 %

RANGO DE VARIABLES:

El siguiente cuadro muestra el rango de las variables en términos o unidades reales, se tiene en consideración que la prueba central representa aproximadamente el valor histórico de aplicación de las variables en las operaciones industriales, la amplitud del rango es equidistante al punto central representando valores máximos y mínimos posibles de aplicar y necesarios de estudiar.

CUADRO N°3/

Rango de Variables

VARIABLES		Mínimo	Máximo	
NaCN	X1	20	50	gr / TM
ZnSO4	X2	10	40	gr / TM
K 80	X3	60	110	micras
RA - CN 300	X4	0	30	gr / TM

Las variables elegidas para el estudio tienen la siguiente explicación para la amplitud de rango:

VARIABLE X1 (NACN):

Es un reactivo que se utiliza en la flotación de minerales de Plomo, Zinc, Cobre; es un depresor de pirita-pirrotita, marcasita y arsenopirita. También tiene un menor efecto depresor en los minerales de Cobre como son la calcopirita, enargita, bornita, y en la mayoría de los minerales sulfuros, con la posible excepción de galena ya que en este caso actúa como activador.

El rango de prueba de la variable X1 (Cianuro de sodio) es entre 20 gr/TM y 50 gr/TM que representan el mínimo como un objetivo de futuro para este tipo de mineral marginal y el máximo al que podríamos llegar en el afán de buscar mejorar la flotación de valores de plomo-plata deprimiendo sulfuros de hierro en minerales con ley de 20 a 25% de Fe.

VARIABLE X2 (ZNSO4):

Este sulfato también es un reactivo depresor de las especies sulfuro de zinc como son la esfalerita, marmatita, etc. Tiene un menor efecto depresor en

calcopirita, enargita, bornita, y en la mayoría de los minerales sulfuros.

El rango de prueba de la variable X2 (Sulfato de Zinc) varía entre 10 gr/TM y 40 gr/TM que representan un mínimo debido a que la ley del mineral marginal es baja y el rango máximo es el que podríamos llegar a utilizar en el objetivo de buscar mejorar la flotación de valores de plomo-plata deprimiendo correctamente sulfuros de zinc.

VARIABLE X3 (GRADO DE MOLIENDA):

El grado de liberación en flotación de minerales polimetálicos es un asunto importante, para el presente estudio la curva de moliendabilidad sobre el mineral indica que en 13 minutos se alcanza una granulometría K80= 110 micras y en 27 minutos se logra un producto molido de K80= 60 micras, en el punto central se tiene una granulometría de K80= 85 micras. El denominado (grado de liberación) es una expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener

partículas minerales de valores liberados alcanzando un determinado porcentaje en la malla menos 200 (74 micrones) control típico de la molienda industrial aplicada en la concentradora San Expedito.

VARIABLE X4 (RA-CN 300):

Este producto orgánico que aun no tiene equivalentes comerciales según su fabricante RESCO, se espera debería reemplazar total o parcialmente al cianuro de sodio en flotación de mineral polimetálico; es un depresor de pirita-pirrotita. También es usado en circuitos Cu/Mo y polimetálicos. Según el fabricante, no tiene interferencias al ser usado con cualquier tipo de Xantato o colectores secundarios por el contrarioproduciría un efecto de sinergismo por su solubilidad completa en agua.

PLANTILLA DE DISEÑO EXPERIMENTAL:

La plantilla del diseño factorial fraccionado mitad 2⁴ en términos de variable codificada y real es la siguiente:

CUADRO N°4/
Plantilla Diseño Experimental codificada y real

Prueba	PLANTILLA DE DISEÑO FACTORIAL FRACCIONADO 2 ⁴							
	CODIFICADA				REAL			
	X1	X2	X3	X4	NaCN	ZnSO4	K 80	CN 300
1	-1	-1	-1	-1	20	10	60	0
2	1	1	-1	-1	50	40	60	0
3	1	-1	1	-1	50	10	110	0
4	-1	1	1	-1	20	40	110	0
5	1	-1	-1	1	50	10	60	30
6	-1	1	-1	1	20	40	60	30
7	-1	-1	1	1	20	10	110	30
8	1	1	1	1	50	40	110	30

ANÁLISIS DE VARIABLES POR REGRESIÓN:

1. El resultado y balance metalúrgico de las ocho pruebas se adjunta en el anexo No. 1, el término factor metalúrgico es una función respuesta típica y que resulta de multiplicar grado por recuperación y dividido entre la ley de cabeza calculada.
2. Para el análisis de regresión se considera la flotación del concentrado de la etapa de plomo-plata general, que es la que finalmente

marca las pautas en flotación industrial, entonces la función respuesta estará referida al Factor Metalúrgico del concentrado de plomo-plata.

3. Otra función respuesta elegida para el análisis de regresión estadística, es el resultado consolidado denominado (FMF) "Factor Metalúrgico Favorable" y que representa a la suma de factores metalúrgicos de Pb+Cu+Ag y restando la activación de Fe+Zn, este FMF figura en la última columna del siguiente cuadro.

CUADRO N°6/
Factor metalúrgico del concentrado de plomo

FACTOR METALÚRGICO CONCENTRADO DE PLOMO					FM
Cobre	Plomo	Zinc	Plata	Fierro	Favorable
2.27	2080.66	7.46	579.67	2.70	2652.45
2.01	2048.43	6.36	550.03	2.66	2591.44
7.21	2556.46	6.01	546.62	2.00	3102.29
2.57	2178.30	6.55	459.76	2.33	2631.74
1.26	3664.74	5.11	929.07	1.43	4588.54
0.09	3817.27	5.46	604.00	1.19	4414.72
1.07	3962.70	4.43	711.80	1.03	4670.11
4.75	2605.46	4.65	1209.30	0.86	3814.00

ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE REGRESIÓN

Factor Metalúrgico Flotación por Elementos

La regresión de la plantilla como variable independientes X_i y el resultado correspondiente de función respuesta “Factor Metalúrgico” para cada elemento se realiza usando las funciones estadísticas de la hoja de cálculo Lotus 1-2-3 que está relacionada a la hoja Excel.

El ejemplo siguiente es regresión referida a los valores de cobre en la espuma de flotación de plomo (ver cuadro No. 6)

Resultado de la regresión				
Constante	2.653717			
Error típico del est Y	1.533346			
R cuadrado	0.808471			
Nº de observaciones	8			
Grados de libertad	3			
	NaCN	ZnSO4	K 80	CN 300
Coefficientes X	1.16	-0.30	1.25	-0.86
Error típico del coef.	0.54	0.54	0.54	0.54
T_Student	2.13	-0.55	2.30	-1.59

En la resultado de regresión anterior y que se refiere al resultado de Cobre en el concentrado de plomo se puede aseverar que la correlación alcanza cerca de 81% y considerando un t de tabla al 95% igual a 1.86 se observa que el cianuro de sodio (+2.13) y el grado de molienda (+2.30) son las variables más favorables a la flotación de cobre.

De manera similar se hace la regresión con la respuesta que es el Factor metalúrgico de los otros elementos químicos el siguiente es el cuadro resumen:

CUADRO N°7/ Resultados de regresión de todos los elementos químicos

FACTOR METALÚRGICO FLOTACIÓN PLOMO-PLATA					
Elemento	Correlación	NaCN	ZnSO4	K80	CN300
Cobre	0.81	2.13	-0.55	2.30	-1.59
Plomo	0.83	-0.80	-1.11	-0.21	3.56
Zinc	0.94	-1.60	0.02	-2.51	-6.15
Plata	0.74	1.58	0.10	0.48	2.37
Fierro	0.97	-0.60	-0.22	-3.43	-10.14

De los resultados de regresión anteriores se comenta lo siguiente:

1. En cuanto al elemento de **Cobre** se obtiene un R cuadrado de 81% y según los resultados las variables que mayor incidencia tiene es la dosificación de cianuro de sodio y el tamaño de la granulometría con valores de +2.13 y +2.30 respectivamente.
2. Para la flotación de valores de **plomo** la correlación es 83% y nos indica este resultado la variable **RA-CN300** que favorece a la flotación de este sulfuro con un valor de +3.56

- En cuanto a los valores de **zinc** en la flotación de plomo, el valor de correlación es 94% e indica que tiene una relevancia significativa para la depresión de estos sulfuros el **RA-CN300** con un valor negativo de -6.15; también es importante considerar el **tamaño de partícula** que ayuda a la depresión obteniéndose un valor negativo de -2.51.
- Para la flotación de valores de Plata la correlación es 74% y nos indica este resultado la variable de RA-CN300 que favorece a la flotación de este elemento con un valor positivo de +2.37
- En cuanto a la flotación de sulfuros de hierro (pirita-pirrotita) el valor de correlación es 97% e indica que el reactivo **RA-CN300** tiene una relevancia significativa para la depresión de estos sulfuros con un valor alto y negativo **-10.14**; igualmente el mayor grado de liberación o **menor tamaño de partícula** favorecería a la depresión de hierro expresada con un valor de t **-3.43**.

FACTOR METALÚRGICO FAVORABLE

El “factor metalúrgico favorable” (FMF), elegido para la presente evaluación estadística es aquel que representa la suma de FM de plomo, cobre y plata; restando los correspondientes factores de zinc y hierro (Ver última columna del cuadro No. 6).

El resultado de regresión de las cuatro variables independientes Xi contra la respuesta FMF es el siguiente:

Resultado de la regresión				
Constante	3558.163			
Error típico del est Y	320.1002			
R cuadrado	0.948			
Nº de observaciones	8			
Grados de libertad	3			
	NaCN	ZnSO4	K80	CN300
Coefficientes X	-34.09	-195.19	-3.62	813.68
Error típico del coef.	113.17	113.17	113.17	113.17
T_Student	-0.30	-1.72	-0.03	7.19

De los resultados de regresión en términos de Factor Metalúrgico Favorable es posible comentar que con 94% de correlación la variable que más favorece a la flotación de plomo-plata-cobre, deprimiendo a la vez sulfuros de zinc y hierro es el reactivo **RA-CN300** con un alto y positivo valor de t-Student (**+7.19**).

REGRESIÓN LINEAL CON INTERACCIONES DE LAS VARIABLES CIANURO DE SODIO/CN 300

El análisis de los resultados realizando la interacción de las variables cianuro de sodio y el depresor orgánico RA-CN300 con la función respuesta conocida FM como ejemplo se realiza para proyectar una posible prueba industrial en la que paulatinamente se iría reduciendo el cianuro de sodio, la regresión para el caso del FM del cobre es la siguiente:

Cobre

Resultado de la regresión	
Constante	2.305828
Error típico del est Y	0.495
R cuadrado	0.952
Nº de observaciones	8
Grados de libertad	2

	NaCN	ZnSO4	K80	CN300	NaCN/ CN300
Coefficientes X	0.48	-0.19	0.47	-0.84	0.16
Error típico del coef.	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18
T_Student	2.74	-1.09	2.67	-4.78	0.94

Procediendo de modo similar, haciendo regresión para los resultados de factores Metalúrgicos de los otros elementos es posible presentar el siguiente cuadro resumen:

CUADRO N°8/

Resultado de regresión con interacción NaCN/RACN300

Factor Metalúrgico - Por elementos						
Elemento	Correlación	NaCN	ZnSO4	K80	CN300	NaCN/CN300
Cobre	0.81	1.74	-0.45	1.88	-1.30	0.09
Plomo	0.92	-0.96	-1.33	-0.25	4.28	-1.53
Zinc	0.98	-2.15	0.02	-3.39	-8.29	1.86
Plata	0.90	2.12	0.13	0.64	3.17	1.84
Fierro	0.98	-0.57	-0.21	-3.25	-9.59	0.83

El análisis de los resultados del cuadro anterior indica que la mezcla de cianuro de sodio con el depresor RA- CN300 es favorable porque los resultados son mejores en correlación y estadístico t-Student, el análisis por elemento es el siguiente:

- En el caso del zinc; de las interacción (NaCN/ RA CN300), la regresión tiene una correlación de 98 % de interés el cual es bastante alto con valores de t-Student > 1.86, donde nos indica que los resultados con el factor metalúrgico que demuestra el reactivo RA-CN300 deprime a los valores de zinc en la flotación de plomo (valor de t-Student es alto y negativo (-8.29).
- Igualmente se obtiene un correlación de 98% para el hierro y también indica que deprime sulfuros de hierro en la etapa de plomo. (-9.59),ratificando también que la depresión de sulfuros de hierro es favorecida por una mejor molienda (-3.25).

- Respecto de los valores de plata la variable de mejor performance es el depresor RA-CN300 con un valor de t-Student +3.17, le sigue en importancia el cianuro de sodio con +2.12.
- Los valores de plomo se ven favorecidos por el reactivo RA-CN300 con un valor positivo de t-Student de +4.28.

Factor Metalúrgico Favorable con interacción Cianuro/RA CN300

La regresión usando como función respuesta el Factor Metalúrgico Favorable (Ver última columna del cuadro No. 6) y que representa la suma de factores metalúrgicos de plomo+cobre+plata y restando la suma de factores de Zn+Fe, es la siguiente:

La regresión anterior tiene una correlación donde el correlación es 97 % e indica que la variable **RA-CN300 (+8.18)** tiene un valor positivo e interesante que estaría indicando que la presencia de cianuro de sodio en el sistema de flotación no afectaría el efecto del nuevo depresor CN300 en la función de promover la flotación de valores de plomo-plata-cobre y paralelamente interviniendo en la depresión de sulfuros de hierro y zinc.

Resultado de la regresión	
Constante	3558.163
Error típico del est Y	281.4063
R cuadrado	0.973239
Nº de observaciones	8
Grados de libertad	2

	NaCN	ZnSO4	K80	CN300	NaCN/CN300
Coefficientes X	-34.09	-195.19	-3.62	813.68	-136.48
Error típico del coef.	99.49	99.49	99.49	99.49	99.49
T_Student	-0.34	-1.96	-0.04	8.18	-1.37

6. CONCLUSIONES

- Evaluando los resultados de la presente investigación metalúrgica, en la misma que se aplica diseño experimental, se concluye que la variable de mayor influencia para favorecer la flotación de valores de plomo, cobre y plata es el depresor **RA-CN300**.
- Según el análisis estadístico de regresión y de significancia con interacciones entre variables se estaría demostrando que la acción del cianuro de sodio y el reactivo **RA-CN300** podría ser complementaria, por lo tanto la prueba industrial de reemplazo parcial del cianuro de sodio por el nuevo depresor debe ser un aspecto importante a considerar.
- Por otro lado, quedaría en evidencia que el reactivo **RA-CN300** es un depresor de sulfuros de hierro (pirita, pirrotita) y zinc. Este nuevo reactivo permitiría reducir el consumo de cianuro de sodio, además bajaría el contenido de cianuro total en el agua de la relavera Ocroyoc.
- El mayor impacto a comprobar durante la prueba industrial es conocer si efectivamente el nuevo depresor de sulfuros de hierro también promueve la flotación de galena y valores de plata en general, tal como se muestra en los resultados de las pruebas del diseño experimental.

7. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Bulatovic, S. "Handbook of reagents flotation".
2. Drozzier, J. "Fundamentos de Reactivos de Flotación".
3. Rizo Patrón, Peter. "Diseño Experimental", Curso de Posgrado Universidad Nacional de Ingeniería, 1986.
4. Bourke, P. "Recent Development in Outokumpu Flotation Technology", 1998.
5. Manzaneda, J. "Informes Internos Volcán Compañía Minera S.A.A.", 2014.

GEOBOT: ROBOT MINERO EXPLORADOR

Luis Anderson Orna Berrospi

Minera Yanacocha S.R.L.





GEOBOT: ROBOT MINERO EXPLORADOR

Luis Anderson Orna Berrospi

Minera Yanacocha S.R.L.

1. RESUMEN

Los robots realizan trabajos como colocación de explosivos, apoyan el proceso de voladura en la mina o acceden a áreas en las que es imposible para los seres humanos para trabajar o incluso sobrevivir, de manera autónoma utilizando las nuevas técnicas de Inteligencia Artificial; asimismo realiza tareas operativas en menor tiempo, ayudando a los mineros a optimizar su trabajo, reduciendo costos.

Este documento analiza varios aspectos del diseño y control de las actividades en los procesos en la mina, con

el fin de agilizar los procesos y resolver problemas en las áreas de geología (exploración de minerales, minería a cielo abierto o subterráneo), mina (la exploración en terrenos inaccesibles), planta (monitoreando el trabajo de las plantas, por ejemplo el control de la dosificación de reactivos). Estas actividades se distribuyen en los procesos anteriores y se implementan a través de una única solución robotizada. De todo esto, nos enfocaremos al área de geología, principalmente en el proceso de exploraciones de mineral para analizar la aplicación de GeoBot.

2. NECESIDAD

La explotación de los yacimientos minerales, es una actividad de alto riesgo económico, ya que supone unas inversiones a largo plazo que muchas veces se sustentan en precios del producto minero sujetos a altas oscilaciones. A su vez, la exploración supone también un elevado riesgo económico, derivado éste del hecho de que supone unos gastos que solamente se recuperan en caso de que la exploración tenga éxito y suponga una explotación minera fructífera. Sobre estas bases, es fácil comprender que la exploración supone la base de la industria minera ya que debe permitir la localización de los recursos mineros explotados, como necesidad de mínimo coste y tiempo posible. Es por ello que el avance de la tecnología en este campo ha evolucionado y nos proporciona herramientas interesantes como la automatización y la robótica.

La implementación de este robot móvil, es el resultado de pruebas de diferentes escenarios en ambientes reales de mina (a tajo abierto y subterráneo) que se hicieron, demostrando resultados reales y donde GeoBot se usa actualmente en la minería peruana. Los requerimientos sobre los cuales se basa esta solución se encuentran distribuidos en:

- **Transporte** – Habiendo minado el terreno en la mina, el robot tiene la capacidad de transportar el material (sea desmonte o mineral).
- **Exploración** – El robot es suficientemente capaz de clasificar los de un terreno a explorar, dependiendo del tipo de mineral que sea (incluyendo forma, dureza, entre otros). Este es un proceso geológico (logueo) con el robot, donde se reducen los tiempos

de este proceso, a diferencia del proceso tradicional, dejando tiempo para tomar decisiones por parte del geólogo.

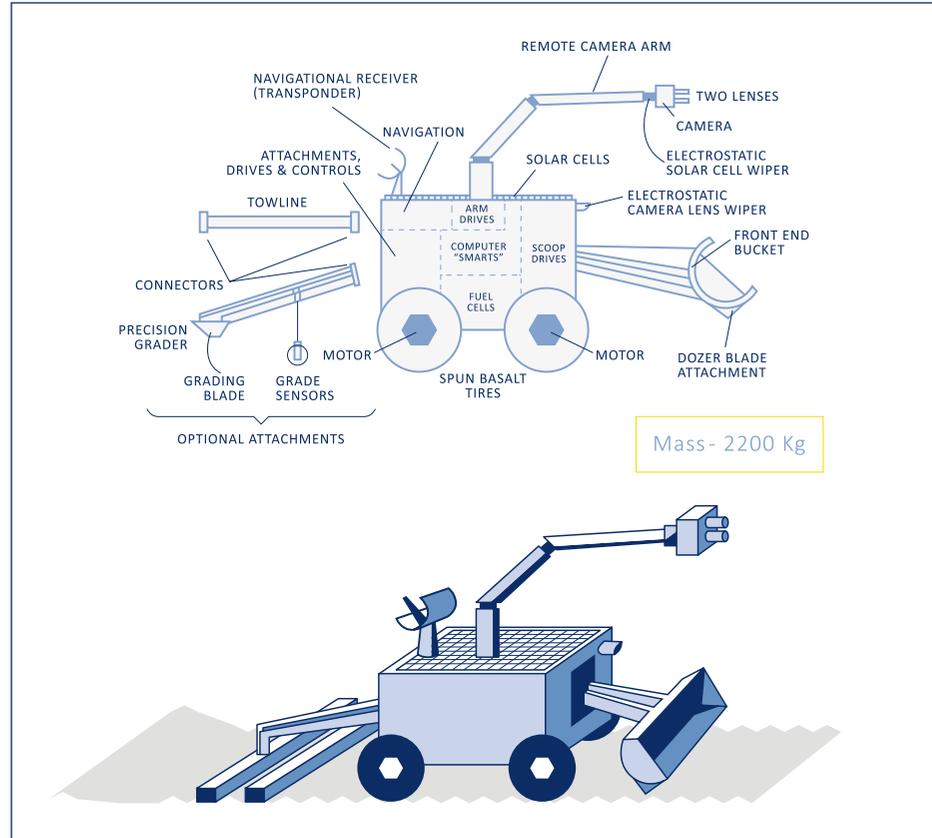
- **Seguridad** – Los robots pueden ingresar a ambientes en condiciones extremas (espacios confinados, espacios con gases tóxicos), de esta forma reduciendo los incidentes de seguridad en las minas subterráneas. Si en el caso de ocurrir un evento de caída de rocas en mina subterránea, el robot sirve también para como agentes de rescate y ayuda, utilizando su inteligencia, pueden cavar y buscar reducir los riesgos de personas accidentadas.

3. DESARROLLO DISEÑO DE GEOBOT

Este equipo fue diseñado tipo un cargador con su “cuchara” en la parte delantera. Adicionalmente contiene sensores de navegación para que pueda evitar los obstáculos en el camino. Contiene también una cámara que se encargará de tomar las fotos cada cierto tiempo (fotogramas por ejemplo 2 fotos por segundo), que luego analizará dentro de su procesador que fue implementado con equipos tipo microcontroladores. Este micro-controlador, realiza la tarea de analizar las imágenes tomadas a nivel de detalle y comparar las rocas analizadas con la base de datos interna para reportar el tipo de material (mineral o desmonte), que GeoBot encuentra en el terreno. Para que sea recargado, el robot contiene un panel solar, que le permite contar con autonomía en energía, adicionalmente cuenta con sensores de proximidad para evitar obstáculos. La figura 2, muestra el diseño del Robot Minero Geobot.

FIGURA Nº 1

Diseño de Robot de Minería: GeoBot.



Adicionalmente, la importancia de este robot, es que implementa las 3 funciones básicas descritas arriba (Transporte, Exploración y Seguridad). En esta parte de la implementación de GeoBot, se enfocará la parte de Exploración de minerales, que es uno de los procesos importantes en el ciclo de minado. Lo importante de este robot, es que toda la tarea lo realiza de forma autónoma, dirigiéndose con inteligencia propia como si un geólogo realizara la tarea, con la diferencia que GeoBot realizará la tarea en menos tiempo y en un mayor alcance de terreno en el campo.

3.1. Especificación de diseño del Robot Minero

Se considera dentro del diseño del robot la masa del equipo, consumo de energía configuración de sensores y requerimientos automatización e inteligencia artificial.

Masa del Robot y Consumo de Energía. En los cargadores normales (scoops), la masa del vehículo se configura como contra-peso para

que el móvil no sufra volcaduras. Entonces, la relación de masa de estas máquinas cambia de un ambiente normal en el terreno a la mina. Por ello se configuró un factor múltiple de cuchara de 2.0 para este caso. Sin embargo, el equipo incorpora un sensor automático para prevenir que GeoBot pueda sufrir volcaduras como seguridad con un factor de 1.2.

Configuración de Sensores. Se incluye en GeoBot, un navegador de alto nivel de exactitud en cuanto al ángulo de giro, avance y retroceso, incluyendo los sensores de proximidad para evitar los obstáculos en su camino como son rocas, muros entre otros. Este esquema provee retroalimentación en tiempo real que permite controlar diversas variables como: ángulo de giro, avance, parada y retroceso.

El principal sensor y más complejo del robot es la cámara. Este dispositivo es de tipo binocular que permite un acercamiento doble a la cámara normal. Éste está montado en el robot y tiene la función de revisar el terreno que Geobot explora. Tiene siete grados de libertad, lo que permite un giro a nivel de todo el terreno alrededor del robot, de forma que proporciona retroalimentación hacia el procesador central.

Requerimientos de Automatización e Inteligencia Artificial. La configuración del robot y el sensor de cámara, requiere la implementación de Inteligencia Artificial. Esta es una rama de la computación que nos proporciona herramientas

para implementar de inteligencia a los equipos, por ejemplo en Geobot, evitar obstáculos, mediante el reconocimiento de patrones en el ambiente (reconocimiento de formas, sombras, diferencias entre depresiones, subidas y partes planas). Adicionalmente proporciona una evaluación inteligente de riesgos y peligros potenciales en su camino, tomando acción en los mismos. La computadora que se encuentra equipada en Geobot, tiene una representación precisa de la estructura almacenada en memoria, de tal forma que la cámara puede ser dirigida de forma inmediata a cualquier parte.

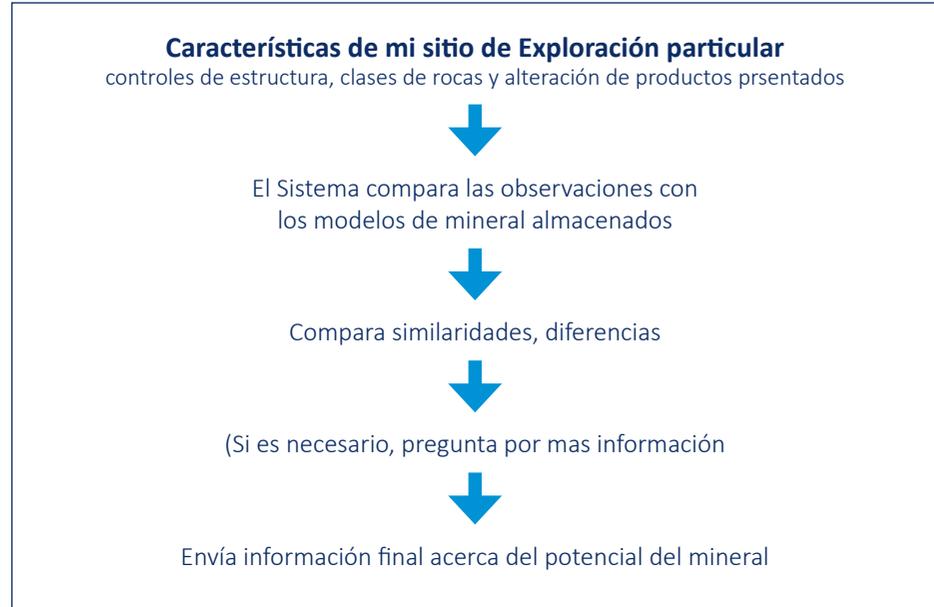
3.2. Sistema de Exploración de Minerales

Basado en el diseño de Geobot, se implementa un explorador de minerales utilizando la cámara de alta precisión incorporada, que realiza la toma de fotografías (2 fotos por segundo). Estas fotografías son almacenadas en la memoria interna de Geobot, las cuales serán analizadas posteriormente.

El proceso de análisis de las fotografías tomadas se realiza a nivel de píxeles de las fotografías (es decir la fotografía es dividida en partes unitarias de imagen), las cuales son comparadas con la base de conocimientos que se encuentra almacenada en Geobot internamente. En la Figura 3, se muestra la secuencia que realiza el móvil para realizar la exploración del terreno. En la Figura 4, se muestra la secuencia en campo de lo que realiza Geobot y el resultado final de la exploración del mismo.

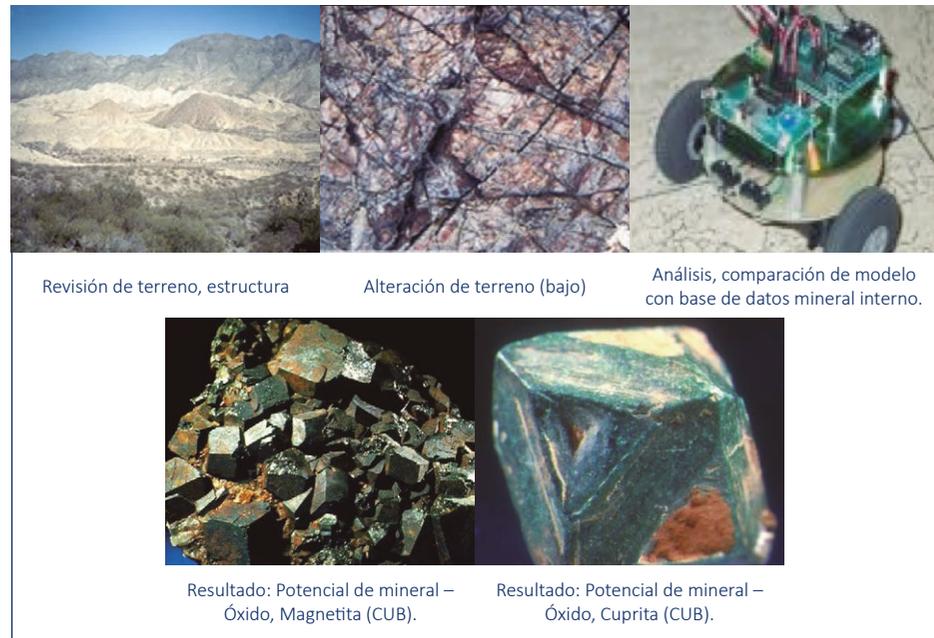
**FIGURA
Nº 2**

Secuencia de exploración de Explorador GeoBot.



**FIGURA
Nº 3**

Secuencia de exploración de Explorador GeoBot en terreno.



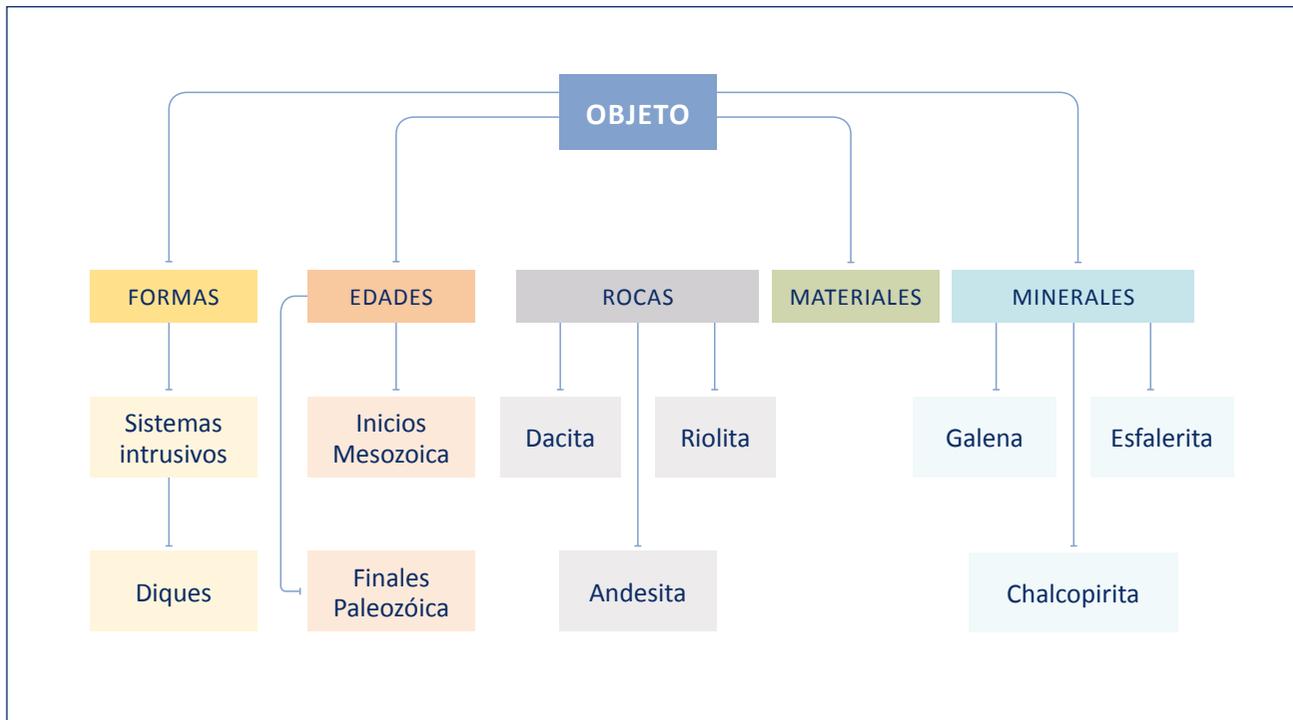
La base de conocimientos (datos) que tiene incorporado GeoBot, contiene una red taxonómica, la cual es consultada cada vez que se requiera verificar los resultados, luego de esto emite un resultado luego del análisis de las imágenes a detalle. En la figura 5, se puede apreciar parte de la red que se tiene almacenada en la memoria del equipo.

4. INDICADORES DE PRODUCTIVIDAD Y COMPETITIVIDAD

Los indicadores de productividad y competitividad que se muestran con la implementación de la solución robótica, son realmente notorios en la empresa. Estos indicadores se muestran en la tabla 01, donde se muestran los indicadores antes (método tradicional) y actual (usando el Robot Geobot).

**FIGURA
Nº 4**

Red Taxonómica interna Geobot para clasificar tipos de minerales.



Al revisar los indicadores, por ejemplo la etapa de exploración para una operación minera, toma de 2 a 5 años en promedio en terminar. Sin embargo usando GeoBot, se puede optimizar este tiempo de 1 año a 2. (se tiene el detalle de este análisis, que por cuestión de espacio se ha obviado).

Adicionalmente, uno de los temas críticos en la exploración de minerales, es contar con logeos precisos y exactos

de las muestras de mineral. Como se nota en la tabla 01, se hizo una relevamiento de información estadística, para determinar la cantidad de logeos que se hicieron al año en la empresa, encontrándose que en el método tradicional, se hicieron 2,560 análisis precisos, mientras que usando GeoBot, se dieron 3,680 análisis precisos, es decir una mejora del 44% en cuanto a la productividad de este proceso.

TABLA N°1/

Listado de indicadores comparativos entre el método tradicional y usando la solución robótica.

Proceso	Detalle	Método tradicional	Usando GEOBOT
Exploración	Dimensión y valor del depósito de mineral. Muestreo: Sondeo Cubicación Evaluación	2- 5 años	1- 2 años
Exploración	Incidentes de seguridad por trabajo en espacios confinados y riesgosos.	3 por año	ninguno
Exploración	Cantidad de testigos de logeo que son acertados en cuanto a su estructura y precisión.	2,560 por año	3,680 por año
Exploración	Costos de campaña de exploración en un tiempo de 1.5 años.	Concesión minera: US\$ 450,000.00 Estudios: US\$ 150,000.00 Exploración: US\$ 495,000.00 Costo del activo en la etapa de exploración: US\$ 1,096,000.00	Concesión minera: US\$ 450,000.00 Estudios: US\$ 150,000.00 Exploración: US\$ 120,000.00 Costo del activo en la etapa de exploración: US\$ 720,000.00

TABLA N°2/

Análisis de indicador de competitividad para la implementación de GeoBot.

Proyecto GEOBOT							
Inversión inicial	30,000	Salvamento	1,000				
Demanda - Año 1	20,000	Incremento	4.00 %				
Precio unitario - Año 1	10.2	Incremento	2.50 %				
Costo Var. Unit. - Año 1	3.5	Incremento	-2.00 %				
Coso fijo anual	60,000						
Rubro / Año	0	1	2	3	4	5	6
Inversión inicial	-30,000.00						
Ingresos por ventas		204,000.00	217,464.00	231,816.62	247,116.52	263,426.21	280,812.34
Costo variable total		20,000.00	20,384.00	20,775.37	21,174.26	21,580.81	21,995.16
Costo fijo		-3,000.00	-3,000.00	-3,000.00	-3,000.00	-3,000.00	-3,000.00
Sosto Salv.							1,000.00
FCN	-30,000.00	221,000.00	234,848.00	249,592.00	265,290.78	282,007.02	300,807.50
VAN	953,617.94						

En la tabla 02, se muestra en análisis financiero de implementar la solución, indicando que GeoBot cuesta en implementar un aproximado de US\$ 30,000 y un costo fijo mensual de US\$ 2,000 y con un costo variable que en total se tiene un valor de US\$ 150,000. Como resultado, se tiene un VAN positivo de US\$ 953,617, con recuperación del monto invertido desde el primer año de funcionamiento de la solución.

toda empresa que son los costos. Con la implementación de Geobot, que la inversión varía aproximadamente entre (US\$ 20K a US\$ 30K), la recuperación al primer año es altamente significativa (US\$ 221K) por consiguiente, el proyecto es altamente rentable. Adicionalmente medimos el ratio de evitar los costos de exploración entre el método tradicional y usando la solución robótica, por lo que se optimiza en un 400% (de US\$ 495K a US\$ 120K).

5. CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos, se tiene una mejora en la productividad impactando significativamente a la excelencia de negocios en cuanto a la variable principal de

Se tiene como estadística la elevada cantidad de accidentes fatales, en el Perú del 2000 a octubre del 2010 se registraron 676 accidentes en las mineras formales según datos estadísticos de MEM (Ministerio de Energía y Minas). Esto hace que sea una necesidad prioritaria en el sector minero para proteger la salud y la vida sus trabajadores, por ello la implementación de la tecnología

robótica ofrece una solución para lograr cero accidentes de este tipo a un menor costo.

Si bien, las nuevas tecnologías robóticas no sustituyen el trabajo humano por parte de los ingenieros de minas y geólogos, representan avances en la adquisición de datos desde el reconocimiento de terrenos, así como el reconocimiento más preciso.

6. PERSPECTIVAS FUTURAS, OPORTUNIDADES

Las compañías mineras manejarán la opción de implementar equipos automatizados que sean controlados remotamente para realizar sus operaciones.

Existen muchos avances en los sistemas robóticos que pueden reemplazar las tareas repetitivas que toman mucho tiempo y en actividades de alto riesgo para los trabajadores en ambientes extremos.

7. PROPUESTA DE INVERSIÓN

TABLA N°3/

Detalle de propuesta de Inversión de GeoBot

Material	Monto (US\$)
Sensores de proximidad	2,500.00
Motores de locomoción	1,280.00
Paneles solares	320.00
Microcontrolador	4,300.00

Material	Monto (US\$)
Software de construcción de algoritmos	1,300.00
Cámara de anta precisión (Binocular)	3,400.00
Acumuladores de energía	1,450.00
Antena receptora de navegación	1,630.00
Antena electrostática	680.00
Servicio de soldado y armadura	1,890.00
Materiales adicionales de armado	450.00
TOTAL	19,200.00

8. REFERENCIAS

Carrier, W. D., V: *Exploration, Excavation Costs for mine.* Fifth Princeton/AIAA Conference on Space Manufacturing Facilities, Princeton, New Jersey, May 2007, pp.120-134. [1].

Williams, D. S.; Wilf, J. M.; Cunningham, R. T. *Artificial Vision.* Astronautics and Aeronautics, vol. 17, Nov 2005, pp.65-78. [2]

Sacerdoti, Earl D.: *Plan Generation and Execution for Robotics II.* SRI International Technical Note 209, 15 Aug. 2000. [3]

Hart, Peter E.: *Progress on a Computer-Based Consultant: Prospector.* SRI International, Menlo Park, Sept 2005. [4]

Agin, Cerald J.: *Real Time Control of a Robot with a Mobile Camera.* SRI International Technical Note 230, Aug 2007. [5]

Ciarcia, Steve: *A Computer-Controlled Robot.* Visual. vol. 2, Jan 2003, pp.23-45. [6]

DISPOSICIÓN DE RELAVES FILTRADOS COMPACTADOS EN EL DEPÓSITO DE RAMAHUAYCCO

Sergio Samuel Sarmiento Sobrino

Catalina Huanca Soc. Minera S.A.C. – Trafigura.





DISPOSICIÓN DE RELAVES FILTRADOS COMPACTADOS EN EL DEPÓSITO DE RAMAHUAYCCO

Sergio Samuel Sarmiento Sobrino

Catalina Huanca Soc. Minera S.A.C. – Trafigura.

1. RESUMEN

Para la compañía Minera Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C. (CHSM), comprometida con el cumplimiento de las exigencias medio ambientales y teniendo una complicada geografía en las zonas alto andinas del departamento de Ayacucho, lugar donde se ubica esta operación minera, ha obligado al desarrollo de nuevas y mejores tecnologías para la disposición de estos desechos mineros, más aun si son espacios confinados de pequeñas extensiones que bajo el uso de la disposición de relaves en las formas convencionales, reduciría enormemente la vida útil de estas, obligando a buscar mayores espacios que para nuestro caso están limitada a los derechos de servidumbre otorgadas por la comunidades del entorno. La conceptualización de disposición final de los relaves en esta unidad minera CHSM,

fue la de optar por la modalidad operativa de los relaves filtrados compactados en estas pequeñas áreas, para de este modo ganar mayor capacidad de almacenamiento en estas reducidas extensiones de terreno, mientras que una disposición convencional aloja los desechos mineros a una densidad entre 1300 a 1600 por m³, bajo esta modalidad logramos entre 2100 y 2350 por m³ algo más del 50% de mayor capacidad; así mismo esta es una alternativa más segura de disponer de manera definitiva los relaves; entendemos que posee un alto costo inicial pero resulta seguro en el tiempo al dejarlos en el estado de abandono (fase final del cierre de minas) sin el alto contenido de agua en la masa y evitar la preocupación y el latente peligro que implica estas en los tranques o depósitos.

Los relaves bajo esta modalidad son mezclados en proporciones adecuadas de tres (3) partes de relave más una (1) de suelo o material de préstamo que deberá tener una granulometría adecuada de finos y áridos, que asegure una mezcla uniforme y de ciertas características y con una humedad de $\pm 2\%$ de la OCH, que al ser compactadas en capas de 0.30m llegue a un 95% de la máxima densidad seca del ensayo próctor modificado, lo que nos asegura una cohesión óptima y esta sea una masa sólida y compacta.

2. INTRODUCCIÓN

El Perú se ha convertido en estos últimos quince (15) años, en uno de los principales centro de atracción de las inversiones mineras a nivel mundial, ocupa uno de los primeros lugares en América Latina en ser receptiva de estos capitales extranjeros y que han visto al país como uno de los principales centros de desarrollo; las condiciones políticas de sucesivos gobiernos democráticos y la estabilidad jurídica implementada en el Perú juegan un importante papel que presta las condiciones y garantías a capitales foráneos para la puesta en marcha de estas operaciones.

Es asimismo conocido que toda actividad Minera genera necesariamente residuos los cuales son denominados Relaves; que no son más que desechos tóxicos

subproductos de procesos mineros y concentración de minerales, usualmente una mezcla de tierra, minerales, agua y rocas. Los relaves contienen altas concentraciones de químicos y elementos que alteran el medio ambiente, por lo que deben ser transportados y almacenados en «tranques o pozas de relaves» donde lentamente los contaminantes se van decantando en el fondo y el agua es recuperada o evaporada. El material queda dispuesto como un depósito estratificado de materiales sólidos finos. El manejo de relaves es una operación clave en la recuperación de agua y para evitar filtraciones hacia el suelo y napas subterráneas, ya que su almacenamiento es la única opción, más si esta permite asegurar su disposición final y reutilizar el agua de las operaciones al ser recirculada, otorgará un beneficio adicional que protege el medio ambiente y minimiza los impactos en la zona.

Un uso responsable de los recursos (agua) y la mejora de las operaciones de disposición final de los residuos (relaves), permite una operación minera más amigable con el medio y minimiza los impactos en la zona; por los tanto el futuro de la minería se centra en la mejora de las Relaciones Comunitarias, el Manejo adecuado de Medio Ambiente y un seguro método de Disposición Final de los Residuos Mineros, asegurará las buenas relaciones con las comunidades y obtener las facilidades necesarias para desarrollar una operación continua y sin contratiempos.

3. UBICACIÓN

GRÁFICO Nº 1

Ubicación del Depósito de relaves Filtrados

Unidad Minera:

CATALINA HUANCA SOC. MINERA S.A.C.
A Trafigura Group Company.

Distrito: Canaria

Provincia: Fajardo

Comunidad Campesina: CC Taca y CC Raccaya

Departamento: Ayacucho

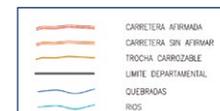


Ubicación Departamental



Ubicación Nacional

LEYENDA



4. TECNOLOGÍAS DE ESPESADO - FILTRADO DE RELAVES

4.1 Objetivo

- Desaguar los relaves antes de ser depositados.

4.2 Propósito

- Maximizar la recuperación de agua de proceso antes de ser descargado en el depósito de relaves.
- Minimizar el consumo de agua fresca.
- Disponer una masa de relaves más densa y menos permeable.
- Minimizar el área de impacto de los relaves.
- Minimizar las dimensiones de la presa de relaves.

4.3 Tipos de Tecnologías de Desaguo Aplicadas

- Relaves en Pulpa
- Relaves espesados
- Relaves en pasta
- Relaves filtrados

5. DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS

Los relaves filtrados son primero espesados y luego filtrados, de manera de obtener el contenido de agua adecuado para su disposición.

Por razones de estabilidad, los relaves filtrados requieren ser compactados. En este caso, se requiere la desecación de relaves in-situ. La producción de relaves, la pluviosidad- evaporación del sitio, el tiempo y áreas de desecación, y la flexibilidad operacional puede limitar la aplicación de los relaves filtrados.

El parámetro clave es el contenido de agua en los relaves depositados.

6. FILOSOFÍA DE OPERACIÓN DE DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS

6.1 Consideraciones en la etapa de proyecto:

De la realización acertada de los ensayos necesarios para elaborar un proyecto de depósitos filtrados, es que depende el desempeño del mismo, tanto estructural, en la estabilidad, los costos de operación y costos y procesos de construcción; debiendo estos cumplir la siguiente secuencia:

- Realización del estudio geológico
- Investigaciones geotécnicas
- Estudio de peligro sísmico
- Estudio hidrológico
- Evaluación de canteras
- Proceso de diseño (geométrico y geotécnico)
- Diseño estructural
- Elaboración de especificaciones técnicas
- Realización de planos para la construcción
- Determinación de los costos y programación (operación y construcción)
- Manual de aseguramiento de la calidad (CQA)
- Manual de operaciones

6.2 Consideraciones en la Construcción de un Depósito de Relaves

Una parte importante en un proyecto minero es la selección de la mejor forma de depositar los relaves provenientes de la operación, investigación que debe ser hecha por un Ingeniero Geotécnico. Esta investigación ha considerado:

- La licuefacción del embalse por movimientos sísmicos.
- La percolación de las soluciones de descarte a través de fallas geológicas.
- Control de la entrada y salida de agua del área del embalse.
- Erosión y contaminación de ríos y suelos.
- Topografía del área de depositación y restricciones del volumen depositado.
- Localización del nivel freático.

Por otra parte, después de la construcción se hace necesario considerar todos los recursos necesarios para monitorear la operación del depósito.

La decisión a favor de una depositación seca de los relaves involucra inversiones adicionales en equipos, pero tiene ventajas en el largo plazo:

- Eliminación de riesgos de licuefacción del embalse.
- Eliminación de percolación.
- Facilidad de control del escape de agua.
- No hay riesgo de pérdida del embalse por erosión.
- Se eliminan los costos por murallas de retención.
- Se puede depositar mayor cantidad de material en una menor área.

6.3 Consideraciones de Diseño del Depósito de Relaves Filtrados Ramahuayco

El depósito de relaves filtrados Ramahuayco, es estable para condiciones estáticas y pseudo estáticas, el diseño asegura una estabilidad hidrológica, estos requerimientos se deben cumplir a corto y a largo plazo.

Los criterios de diseño se han basado en los estudios de ingeniería básica ejecutados en el proyecto: Topografía, Geología, Hidrología, Hidrogeología, Investigaciones Geotécnicas y Peligro Sísmico, así como evaluación ambiental de los impactos que se genera por la actividad a desarrollar.

Los criterios de diseño empleados en la elaboración de la Ingeniería de Detalle del Depósito de Relaves Ramahuayco fueron los siguientes:

Datos Operacionales:

En el diseño del Proyecto se han considerado los siguientes datos operacionales:

- Días de operación por año:
360 días.
- Producción nominal diaria:
1,500 TMD
- Producción Anual:
540,000 TMD
- Relación de relaves/mineral:
0.85
- Producción nominal diaria de relaves:
1275 TMD
- Relación de relaves Factor de diseño:
1
- Humedad de colocación:
12%.
- Proporción de relave en Mezcla:
75%.
- Densidad de la Mezcla:
2.05 t/m³.
- Volumen de la Mezcla (Vaso, Dique y Terraplén): 2'825,147 m³.
- Vida Útil (Vu):
8.32 años

$$Vu = ((2'825,147 \times 2.05 \times (1 - 0.12) \times 0.75 / 0.85) / 1500) / 360 = 8.32 \text{ años}$$

La estabilidad a corto y largo plazo del depósito:

Está relacionada con la estabilidad frente a eventos sísmicos y avenidas máximas probables que puedan ocurrir, durante la operación y post-cierre. El Ministerio de Energía y Minas (MEM) establece que en el diseño de un depósito de

relaves, debe emplearse un evento sísmico con período de retorno de 475 años y avenida máxima probable con período de retorno de 500 años.

Factores de seguridad

El factor de seguridad para la estabilidad física del depósito son los siguientes:

- Factor de seguridad (FS) mínimo para condiciones estáticas:
1.5
- FS mínimo para condiciones pseudo-estáticas de cierre:
1.0.

Parámetro sísmico

El estudio de peligro sísmico ha determinado para la zona una aceleración sísmica de diseño de 0.16 g para un periodo de retorno de 475 años.

Parámetro Hidrológico

La evaluación hidrológica del proyecto fue tratada en el estudio de hidrología. La estabilidad hidrológica asegura que el depósito de relaves filtrados es capaz de soportar la avenida máxima probable. Las avenidas son controladas por los canales de coronación del depósito que se han diseñado para conducir los caudales que se recogen de las diferentes sub-cuencas que afectan al proyecto siendo el máximo caudal de 4.95 m³/s para el proyecto y 3.13 m³/s de la sub-cuenca superior (Ver plano de mapa de cuencas en el anexo 4.1). En el análisis se ha considerado un periodo de retorno de 10,000 años, debido a que el depósito ocupara el fondo de la quebrada Sacllani y debería fallar por un evento hidrológico.

Aspectos constructivos

(ver Plano de Sección transversal típica en el anexo 4.2)

Construcción del dique

El dique está construido mediante el uso de una mezcla de material granular de préstamo de granulometría seleccionada y relaves filtrados (R), con una proporción de mezcla en volumen igual a 25% y 75% respectivamente. El material de préstamo (MP) proviene de canteras aledañas a la zona del proyecto, el cual mezclado con relave filtrado, debidamente homogenizado, es densificado en capas horizontales de espesor uniforme mediante el uso de rodillos compactadores vibratorios hasta alcanzar una densidad equivalente al 95% de la máxima densidad seca del proctor modificado. El mezclado se realizará en áreas específicas o sobre la plataforma superior del actual depósito de relaves antes de su traslado a la zona de compactación.

Construcción del dique de Pie de Enrocado

El Enrocado está conformado con rocas obtenidas de canteras seleccionadas, la colocación del material ha sido de tal manera que garantiza tener menos del 25% de espacios vacíos del volumen colocado, para lo cual se conformaran en capas de 0.50 a 1.0 m, según el requerimiento y disponibilidad de equipos.

Construcción del Terraplén

La construcción del terraplén se realiza utilizando el desmonte de mina, este material se ha catalogado como grava limosa, el máximo contenido de finos del desmonte será de 10%, para lo cual se realizara una clasificación previa del material.

Manejo de relaves en el Vaso

El relave en pulpa será sometido a un proceso de filtrado en la Planta Concentradora, luego de lo cual será conducido mediante volquetes hacia el emplazamiento Ramahuayco, la colocación de los relaves en el vaso de almacenamiento se realizara previa mezcla con el material de cantera en la proporción de 3:1, con el material de préstamo.

Parámetros geotécnicos de los materiales utilizados en el diseño

Los geomateriales de construcción; materiales de canteras, material de mezcla 3(R):1(MP) y el relave fueron sometidos a ensayos geotécnicos para determinar sus parámetros geomecánicos y utilizarlo en el diseño de la presa.

Control de nivel freático

El nivel freático afecta la estabilidad del depósito de relaves, pues al presentarse nivel freático en el depósito las propiedades en condiciones drenadas serán menores a las consideradas en el diseño que son condiciones no drenadas; para controlar la influencia del nivel freático en el depósito se ha zonificado la zona de cimentación con filtros de subdrenaje, que se cubrirá con mantas de geomembranas, captando estos flujos internos se derivara a pozas de control para su posterior entrega a la quebrada, el dique de contención se separara del vaso mediante un sistema de impermeabilización en el talud aguas arriba lo que garantizara que cualquier aumento de presión de poros no se transmita hacia el dique. Los flujos superficiales serán captados con el sistema hidráulico que se construya sobre el depósito teniendo en cuenta el cierre progresivo que se realizara.

Manejo de agua superficial

El depósito cuenta, en su extremo superior, con un canal de captación de las aguas de escorrentía superficial con capacidad para conducir el caudal generado por la precipitación máxima en 24 horas correspondiente a un período de recurrencia de 10000 años

7. ESTRUCTURA DEL DEPÓSITO DE RELAVES FILTRADOS RAMAHUAYCO

7.1 Objetivo

El objetivo del estudio fue diseñar la sobre elevación del depósito de relaves filtrados Ramahuayco, para lo cual se evaluó las condiciones topográficas, geológicas, geotécnicas e hidrológicas del sitio donde se encuentra emplazado el depósito de relaves; actualización de la caracterización física y mecánica de los relaves, y obtener un diseño óptimo, tanto técnico como económico, adecuándolo a las características topográficas y geológicas de la zona y propiedades de los relaves.

7.2 Alcances

- Para efectuar la construcción del depósito, existe la necesidad de evaluar las condiciones topográficas y geotécnicas del sitio donde se encuentra emplazado el depósito de relaves; actualización de la caracterización física y mecánica de los relaves.

- La estabilidad a corto y largo plazo está relacionada con la estabilidad frente a eventos sísmicos y avenidas máximas probables que puedan ocurrir, durante la operación y post-cierre. El Ministerio de Energía y Minas (MEM) establece que en el diseño de un depósito de relaves, debe emplearse un evento sísmico con período de retorno de 475 años y avenida máxima probable con período de retorno de 500 años. Para condiciones de operación se solicita un periodo de retorno de 150 años.
- Factores de seguridad:
 - Factor de seguridad (FS) mínimo para condiciones estáticas será 1.5
 - FS mínimo para condiciones pseudo – estáticas será 1.0.
- Parámetro sísmico: El estudio de peligro sísmico ha determinado para la zona:
 - Aceleración sísmica de 0.16 g para un periodo de retorno de 475 años.
 - Aceleración sísmica de 0.13 g para 150 años de periodo de retorno.

7.3 Aplicaciones

Las condiciones señaladas están basadas en implementar:

- Construcción de depósitos de relaves con mayor capacidad de almacenamiento y taludes mayores, en zonas con pendientes altas.
- Construcción de depósito de relaves compactados en zonas con problemas topográficos.

7.4 Resultados

Los relaves mezclados con material de cantera en la proporción 3 (R):1 (MP). Con el control de humedad en la colocación y compactación, tendrán un comportamiento “drenado” **caracterizado por presentar un ángulo de fricción superior a 30° y adecuada cohesión.**

7.5 Componentes del Depósito de Relaves Filtrados

Habiéndose asegurado la estabilidad del depósito de relaves filtrados en una primera etapa, se desarrolló el “Estudio de Ingeniería de Detalle de la Sobre Elevación del Depósito de Relaves Filtrados Ramahuaycco” con el propósito de ampliar la capacidad del mismos previamente implementando las obras complementarias necesarias que protejan al depósito. Para lo cual ha sido necesario evaluar las condiciones topográficas, geológicas, geotécnicas e hidrológicas del sitio donde se encuentra emplazado el depósito de relaves; actualización de la caracterización física y mecánica de los relaves, y obtener un diseño óptimo.

El Estudio justifico el incremento de capacidad para almacenar los relaves filtrados provenientes de la planta de Beneficio San Jerónimo (Planta Concentradora de CHSM) de forma segura y continua, de allí que posee valor teórico, utilidad práctica y operativa, por su conveniencia y los beneficios que genera. El diseño incluyo proyectar el depósito de relaves filtrados Ramahuaycco en el fondo de la quebrada Sacclani, aproximadamente entre las cotas 3300 y 3620 msnm. que consta de cuatro elementos principales, un dique de pie

compuesto por rocas de cantera tipo enrocado, un terraplén conformado con desmonte de mina clasificado y material mezcla, un dique de contención compuesto por material de préstamo mezclado con relaves filtrados y un vaso o embalse para almacenar la mezcla de los relaves con el material de cantera.

Las características del material mezcla son:

- Material de 19 kn/m³ de peso.
- Con 32° de ángulo de fricción.
- Con 15 kpa de cohesión.
- El Enrocado presenta 40° de ángulo de fricción, sin cohesión y con un peso de 19 kn/m³.
- El Desmonte de mina tiene las siguientes propiedades, 39° de ángulo de fricción, sin cohesión para un peso de 21 kn/m³.

El Depósito de Relaves Filtrados está dividido en dos etapas:

- La primera etapa consiste en la construcción de las estructuras para tener el dique de contención a la cota 3529 msnm y la plataforma del vaso de almacenamiento a la cota 3584 msnm.
- La segunda etapa presenta la cresta del dique de contención en la cota 3554 msnm y la plataforma del vaso de almacenamiento en la cota 3604 msnm. Para la primera etapa se requiere 126,159 m³ de material de cantera de suelo y 378,476 m³ de relave filtrado.

En la etapa final se utilizara 655,026 m³ de material de cantera de suelo y 1'965,078 m³ de relave filtrado.

El análisis numérico de estabilidad se efectuó utilizando modelos bidimensionales de diferencias finitas usando el programa Flac 2D V6. Como resultado del análisis para la sección se obtuvo el campo de desplazamientos y deformaciones.

El área de depositación de relaves filtrados está conformada por las siguientes instalaciones:

- Terraplén 1 de desmonte de mina.
- Dique de Contención (3529 msnm) de material mezcla 3:1 (R:MP);
- Contrafuerte de Contención (3508 msnm) de material mezcla 3:1 (R:MP);
- Vaso de almacenamiento o Deposito 1 (3584 msnm).
- Dique de Pie o Enrocado.
- Terraplén 2 de desmonte de mina.
- Deposito Inferior o Terraplén de material mezcla 3:1 (R:MP);
- Dique de Contención (3526 msnm) de material mezcla 3:1 (R:MP);
- Dique de Contención (3554 msnm) de material mezcla 3:1 (R:MP);
- Vaso de almacenamiento o Deposito 2 (3604 msnm).
- Sistema de sub drenaje basal del depósito de relaves;
- Área de depositación de relaves.
- Sistema Hidráulico Superficial.
- Sistema de drenaje interno.
- Instrumentación geotécnica; y
- Caminos de operación para la depositación de relaves.
- Poza de Contingencias.

Sistemas de Drenaje Basal del Depósito de Relaves

En el área del depósito de relaves y en el fondo de la quebrada se ha implementado drenes basales, los cuales son de forma trapezoidal de 1.5 m de ancho en la base y 0.9 m de altura. Los drenes basales están conformados por un material de dren de tamaño medio, D50 = $\frac{3}{4}$ " y 0.70 m de espesor, sobre el que habrá un material de filtro para evitar la migración de finos del terreno natural hacia el material de dren. Sobre el material de dren se ha considerado colocar un geotextil para proteger el material de filtro de contaminación de los finos arrastrados por el viento o agua de escorrentía. Este geotextil de protección deberá retirarse a medida que la mezcla cubra los drenes.

Sistema Hidráulico Superficial

El sistema hidráulico superficial es el que controla el flujo superficial que se tiene quebrada Sacclani, la operación de la relavera. El sistema hidráulico cuenta con canales, rápidas y estructuras de disipación y entrega. (Ver plano de canales en el anexo 5.1).

Sistema de sub drenaje interno

Como una medida de controlar algún posible flujo proveniente de aguas de infiltración se ha previsto instalar sistema de subdrenaje tipo espina de pescado compuesto de tuberías de HDPE Corrugada y perforada. (Ver plano de sub drenajes en el anexo 5.2, 5.3 y 5.4).

Instrumentación Geotécnica

El depósito de relaves requiere una instrumentación geotécnica tendiente a evaluar la presencia de nivel freático al interior del depósito de relaves y

mediciones de movimiento de los taludes finales del depósito de relaves.

Caminos de operación para la depositación de relaves

Los caminos de operación para la depositación de relaves son de 6.0 m de ancho, los cuales incluyen bermas para el manejo de lluvias. Estos caminos están diseñados para la circulación de vehículos ligeros y para camiones de transporte de 15 m³ de capacidad, por lo que las pendientes máximas serán de 12.5%. Los caminos de operación cuentan en lugares específicos con un área de sobre ancho de 5 m para permitir el cruce de camiones y también cuenta con un sobre ancho en el área del dique de arranque para permitir el retorno de los camiones y eventualmente para la descarga de relaves desde el camino de acceso cuando los relaves estén próximos a alcanzar en cota el camino de operación.

Poza de Contingencias

La poza de contingencias ha sido diseñada para almacenar un volumen máximo de 5160 m³. Su ubicación es entre el dique de contención y la pila de relaves filtrados.

8. EXPERIENCIA OPERACIONAL DE DEPÓSITOS DE RELAVES FILTRADOS RAMAHUAYCCO

8.1 Compactación de los Relaves

En aquellos lugares en que existen problemas topográficos, como escape de agua o problemas

geofísicos, tales como fallas en la base del nivel freático, la construcción de embalses húmedos puede ser problemáticas. Productos filtrados pueden ser compactados a un punto tal que sean impermeables. Esto reduce las posibilidades de percolación, erosión por agua o licuefacción como resultado de actividad sísmica.

Los relaves filtrados generalmente mantienen una humedad entre un 10 a un 15%. Aunque los equipos de filtración para relaves rara vez llegan a este nivel de humedad, si produce un material que se puede compactar a un nivel de humedad adecuado de 2 a 10 días. Esto ocurre como resultado de depositación subterránea, la que ocurre cuando la superficie del depósito está en contacto con la atmosfera. El efecto del sol y del viento, además de la ayuda de maquinarias de movimiento de tierras, permite que el producto se seque y alcance densidades de compactación.

El material compactado tiene la ventaja adicional que puede ser apilado a alturas significativas, permitiendo una utilización más eficiente del área del embalse.

8.2 Transporte de Relaves Filtrados

Los relaves producidos por la Planta de Espesados serán filtrados y luego cargados en camiones tipo tolva de 15 m³ de capacidad. Los camiones cargados tendrán que recorrer una distancia de 14 Km como promedio, entre la Planta de Espesado y el depósito de relaves filtrados.

Estos camiones deberán ser cargados en la zona de la Planta de Espesado mediante Tolva de descarga

vertical o alternativamente mediante cargador frontal o Excavadora.

8.3 Depositación y Compactación de los Relaves Filtrados

Una vez en la zona de depositación los camiones descargarán los relaves filtrados para ser esparcidos y compactados mediante un buldócer o Tractor de Orugas y rodillo vibratorio liso de peso estático no inferior a 12tn.

Se deberá tener los siguientes parámetros, en el proceso de compactado:

- Contenido de agua a la salida de la planta de filtrado de relaves está en el rango u orden del: 14- 18%.

- Los relaves producidos por en la UM CHSM poseen un contenido máximo de finos que llegan al 60% y que pasan la malla # 200 (0.074mm), así mismo los relaves filtrados son suelos de naturaleza limo arenoso no plástico con un contenido de finos del orden de 50 a 60%, con un valor medio de 57% de finos, de este porcentaje de finos del orden de 10 a 15% son suelos del tamaño de las arcillas. La arena que forma parte del relave es arena fina con tamaño máximo de partícula de 0.5 mm. El límite líquido del relave es de 18% en promedio y el límite de contracción es de 7%.
- Ciclo de depositación: Carga, transporte, descarga, esparcido, desecación y compactación.
- Tiempo de desecación: 3 - 5 días en condiciones climáticas favorables.

FOTO Nº 1 Y 2

Secado de relaves, mediante el surcado en plataformas.



- Mezclado mecánico de los relaves con el material de préstamo.

**FOTO
Nº 3 Y 4**

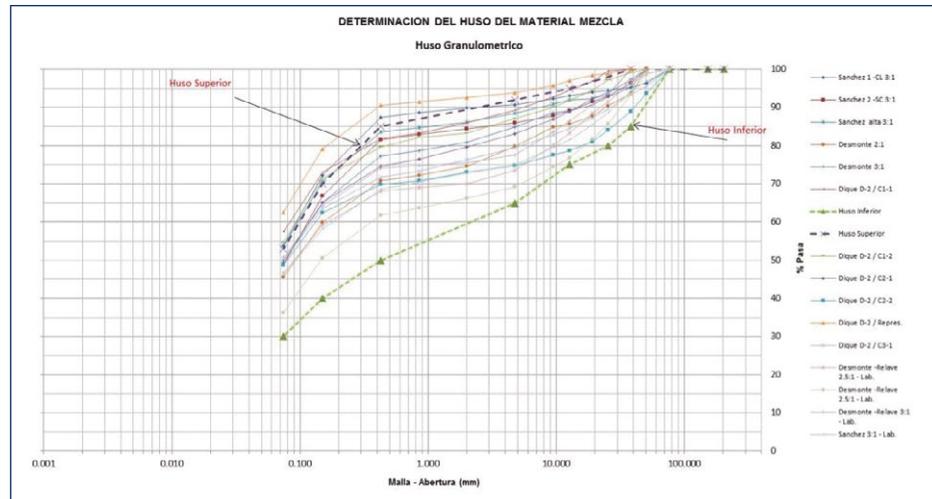
Mezclado de
relaves



- Control permanente de la granulometría de la mezcla.

**GRÁFICO
Nº 2**

Laboratorio de
Suelos- registra
la mezcla dentro
de las bandas del
Huso



- Tendido de capas con un espesor de capas: 30- 35 cm.

**FOTO
Nº 5 Y 6**

Tendido de
mezcla y
conformación
de plataformas
de
compactado



- Óptimo contenido de humedad (OCH) de la Mezcla de 3 (R): 1 (MP) debe estar en 10.5%.

**GRÁFICO
Nº 3**

Estadística de
los Ensayos
de Humedad
a la Mezcla
compactada



- Compactación: 95% Proctor Modificado, alcanzando una densidad seca compactada mínima del 2.26 t/m3.

**FOTO
Nº 7 Y 8**

Compactado
de relaves



**FOTO
Nº 9 Y 10**

Ensayos de
suelos (Proctor
Modificado) de
comprobaciones



**GRÁFICO
Nº 4**

Control
Estadístico de
los ensayos de
compactación por
capa.

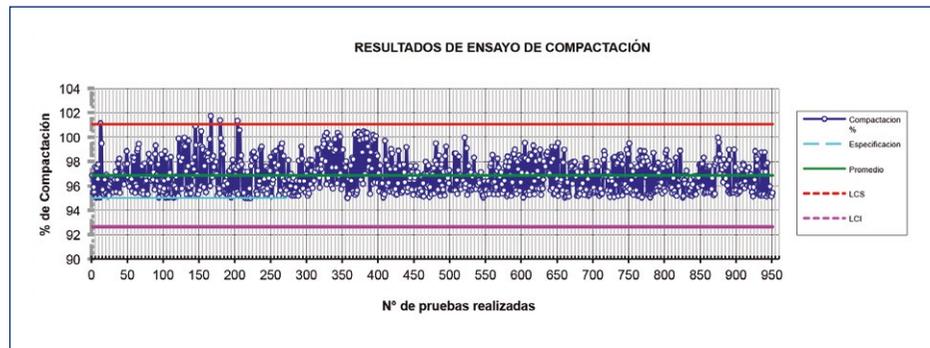


GRÁFICO Nº 5/

Estadística de resultados 2013

Evaluación estadística de los resultados de contenido de compactación en el material de relleno	
Pruebas realizadas	958.00
Promedio general	96.85
Mínimo resultado obtenido	95.00
Máximo resultado obtenido	101.73
Desviación estándar (S)	1.39
Coefficiente de Variabilidad	1.44
Tolerancia	-
Límite de control superior (LCS)	101.02
Límite de control inferior (LCI)	92.68
Índice de capacidad de proceso (CP) para un nivel de confianza de 95%	1.53

- La secuencia para conformar la capa siguiente, previamente se escarifica la plataforma, a fin de generar adherencia con la anterior.

FOTO Nº 11 Y 12

Escarificado
con Tractores
de Orugas, las
plataformas de
compactado



De acuerdo con esto se propone cargar el depósito en capas de 0.30 y 0.35 m de altura en forma secuencial hasta cubrir todo el depósito, siendo el control realizado en cada capa, empleando el método de densidad de campo con el cono y la arena; cada metro se procederá a verificar las propiedades de la mezcla mediante el ensayo de Proctor Modificado y clasificación.

Paralelo a la colocación de material de relaves se deberá colocar un sistema de monitoreo de nivel freático mediante la instalación de piezómetros, de manera de verificar eventuales aumentos de presión de poros por la carga de relaves depositados.

8.4 Manejo de Aguas

El depósito de relaves Ramahuaycco considera la segregación de las aguas con el fin de evitar impactos sobre los recursos hídricos de la zona.

Se distinguen tres formas de manejo de las aguas, de acuerdo a sus características.

- **Manejo de Aguas Naturales Superficiales:** Esta agua corresponden a las aguas de escorrentía superficial provenientes de la cuenca aportante a la zona del depósito de relaves filtrados. Estas aguas serán interceptadas por el Sistema Interceptor de Escorrentías Superficiales para evitar que entren en contacto con los relaves, estas aguas serán descargadas a un curso superficial aguas abajo del depósito de relaves. Cabe hacer presente que el curso que recibirá

esta descarga es el que drena naturalmente el área de emplazamiento del proyecto.

- **Manejo de Aguas de Precipitación Directa sobre el Depósito de Relaves:** Estas aguas serán captadas por la Canaleta de Conducción para ser transportadas hacia la Piscina de Sedimentación, una vez que hayan sedimentado serán enviadas a la Planta Concentradora para ser utilizadas como agua industrial, alternativamente esta agua serán enviadas al sistema de tratamiento de Riles que posee SCMET.
- **Manejo de Aguas que se Infiltran a través del Depósito de Relaves:** Las estimaciones realizadas indican que la cantidad de agua que infiltre a través del depósito será del orden de 1 l/s. Esta agua serán colectadas por el Sistema de Drenaje Basal en donde se mezclará con las aguas que surgen del acuífero semiconfinado que subyace en la zona del depósito de relaves, las estimaciones indican que el flujo desde el acuífero varía entre 1 y 40 l/s. Esta mezcla de agua será conducida por el Sistema de Drenaje Basal para ser descargado al curso de agua que drena el área del depósito.

8.5 Etapa de Cierre

Al cumplirse la vida útil proyectada, y una vez que cesen las operaciones del depósito de relaves, se desarrollará un conjunto de actividades orientadas a controlar cualquier riesgo para la seguridad de las personas y el medio ambiente.

9. CONCLUSIONES

- Perú es un país altamente sísmico con una topografía accidentada, de manera que si se requiere zonas del depósito de relaves con comportamiento estructural, para minimizar las dimensiones de una presa de relaves, entonces, se requiere relaves filtrados compactados.
- Los relaves filtrados compactados tienen limitaciones operativas de aplicación durante los periodos de moderada a alta precipitación (>50 mm de la precipitación total mensual).
- Los depósitos de relaves son obras destinadas a confinar grandes volúmenes de finos sedimentos y agua provenientes de las operaciones de extracción de minerales.
- En el pasado el objetivo era diseñar y construir obras para un almacenamiento seguro de los relaves.
- En la actualidad las compañías mineras buscan diferentes tecnologías de disposición que les permitan un cierre de las instalaciones en condiciones ambientalmente aceptables y evitar costos innecesarios, para evitar impactos ambientales negativos u otro tipo de problemas con posterioridad al cese de las operaciones.
- El estado del arte de la ingeniería cuenta con avanzados conocimientos respecto del diseño y construcción de depósitos de relaves.
- La disposición de relaves debe practicarse en forma segura y responsable en relación al medio ambiente mediante un diseño apropiado y buen manejo durante la etapa de operación.
- El cierre de un depósito puede ser dificultoso, si durante la etapa de operación no se ha efectuado un buen manejo.
- Una mala operación puede ocasionar grandes pérdidas humanas, económicas y ambientales en el corto, mediano o largo plazo.
- Las propiedades geo-mecánicas de los materiales colocados son en algunos casos levemente mayor a las que se proyecta en el diseño, pero si le afectamos por los coeficientes de reducción del lado de seguridad del proyectista finalmente son menores.
- Si los relaves provenientes de planta presenta el contenido de finos mayor a lo previsto en el diseño, se deberá estudiar una nueva proporción de la mezcla antes de utilizarla como préstamo.
- En aquellos lugares en que existen problemas topográficos, como escape de agua, o problemas geofísicos, tales como fallas en la base del nivel freático, la construcción de embalses húmedos puede ser problemática. Productos filtrados pueden ser compactados a un punto tal que sean impermeables. Esto reduce las posibilidades de percolación, erosión por agua o licuefacción como resultado de actividad sísmica.
- La ventaja del material compactado tiene la ventaja adicional que puede ser apilado a alturas significativas, permitiendo una utilización más eficiente del área de embalse.

- La humedad de compactación de los relaves filtrados es determinada por sus características geotécnicas y mineralógicas.
- La compactación de relaves filtrados a la humedad del área seca de la curva de compactación, permite la traficabilidad sobre los relaves depositados. Esto es crítico en los meses lluviosos.
- A mayor diferencia del contenido de humedad entre lo que sale de la planta de filtrado y la humedad para compactación, mayor será el tiempo requerido para desecación. A mayor producción de relaves, mayor será el área requerida para su compactación (ejemplo: 10,000 tpd, $\rho_d=1.6 \text{ t/m}^3$, 0.3 m espesor de capa, 5 días de desecación, requiere 10 Ha).
- El transporte de relaves filtrados mediante camiones desde la planta de filtrado hasta el depósito de relaves no debe experimentar licuación inducida por el movimiento del camión y causar derrame de relaves durante su transporte por razones de seguridad y medioambientales.
- El depósito de relaves Ramahuayco es estable para las dos etapas de análisis, si se considera un criterio de aceptabilidad de $F_s > 1.5$, el análisis pseudoestático indica que el depósito es estable si se considera un coeficiente horizontal máximo de 0.16g y un criterio de aceptabilidad $F_s > 1.0$. El diseño de filtros se realizó para el dique de contención y la zona de contacto del depósito con la zona de fundación para evitar la segregación de los materiales. Durante el diseño del plan de cierre de los depósitos se tendrá en consideración la construcción de obras de protección de los depósitos contra eventuales procesos geodinámicos. La cantera de roca I y II cubren por sí solas el requerimiento de volumen solicitado.
- Se han cumplido con el estricto control, clasificación (SUCS) y por volúmenes mayores a 1,000m³ (cada capa) se sometió a:
 - o Análisis Granulométrico (ASTM D-422)
 - o Límite Líquido (ASTM D-4318)
 - o Límite Plástico (ASTM D-4318)
 - o Densidad de Campo (ASTM D-1556)
 - o Contenido de Humedad (ASTM D-2116)
 - o Gravedad Específica (ASTM C-127)
 - o Próctor Modificado (ASTM D-1557)

10. REFERENCIAS

SVS Ingenieros SAC (2011) Expediente Técnico de: Ingeniería de Detalle del Depósito de Relaves Filtrados de Ramahuaycco.

SVS Ingenieros SAC (2012) Expediente Técnico de Ingeniería de Detalle de la Sobre Elevación del Depósito de Relaves Filtrados Ramahuaycco.

Garga, Vinod (2012 y 2013) Recomendaciones del Asesor Geotécnico del grupo Trafigura.

SVS Ingenieros SAC (2013) Manual de Operaciones y Contingencias del Depósito de Relaves Filtrados y Compactados de Ramahuaycco – CHSM.SAC – proyecto N° 1-M-301-040

BISA (2013) Informe de Ensayo “Análisis mineralógico por difracción de rayos X con énfasis en arcillas (ADRX), análisis químico por fluorescencia de rayos X (FRX) y análisis mineralógico por microscopía óptica y estudios por microscopía electrónica de cuatro muestras”, de

relaves de la unidad Minera Catalina Huanca Sociedad Minera SAC.

SVS Ingenieros SAC (2013) Control y Aseguramiento de la Calidad (COA) en la Construcción del Depósito de Relaves Filtrados Ramahuaycco – Informe anual 2013 / 1-C-301-044.

Normas ASTM:

- Análisis Granulométrico (ASTM D-422)
- Límite Líquido (ASTM D-4318)
- Límite Plástico (ASTM D-4318)
- Densidad de Campo (ASTM D-1556)
- Contenido de Humedad (ASTM D-2116)
- Gravedad Específica (ASTM C-127)
- Próctor Modificado (ASTM D-1557)

DEL DIÁLOGO A LA ACCIÓN: CUMPLIENDO COMPROMISOS CON MOQUEGUA

Francisco Raunelli Sander

Sergio González Núñez

Mónica LLaque Ramos

Eva Izquierdo Tinoco

Anglo American Quellaveco S.A.





DEL DIÁLOGO A LA ACCIÓN: CUMPLIENDO COMPROMISOS CON MOQUEGUA

Francisco Raunelli Sander
Sergio González Núñez
Mónica LLaque Ramos
Eva Izquierdo Tinoco

Anglo American Quellaveco S.A.

1. RESUMEN

El desafío de la minería en el Perú ha sido, durante mucho tiempo, acreditar que la puesta en marcha de los proyectos mineros se basa en el riguroso cumplimiento de las normas nacionales y estándares internacionales, además de contar con la aceptación y licencia social de la población. Ese fue el encargo que tomó Anglo American Quellaveco S.A de parte de la corporación –Anglo American plc- y sobre ello fue construyendo, después de un largo proceso de relacionamiento social (comunitario, institucional), las bases de la aceptación social del Proyecto Quellaveco.

Bajo el liderazgo del gobierno Regional, se instaló en marzo de 2011 una Mesa de Diálogo con participación del sector civil, autoridades y Anglo American, que buscó

consensos para el desarrollo de Moquegua, sin que hubiese un contexto de reclamo social y orientado a un relacionamiento proactivo con la Región.

Tras concluir el trabajo de la MD, Anglo American ha continuado su política del diálogo y de construir consensos, participando activamente en la Comisión de Monitoreo y Verificación de Cumplimiento de Compromisos de la Mesa de Diálogo (CMVMD), órgano colegiado donde están representadas las autoridades, sociedad civil y empresa para velar por el cumplimiento de los 26 compromisos asumidos, que en los aspectos sociales ascienden aproximadamente a 1,000 Millones de Nuevos soles.

El diálogo, la transparencia y la generación de confianza se ven fortalecidos mensualmente, con la participación de Anglo American en las reuniones de la Comisión, donde se decide y se informa del trabajo y avances desarrollados para el cumplimiento de cada uno de los compromisos asumidos, los que se están ejecutando desde que la Mesa concluyó en julio del 2012. No hay atrasos. Más bien, se está adelantando el cumplimiento de algunos de ellos considerados como prioritarios para la población, ya que los compromisos están asignados para diferentes etapas de la mina (construcción, operación y cierre).

De los 26 compromisos asumidos, 1 compromiso está cerrado y obedece al cierre de pozos de Chilota en atención al pedido de la población de no usar agua subterránea en el esquema de agua del proyecto, 7 están en ejecución y 4 compromisos a ser cumplidos a junio 2015.

Entre los Compromisos que se están cumpliendo destacan: el Monitoreo Ambiental Participativo, uso de agua excedente del río Asana y captación del recurso sólo en época húmeda, actualización de la línea de base socio-ambiental del Proyecto Quellaveco, contratación de mano de obra local, constitución del Fondo de Desarrollo Moquegua y el expediente técnico del sistema de almacenamiento de agua Chilota-Chincune y puesta en marcha de un programa de Compras Locales.

En la Comisión de Monitoreo se manifiestan varios procesos de maduración de la confianza a través de la vigencia de un diálogo abierto y acciones claras para implementar los acuerdos tomados. Sobre esa base, con transparencia en los actos y la información compartida tanto dentro del comité así como con la población, construimos con Moquegua una relación de confianza para trabajar juntos a lo largo de toda la vida de la mina.

2. INTRODUCCIÓN

Quellaveco es un proyecto minero de cobre y molibdeno, ubicado entre los 3,100 y 4,300 metros de altitud, a 34 km de la ciudad de Moquegua. Es una mina de tajo abierto y su construcción demandará cuatro años. La vida útil de la mina será de 32 años y su producción será de 85 ktpd.

Anglo American adquirió este yacimiento en un proceso de licitación pública en 1992 y desde entonces, ha realizado y realiza diversos programas y proyectos de desarrollo en las comunidades ubicadas en las zonas aledañas a su proyecto minero para contribuir con el desarrollo local.

Esos proyectos se enmarcan en cuatro líneas de acción: Salud y nutrición, Educación, proyectos productivos y fortalecimiento institucional y tienen el enfoque de medios de vida sostenibles. Además de los proyectos que AA financia directamente, también existe el Fondo Quellaveco que cada año pone en concurso el financiamiento de proyectos de desarrollo sostenible hasta por un millón de dólares. Esos fondos son no retornables y este año, ya se ha lanzado el IV concurso de proyectos que en noviembre designará a los ganadores.

Aun cuando la empresa está a la espera de iniciar la construcción de la mina, el proyecto Quellaveco desarrolla su inversión social, en cumplimiento de las políticas y valores corporativos, en donde se busca convertirnos en socios y empleadores de elección y hacer una contribución perdurable y positiva en las comunidades de nuestro entorno.

El proyecto Quellaveco tiene aprobado, desde el año 2000, su Estudio de Impacto Ambiental (EIA) el cual ha tenido

tres modificatorias y actualmente se tiene en proceso de aprobación una cuarta modificatoria.

La primera modificatoria del EIA fue aprobada en abril de 2010 y dio respuesta a un cuestionamiento al esquema hídrico del proyecto Quellaveco sobre el uso de las aguas subterráneas en la zona de Chilota. Luego de nuevos estudios, se dispuso principalmente usar agua superficial de excesos de los ríos Titire, cuyas aguas tienen una contaminación natural con boro y arsénico, y de la presa Vizcachas.

La segunda y tercera modificación del EIA, realizadas en octubre de 2010 y noviembre 2012, respectivamente, se refirieron a otras mejoras del Proyecto Quellaveco entre ellas el incremento de volumen de la Presa de Vizcachas de 28.5 a 60 MMC para entregar agua fresca para uso de la población y la agricultura.

Desde la presentación del EIA y sus modificatorias, la población ha estado atenta a las actividades de la empresa. Sin embargo, también se registraron voces de protesta y cuestionamientos a los procesos de aprobación de las modificatorias, por parte de algunos dirigentes agrarios y líderes antimineros que los calificaron de “poco transparentes” y que, a decir del propio Defensor del Pueblo de Moquegua, no se efectuaron en base a un diálogo estructurado y el debate de posiciones y pareceres sólo se produjo en los medios de comunicación.

Ante los cuestionamientos que se planteaban en la prensa, el presidente del gobierno regional de Moquegua propuso instalar esta Mesa de Diálogo para trabajar entre el gobierno regional, la sociedad civil y Anglo American Quellaveco mecanismos de apoyo para impulsar el desarrollo de la región.

Era la primera vez que, sin mediar un conflicto social, se establecía un mecanismo para canalizar las inquietudes de la población con miras a lograr el desarrollo de la Región. Esa Mesa de Diálogo congregó a representantes de 37 de organizaciones de la sociedad civil, del Estado (nivel local, regional y nacional), colegios profesionales, universidad, y representantes de comunidades aledañas al proyecto minero.

Ese grupo de trabajo tuvo 18 meses de gestión y lograron la suscripción de 26 acuerdos, asociados a temas relevantes como el Recurso Hídrico, aspectos ambientales y gestión social referidas a propuestas de desarrollo para la Región.

La Mesa tuvo un reconocimiento oficial por Resolución Ministerial N° 245-2012-PCM, bajo la denominación Grupo de Trabajo Multisectorial “Mesa de Diálogo para analizar la problemática hídrica, ambiental, minera y las propuestas de desarrollo del departamento de Moquegua”.

Con la Mesa de Diálogo se inició una nueva etapa en las relaciones entre la empresa Anglo American y la población de Moquegua, cuyo denominador común ha sido –y es– la transparencia en la gestión y el nivel participativo de sus representantes.

3. CONSTRUYENDO CONFIANZA

En los 18 meses de trabajo, los miembros de la Mesa tuvieron que deponer su desconfianza inicial para abrirse a un proceso de entendimiento entre las partes en aras de forjar un diálogo productivo. Las poblaciones que viven en zonas cercanas a empresas extractivas sufren un desgaste de confianza generado por cómo se resuelven

los conflictos socioambientales¹ en sus localidades. Esos casos se observan en Perú pero también en toda América Latina.

La Mesa de Diálogo trabajó una agenda común, definida por los propios representantes y en base a las posiciones e intereses de los grupos. La participación abierta, concertada y sin parámetros para el debate contribuyó a una fluidez en la negociación, que tuvo también sus altas y bajas, como en todo proceso.

Al compartir una visión clara de los objetivos, mantener la permeabilidad en la negociación, la transparencia en la gestión y la toma de decisiones, se logró alcanzar los resultados en un ambiente de participación y responsabilidad, pero sobre todo se dejó establecido la necesidad de realizar un “Accountability” social o una rendición de cuentas sobre cómo Anglo American asume y cumple sus compromisos.

El concepto de “Rendición de cuentas” es sinónimo de responsabilidad, de dar cuenta, responder por o dar cumplimiento. Su aplicación surge de la necesidad de hacer transparentes las acciones y decisiones, de dar cuenta a la sociedad de acciones que se ejecutan a nivel de gobierno, organizaciones o sociedad civil. En suma, es una manera de informar y ser transparentes en la gestión.

Este concepto se empezó a usar en la década del 60 como una herramienta eficaz en el sector público para definir los alcances y logros de las políticas y gestión públicas. Desde el 2005, se ha estado aplicando en organizaciones no

gubernamentales e instituciones sin fines de lucro para dar cuenta del uso de los recursos y los resultados de la gestión.

Cuando se aplica ese concepto en los trabajos sociales que desarrolla una empresa, tiende a ser implícito que se está informando sobre una gestión con sentido de legitimidad, credibilidad, transparencia, buenas prácticas y responsabilidad social. Demás está en señalar que el resultado de practicar esa rendición de cuentas es en el incremento de la legitimidad, credibilidad y confianza.

La rendición de cuentas tiende a darse en tres niveles²: la rendición de cuentas hacia arriba, que está en relación a los donantes y en relación a los requerimientos del sistema legal y regulatorio del país donde actúa; la rendición de cuentas hacia abajo, es decir hacia las personas y población a las que la organización brinda servicios o a las comunidades en cuyo nombre se actúa, y la rendición de cuentas horizontal, que es la rendición hacia los propios pares.

Hoy en día, Anglo American rinde cuentas sobre los avances y cumplimiento de los compromisos asumidos en dos niveles: a los representantes de las instituciones y sociedad civil, así como a las comunidades de nuestro entorno. Este proceso es importante porque refuerza nuestra gestión para ejecutar con éxito los compromisos acordados.

La rendición de cuentas que asume Anglo American recoge las lecciones aprendidas en la Mesa como mantener una participación de los diversos grupos de interés en igualdad de condiciones, mantener el diálogo como mecanismo

1 “La relación entre la Corporación, el cliente y el compromiso público comunitario. Lecciones Aprendidas de las Américas”. HOBEN Merrick & Consensus Building Institute (2007). Punto Medio. Revista Peruana de Análisis, Prevención y Gestión de Conflictos, Lima. Año 1, número 1, pp11-18.

2 Ver a través. Transparencia y Rendición de cuentas de la sociedad civil. Anabel Cruz e Inés Pousaledas (2007) última consulta 12 de junio. www.observatoritercersector.org/pdf/publicacions/ver_a_traves.pdf

viable de solución de controversias y enfocar los proyectos de desarrollo a los retos planteados en el Plan Bicentenario de corte nacional y enlazados a la propuesta del plan de Competitividad Regional.

3.1 Cumplimiento de Compromisos

Para nuestra empresa, los compromisos son vistos como una oportunidad de mejorar y fortalecer las relaciones con nuestros grupos de interés, sin perder de vista que todas las relaciones se basan en la confianza y que para generarla y retenerla es necesario, en primer lugar, cumplir con lo que uno dijo que iba a hacer y no solamente de manera efectiva. También es importante, la forma de cómo cumplir lo prometido.

La Mesa instaló una Comisión ad-hoc para realizar el monitoreo, verificación y cumplimiento de los Acuerdos de la Mesa de Diálogo. Ese grupo de trabajo está integrado por representantes del gobierno regional, de las Municipalidades provinciales, de la sociedad civil de Ilo y Mariscal Nieto y la empresa y su trabajo está oficializado a través de una resolución regional.

Anglo American ha asumido el concepto de rendición de cuentas y en consecuencia no sólo cumple

los compromisos asumidos, si no que presenta a la Comisión de Monitoreo un informe mensual, pormenorizado, sobre el cumplimiento de los compromisos asumidos para esta etapa de pre construcción. Comunicamos qué hemos hecho y cómo lo hemos hecho en un proceso participativo con la población y sus representantes, a fin de hacer transparente nuestra gestión.

A la fecha, hemos presentado 19 informes mensuales a esa Comisión y también hemos propiciado un nivel participativo de los representantes a través de visitas guiadas, charlas informativas, reuniones especializadas con técnicos, capacitaciones, entre otros.

Los 26 compromisos acordados en la Mesa de Diálogo responden a aquellas preocupaciones de la población sobre el impacto que pueda generar el proyecto minero Quellaveco y que están asociadas a la generación de empleo, dinamismo de la economía local, uso del recurso hídrico y financiamiento para afianzar el desarrollo de la región. No todos los compromisos están en ejecución, pues están ligados a las diversas etapas de la vida de la mina. Hay algunos cuya ejecución es en etapa de pre construcción, otros en etapa de construcción y algunos serán realizados durante la operación y cierre de la mina.

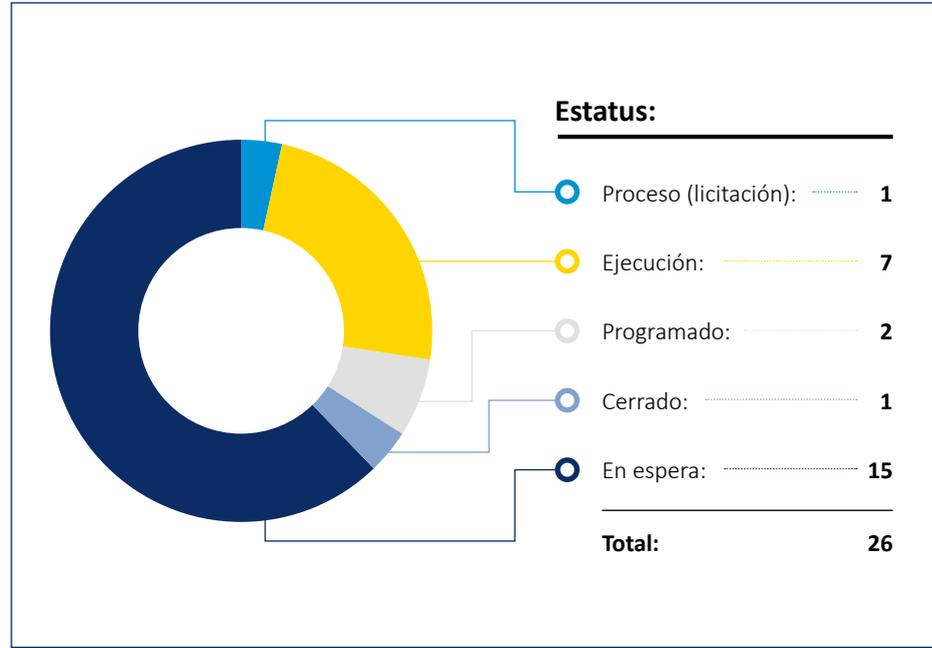
TABLA N° 1/

COMPROMISOS ASUMIDOS		ETAPAS PROYECTO QUELLAVECO			
		Pre Construcción	Construcción	Operación	Cierre
		Total	Total	Total	Total
Compromisos Mesa de Diálogo	26	5	12	8	1

Fuente: Matriz de Compromisos Sociales y Mesa de Diálogo-GRRCC.

**FIGURA
Nº 1**

Compromisos
Mesa de diálogo:
Mayo



De los 26 compromisos asumidos en la MDM, uno está cumplido y cerrado, 7 están en ejecución y 01 en proceso de convocatoria o licitación para su ejecución. De los compromisos programados y en espera se prevé su cumplimiento una vez que inicie la construcción y operación de la mina.

La Comisión de Monitoreo y Seguimiento ha conformado también dos sub comités para el cumplimiento de otros dos importantes compromisos, los cuales se desarrollan de una manera estructurada y respondiendo a un criterio fundamental de la gobernanza como es la participación ciudadana.

En ese sentido los reglamentos de las subcomisiones, una referida al Monitoreo Ambiental participativo y la otra a la creación del Fondo de Desarrollo de Moquegua establecen mecanismos de participación, rendición de cuentas, nivel de representatividad, de intervenciones, así como presentan mecanismos efectivos para sugerir, plantear, debatir y recomendar acciones a la empresa, como producto del consenso del pleno.

Ambas subcomisiones se manejan de manera independiente y tienen un rol de actividades que son aprobadas por cada grupo de trabajo en función de sus objetivos. En cada uno de ellos existe una representación equitativa de los miembros de la sociedad civil en donde también participa la empresa.

4. AVANCES DEL CUMPLIMIENTO

4.1 Cierre de pozos

El primer compromiso cumplido por Anglo American fue el cierre de los 23 pozos abiertos en la localidad de Chilota para realizar estudios de prospección y sondeo cuando el esquema hídrico del proyecto Quellaveco era usar agua subterránea.

La presencia de esos pozos generaba preocupación y temor en la población, sobre todo en la zona denominada 28 comunidades, porque se pensó que afectarían los bofedales y la cuenca de agua de la zona.

La permanencia de los pozos fue un asunto que se convirtió en tema crucial para lograr un primer entendimiento con la población y autoridades de Moquegua.

Por iniciativa de Anglo American se acordó en la Mesa de Diálogo realizar el sellamiento definitivo de los pozos, acción en la que participaron la Autoridad del agua, representantes de la Comisión de Monitoreo, miembros de la sociedad civil.

Esta gestión fue considerada por la opinión pública como una muestra de buena voluntad y un paso en la construcción de la confianza.

4.2 Compras Locales

De igual manera, a partir de octubre de 2012, la empresa presenta informes mensuales, los que refieren al cumplimiento de Compras Locales y la Contratación de mano de obra local, vinculados a los Compromisos 24 y 25 de la Mesa de Diálogo, respectivamente.

Al desarrollar un programa de Compras locales, Anglo American ha tenido el objetivo de generar dinamismo en la economía local e impulsar la capacitación a empresarios y emprendedores de la Región, a través de las Cámaras de Comercio de Moquegua e Ilo, para que puedan ser sostenibles en sus actividades y se desarrollen de forma independiente a tener una relación o no con el proyecto.

En ese aspecto, la empresa acaba de lanzar el programa Emerge-Perú, que comprende el fortalecimiento de pequeñas y medianas empresas locales y ahora está en una fase de selección de las empresas que serán favorecidas por asesoría especializada en temas empresariales.

El programa Emerge Perú seleccionará empresas que muestren una visión estratégica, compromiso de trabajo y ambición de crecimiento, potencial que es necesario desarrollar para que puedan tener un mayor impacto en el desarrollo local y la generación de empleo. El desarrollo de empresas locales es una propuesta impulsada por Anglo American en países como Sudáfrica, Botswana, Chile y Brasil, cuyos resultados positivos se espera replicar en nuestro país.

4.3 Promoviendo empleo

En lo que respecta a la contratación de mano de obra local, a la fecha son 19 informes presentados a la Comisión de Monitoreo, en donde se detalla de manera mensual el comportamiento del proceso de contratación de mano de obra local en las diversas obras de pre construcción que realizan las empresas contratistas del Proyecto Quellaveco.

De acuerdo al Compromiso 25 de la Mesa de Diálogo, se determinó que el 80% de la mano de obra local no calificada-MONC fuera de Moquegua. El proceso se ha cumplido rigurosamente y no sólo se ha alcanzado esa meta, si no que se ha superado el porcentaje. En el mes de mayo 2014, por ejemplo, el 93% de los trabajadores contratados corresponden a la Región.

En el caso de los trabajadores de mano de obra calificada-MOC no existe un acuerdo específico como resultado de la Mesa de diálogo. Sin embargo, se ha instado a las contratistas a colocar personal de la zona de manera preferente, de acuerdo a las habilidades y capacidad demostrada en las especialidades requeridas.

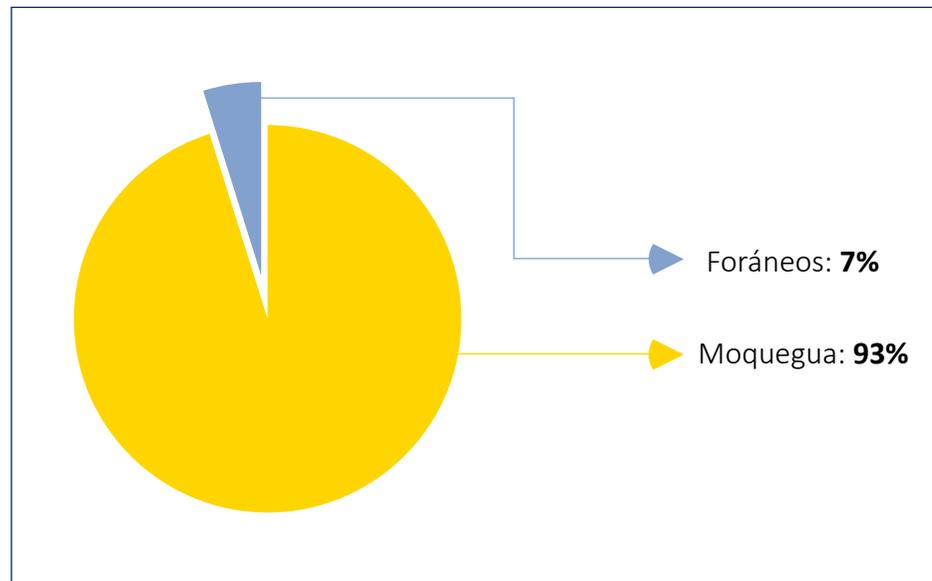
4.4 Monitoreo Participativo

De igual manera, en junio del año pasado se conformó un sub comité en la Comisión de Monitoreo y Seguimiento para elaborar y presentar el Programa de Monitoreo Participativo y la validación de la Línea de Base Ambiental del Proyecto Quellaveco.

Esa acción se adoptó en cumplimiento del Compromiso 10, porque era necesario transparentar

**FIGURA
Nº 2**

Total Monc
Proyecto
Quellaveco, Mayo



que el proyecto minero no iba a afectar la calidad ni cantidad de agua del río Asana, que riega el valle de Moquegua y que, de acuerdo al esquema de agua, será desviado de su cauce natural para evitar su contaminación ya que cruza el yacimiento.

A la fecha, el sub comité ha realizado dos Campañas de monitoreo de la calidad de aguas superficiales y aguas subterráneas y la semana pasada inició la difusión de los resultados del segundo Monitoreo participativo.

La particularidad de este proceso es que las muestras de agua son remitidas a un laboratorio elegido por la sociedad civil y en el proceso de recojo de las muestras participan los miembros del sub comité, además de representantes de instituciones invitadas de Ilo y Moquegua para hacer aún más transparente esa actividad.

La presentación de los resultados es una muestra de la rendición de cuentas. El cuidado de hacer transparente este proceso ha generado que el informe del laboratorio se realice en sesión pública y en donde son los técnicos los que exponen los hallazgos, en tanto se procede a la realización de preguntas y respuestas.

Como aspecto adicional, cabe indicar que los miembros del Subcomité así como representantes de las comunidades fueron capacitados en el proceso de recojo de muestras. Esa capacitación permite que los miembros del Comité no sean simples observadores del proceso si no que sean actores y conocedores del procedimiento de toma de muestras y sepan leer los resultados técnicos que se emiten.

4.5 Derivación del agua de los ríos Chilota y Chincune

Uno de los más grandes anhelos de la Región Moquegua es la ampliación de la frontera agrícola a través del proyecto Pasto Grande II. Es así que en cumplimiento del Compromiso de realizar el proyecto de derivación de las aguas de los ríos Chilota y Chincune para el proyecto Pasto Grande II, se determinó que Anglo American asuma el financiamiento de la elaboración del Expediente Técnico, para que sea viable esa iniciativa.

El estudio ya se realizó. Estuvo a cargo de la empresa Montgomery Watson y también ha sido entregada al gobierno regional para que siga su procedimiento.

Con ese estudio, se definirá el alcance de la empresa contratista que tendrá a su cargo la ejecución del proyecto. Pero no sólo eso. A fin de hacer más transparente el proceso, se ha dispuesto que el proyecto que ampliará la frontera agrícola en Moquegua sea realizado a través de la UNOPS, entidad de las Naciones Unidas que provee servicios de administración de proyectos. Este proyecto recibirá financiamiento del Fondo de Desarrollo de Moquegua.

4.6 Fondo de Desarrollo de Moquegua

Otro de los compromisos que está en ejecución es el correspondiente al Compromiso 23, referido a la necesidad de financiar proyectos para la Competitividad y el desarrollo de la Región. Anglo American se comprometió a entregar S/ 1,000'000,000.00 (Mil millones de nuevos soles),

a través de la constitución de un Fondo de Desarrollo, que será administrada por las entidades representativas de la sociedad civil moqueguana.

Las características de este fondo son que el 50% de los recursos serán no retornables y estarán orientados a financiar proyectos de Desarrollo de capacidades, de salud y educación. Del 50% de fondos retornables, éstos se orientarán a proyectos productivos que reciban, además, aportes de otras fuentes.

A fin de garantizar que se promueva la competitividad, se ha previsto que los proyectos a ser financiados por el Fondo de Desarrollo de Moquegua deberán mostrar que son sostenibles, conllevan componentes de inclusión social, empoderamiento, respeto por el medio ambiente y que tienen el enfoque de medios de vida sostenible, además que están enmarcados dentro del Plan de Competitividad de la Región.

Uno de los proyectos que financiará el fondo será el sistema de barraje, bombeo y conducción de agua Chilota-Chincune, cuyo costo estimado es de S/. 100'000,000 (Cien millones de nuevos soles), que permitirá trasvasar aguas de la cuenca del Tambo a la cuenca Moquegua para regar las Lomas de Ilo como parte de la II etapa del Proyecto Pasto Grande. El aporte al Fondo de Desarrollo de Moquegua que efectúe AAQSA deberá distribuirse equitativamente entre las tres provincias de Moquegua.

Otras acciones de financiamiento del Fondo será el cumplimiento de otros compromisos asumidos en la Mesa de Diálogo como el recrecimiento de la Presa Vízcachas y la implementación de los Programas

de Proveedores Locales, de Capacitación para el Empleo, de Protección de Bofedales y Protección de la Queñua y el Guanaco, esta especie se encuentra en peligro de extinción.

5. CONCLUSIONES

Anglo American es una empresa minera. Sin embargo, tenemos la convicción de que no es posible tener un negocio sustentable, si las comunidades cercanas a nuestras operaciones no se desarrollan en el tiempo.

Un aspecto importante en nuestro relacionamiento con las comunidades y población de Moquegua es el diálogo permanente en la implementación de acciones que garanticen el desarrollo y empoderamiento local.

Impulsamos la gobernanza en la gestión de la Comisión de monitoreo y las subcomisiones, porque entendemos que la toma las decisiones no sólo parte del gobierno o la autoridad sino que también la sociedad civil puede y debe participar en las determinaciones que la afectan. En la gobernanza moderna, las instituciones estatales y no estatales, los actores públicos y privados, participan y a menudo cooperan en la formulación y la aplicación de políticas públicas.

También practicamos la gobernanza cuando nuestros proyectos y programas se abren a procesos participativos para garantizar también una mejor toma de decisiones que mejoren la calidad de vida de las poblaciones, como lo demuestra el Fondo de Desarrollo de Moquegua, que será administrado por la sociedad civil, y el monitoreo participativo ambiental que cuenta con una participación informada de la población.

6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABREU, J.L., & BADI, M. (2007). Análisis del concepto de responsabilidad social empresarial. En: International Journal of Good Conscience. Vol. 2.

ANGLO AMERICAN PLC. Principios del Buen ciudadano corporativo. Políticas Corporativas de Anglo American. Londres. Reino Unido. 2010.

ANGLO AMERICAN PLC. Anglo Social Way. Estándares del sistema de gestión. Políticas Corporativas sociales de Anglo American PLC. Londres. Reino Unido. 2010.

ANGLO AMERICAN PLC. Caja de Herramientas de SEAT. Versión3. Corporate Office. Government and Social Affairs. London. Reino Unido. 2012.

CRUZ Anabel e Isabel POUSALEDAS. Ver a través. Transparencia y Rendición de cuentas de la sociedad civil. (2007). Última consulta 12 de junio. www.observatoritercersector.org/pdf/publicaciones/ver_a_traves.pdf

GUZMÁN BARRÓN, César. Los elementos fundamentales en una negociación. Lima. Centro de Análisis y Resolución de conflictos. Pontificia Universidad Católica del Perú. 2001.

HOBEN Merrick & Consensus Building Institute. La relación entre la Corporación, el cliente y el compromiso público comunitario. Lecciones Aprendidas de las Américas. (2007). Punto Medio. Revista Peruana de Análisis, Prevención y Gestión de Conflictos, Lima. Año 1, número 1, pp11-18.

7. ANEXOS

1. Acta instalación Mesa de Diálogo. Incluye resumen acuerdos de la Mesa de Diálogo. Revista institucional. Relación de participantes de la MDM.
2. Resumen Mesa de Diálogo febrero 2012.
3. Plan de trabajo Comité de Monitoreo.
4. Reglamento de Monitoreo Ambiental.
5. Informe de Ensayo 1.
6. Informe de Ensayo 2.
7. Presentación de resultados 2da Campaña del MAP.
8. Minuto de Constitución del Fondo de Desarrollo.

REDUCCIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA EN LOS PROCESOS MINERO – METALÚRGICOS, ¿CUESTIÓN DE CULTURA O APERTURA A LAS MEJORAS?

Renán Barrio de Mendoza

Arturo Berastain R.

Especialidades Técnicas S.A.C.





REDUCCIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA EN LOS PROCESOS MINERO – METALÚRGICOS, ¿CUESTIÓN DE CULTURA O APERTURA A LAS MEJORAS?

Renán Barrio de Mendoza
Arturo Berastain R.

Especialidades Técnicas S.A.C.

1. RESUMEN

El empleo y consumo de energía es un punto muy importante en el proceso de tratamiento de minerales y en la industria minera en general, razón por la cual su uso eficiente es sumamente importante, tanto para la industria como para su entorno social, es decir también hay una relación directa con la responsabilidad social y grupos de interés.

Más aún en un país como el nuestro, donde no se tiene una política energética clara y de largo plazo, pero si una industria que crece y que genera una demanda de energía cada vez mayor.

En cuanto a los minerales a tratar, sus grados o leyes promedio explotables o comerciales, se reducen en el tiempo, y esto

definitivamente va asociado a que hay que minar mas (mover mas material), moler mas (incremento grado de liberación), emplear equipos de mayores dimensiones, etc., lo que definitivamente va asociado a un mayor empleo de energía, e incremento en los costos de producción.

Todo lo anterior debe llevarnos a buscar alternativas que permitan reducir este impacto/ Costo, haciendo uso de nuevas tecnologías, nuevas fuentes de energía, nuevos conceptos en cada una de las etapas de operación y procesos minero metalúrgicos.

Si bien todo esto se podría creer que está relacionado a un tipo de cultura (Para el caso: Cultura Energética),

consideramos que más bien está asociado con el romper o cambiar paradigmas de trabajo y desarrollar una **Cultura de Mente Abierta**.

2. INTRODUCCIÓN

El presente trabajo lo que busca es presentar el por qué debemos investigar, ahondar esfuerzos, aplicar nuevas tecnologías y conceptos para reducir u optimizar el consumo de energía y por ende reducir costos de operación.

Cómo todos sabemos, el tamaño de partícula es un parámetro fundamental en los procesos metalúrgicos, sobre todo en la flotación por espumas, pero también es un factor relacionado con los costos y la eficiencia operativa, factor que debemos optimizar siempre.

El uso eficiente de la energía en nuestra actividad minera no solo beneficiara directamente a nuestra industria, sino que tendrá su impacto favorable en nuestro entorno social y la sociedad en su conjunto (Responsabilidad Social

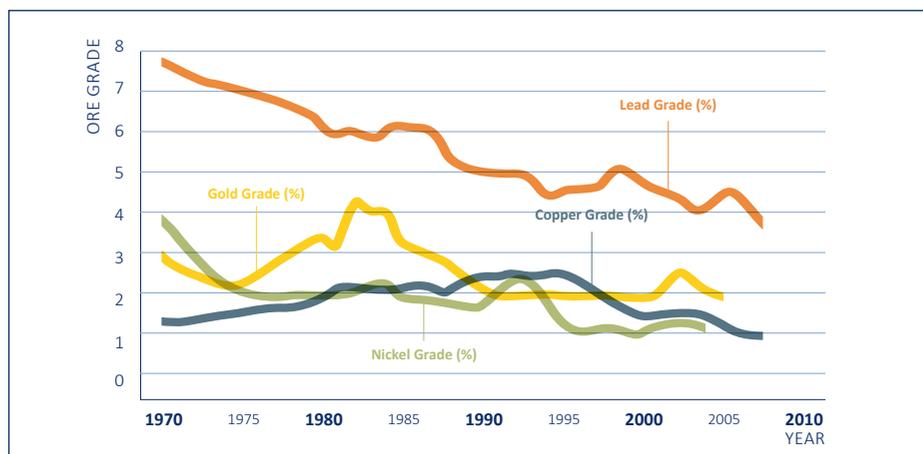
sobre sus Grupos de Interés), cuando menos consumamos energía en los procesos, más beneficios tendrá la población en el uso de esta, es decir también se relaciona con responsabilidad social.

Para cumplir o buscar que alcanzar este objetivo debemos trabajar en todas las etapas del tratamiento del mineral (Minado, Chancado, molienda y flotación).

3. DEL CONSUMO DE ENERGÍA

Cada vez es más común trabajar o explotar minerales de baja ley (Ejemplos actuales: Au = 0.2 gr/t, Cu = 0.3%, etc.) y esto definitivamente va asociado a que hay que minar más (mover más material), moler más (incremento grado de liberación), emplear equipos de mayores dimensiones, yacimientos más alejados, etc., lo que definitivamente va asociado a un mayor empleo de energía, lo que significa incremento de los costos de producción.

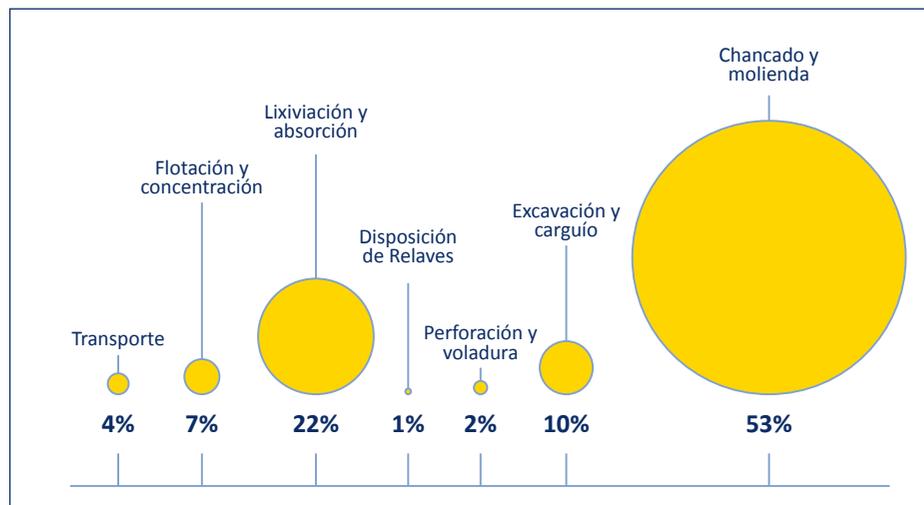
FIGURA Nº 1
Evolución histórica de las leyes de los minerales



Por otro lado, el consumo de energía, en términos generales, empleado por la minería mundial se distribuye de la siguiente manera:

**FIGURA
Nº 2**

Distribución (en %) del Consumo de energía en Minería



La energía, en promedio, representa el 10% del costo de producción, cuando no más.

El consumo de energía en chancado y molienda a nivel mundial, representa aproximadamente el 3% de la energía global, lo que a su vez equivaldría a cubrir la energía requerida por Alemania.

4. ETAPAS EN LA QUE PODEMOS REDUCIR COSTOS Y SER MÁS EFICIENTES EN FRAGMENTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS Y AHORRO DE ENERGÍA

Debemos tener en claro que la reducción de costos tiene que ir acompañada de un cambio de actitud, es decir, pasar de un trabajo de reducir costos a un trabajo de ser más

eficiente y con calidad, lo que definitivamente es parte de manejar bien una empresa sustentable y responsable.

Como un corolario de lo anterior, las empresas mineras deben bregar por ser reconocidas, no como las que más crecen sino como las productoras de más bajo costo entre sus pares.

Todo lo anterior debe llevarnos a buscar alternativas que permitan reducir este impacto y aprovechar sus beneficios, haciendo uso de nuevas tecnologías, nuevas fuentes de energía, nuevos conceptos en cada una de las etapas de operación y procesos minero metalúrgicos.

Para esto es necesario también recordar que en las operaciones de reducción de tamaño de partículas, es más barato volar que chancar, y es más barato chancar que moler. Adicionalmente debemos indicar que es más barato pre-concentrar en mina que enviar mineral tal cual a planta.

Etapas donde debemos optimizar la fragmentación de las partículas y el ahorro de energía:

1. Etapa de Minado:
Voladura Inteligente, nuevos conceptos
2. Etapa de Pre –Concentración:
Sink and Float, Magnetismo, Red Wave, otros
3. Etapa de Chancado y Molienda:
Nuevas tecnologías y actualización de conceptos
4. Etapa de Flotación:
Circuitos adecuados, nuevos reactivos, etc.

Para el caso no estamos considerando una potente fuente de reducción de costos cómo son las “TECNOLOGIAS DE CONTROL (Software, controladores, actuadores, métodos computarizados, etc.)”

1. Etapa de Minado

Básico: ROMPER MEJOR

En la etapa de minado, la energía eléctrica y explosiva son muy importantes para alcanzar los objetivos de romper las rocas de la zona donde



están los minerales, y fracturar o rajar las partículas de mineral que van a ir a la planta. Se debe buscar que maximizar el fracturamiento de la roca a través de la energía explosiva, lo cual reduce la cantidad de trabajo requerido en el chancado tradicional y molienda, además que es más barato usar explosivos para romper las rocas que energía eléctrica en chancado y molienda.

Actualmente estas energías, en algunas operaciones no son bien aprovechadas, razón por la cuál es necesario trabajar más en su utilización e implementar tecnologías nuevas o remozadas (Voladura controlada, plasma, block cave, EXPAN, etc.) que permitan enviar a la planta mineral del tamaño adecuado y fracturado, lo cual definitivamente debe significar reducir los costos tanto de voladura como de los procesos siguientes de chancado y molienda, significativamente. Además de permitir una mejor performance metalúrgica, lo cual indiscutiblemente va a tener impactos económicos positivos en la empresa.

El control de la fragmentación puede empezar en la etapa de perforación y para esto hay mucho desarrollo en modelos estadísticos, además de los avances en los tipos de explosivos, detonadores, etc. (emulsiones, detonadores electrónicos).

En esto de “Moler con explosivos” los detonadores electrónicos son un gran avance, los cuales pueden ser programados debajo de la milésima de segundo, etc., pero que aun no se emplean en su verdadero valor.

En la etapa actual de voladura se debe reconocer las pérdidas que se dan en mineral valioso y dilución

(15 a 20% de pérdida de mineral en voladura a tajo abierto), lo cuál debe ser considerado como sobre-costos, además de la influencia negativa en el procesamiento metalúrgico, razón por la cual “Todos en la mina deben trabajar en recortar significativamente esto”.

Avances Tecnológicos

1. TECNOLOGÍA DE FRAGMENTACIÓN DE ROCA POR PLASMA:

El sistema de fragmentación de rocas por plasma, tiene las ventajas que produce bajas vibraciones (menor a la de los explosivos comunes) y poca cantidad de gases tóxicos, además de una buena fragmentación y fisuramiento de las partículas.

2. NUEVAS TEGNOLOGIAS MINERAS PARA EL PROYECTO SAFFORD, ARIZONA

Entre las nuevas tecnologías de voladura en Safford (Arizona, USA) se incluyen dos avances clave:

En esta operación emplearan un agente de voladura patentado conocido como EXPAN[®] junto con retardadores electrónicos programables. Esta tecnología va a permitir que se alcance mejores resultados y produzca una fragmentación óptima.

EXPAN[®] (SASOL Sudáfrica) es un producto de Nitrato de amonio granulado que contiene microesferas plásticas como “relleno”. Las esferas plásticas reducen la densidad general del material, aumenta la densidad explosiva y genera una mayor eficiencia de detonación. Esto fue probado anteriormente en la mina Morenci (2005) que resulto en una reducción del

6.4% en la densidad del material, a la vez de poseer una mayor velocidad de detonación. La fragmentación promedio (P80) mejoró en un 12% y la variación de la fragmentación se redujo un tercio. Se logro un ahorro en el costo de voladura directa de aproximadamente 6% con la fragmentación mejorada.

En resumen se debe buscar que las operaciones de mina permitan entregar a planta mineral con una granulometría y fisuramiento adecuado para el tratamiento metalúrgico.

2. Etapa de PRE- CONCENTRACIÓN

Esta es una etapa adicional a considerar seriamente en el objetivo de reducir costos de energía, transporte, etc., y sobre todo de mejorar la calidad y cantidad de mineral a alimentar a la planta de beneficio.

Para el caso de la concentración de minerales mediante flotación, la pre-concentración en mina se puede dar mediante diversas alternativas (Sink and float, gravimetría, magnetismo, clasificación selectiva (REDWAVE), etc.).

Esta etapa adicional en el circuito debe permitirnos:

- Elevar la ley del mineral a procesar,
- Reducir la cantidad de material estéril (ganga) que ingresa a planta.
- Ampliación del tiempo de vida de la mina mediante el incremento de sus reservas, al dar valor a los materiales de baja ley (ciertos desmontes, minerales de baja ley no económicos para procesar, minerales de procedencia alejada, etc.

- Ahorro de energía, agua, químicos, transporte, etc.
- Incremento del grado y recuperación del concentrado final.

Para el caso de los minerales de Cobre y polimetálicos, una buena alternativa es la tecnología del RED WAVE o pre-concentración en seco y en base a R-X, colorimetría.

El mineral de mina, roto y fracturado, con una determinada granulometría ($< \phi = 4''$), requiere o debe ser sometido a una operación de **pre-concentración** en mina, antes de ser enviado a la planta, con el objetivo de alimentar mineral de mejor calidad y menor peso. Un ejemplo de esto se da actualmente en la mina de Hierro de Shougang (Marcona), mediante pre-concentración magnética (**Drive Cobbing**).

Tecnología Redwave

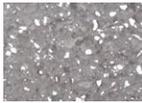
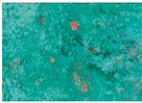
Para el caso mostramos, cómo ejemplo, la tecnología REDWAVE.

Esta tecnología se puede aplicar a minerales sulfurados, oxidados, etc.

- Minerales oxidados de cobre (carbonatos, silicatos, etc.)
- Minerales oxidados de plomo.
- Minerales oxidados de Zinc (Calamina, etc.) elevando la ley para permitir los subsiguientes procesos de extracción de zinc.

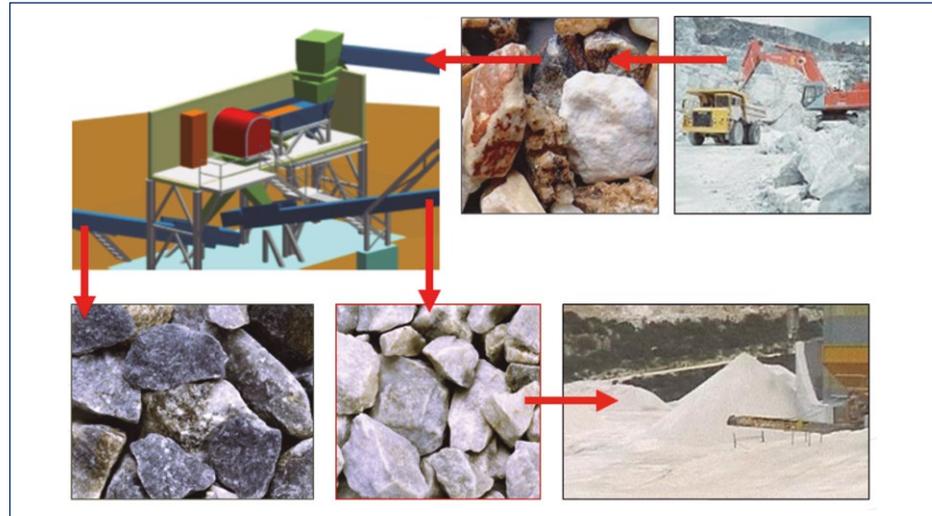
**FIGURA
Nº 4**

Minerales a los que, por ahora, se puede aplicar la tecnología REDWARE

Industrial minerals	Ores	Precious metals	Slag	Gemstones	Energy
Calcite Wollastonite Limestone Magnesite Quartz Borate Talc Gypsum Electrofused Minerals	Copper Zinc Iron Bauxite Manganese Cobalt Niobium Tungsten	Gold Silver Platinum	Non ferrous slag	Diamonds Tansanite Emeralds Topaz Rubies	Coal Uranium
					

**FIGURA
Nº 5**

Secuencia de
operación con
RedWave

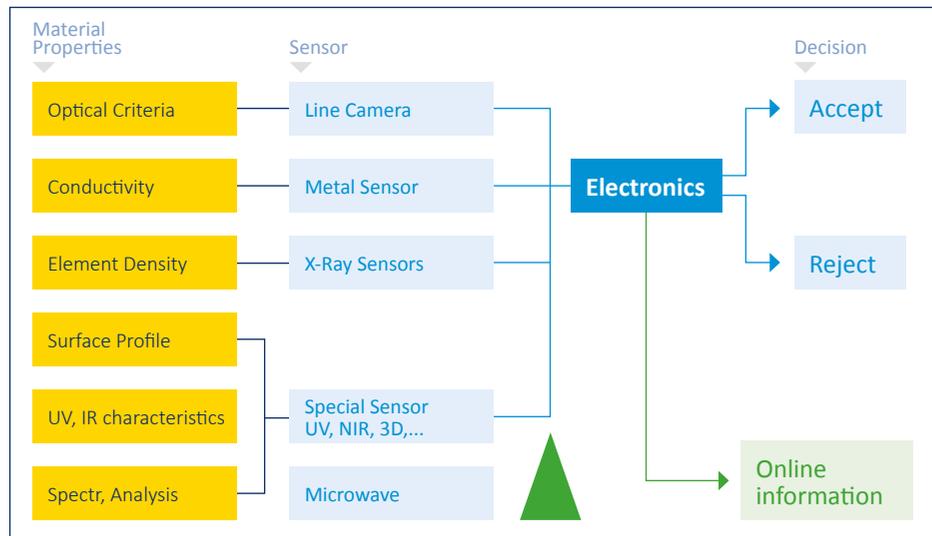


TIPO DE SENSORES QUE PUEDEN SER EMPLEADOS

Para realizar su trabajo esta tecnología emplea diferentes tipos de sensores (según sea el caso), tal como se puede ver debajo, lo cuál le permite aplicar un tratamiento específico.

**FIGURA
Nº 6**

Tipos de sensores
que emplea
la tecnología
Redwave



3. Etapa de CHANCADO Y MOLIENDA

En la etapa del procesamiento de minerales propiamente, el chancado y molienda es la que mas costos de energía representa, y que nos da las mayores oportunidades de optimizar costos.

En el cuadro debajo se puede observar un criterio clásico de disposición del circuito de chancado, pero definitivamente este debe cambiar, **SI** los criterios de fragmentación de la roca en mina cambian.

Adicionalmente, en estos circuitos debemos trabajar con medios de clasificación más eficientes (Zarandas Vibratorias desbastadoras, Zarandas vibratorias de Alta Frecuencia, etc.), para buscar que chancar **“SOLO LO NECESARIO”**, lo cual definitivamente nos traerá ahorros en costos de energía, mantenimiento, etc.

Ejemplo:

En una mina de Oro, el mineral alimentado a planta, contenía aproximadamente 30% - ¾” (producto voladura), es decir, con una clasificación previa al chancado, esta fracción de mineral se alimentaba directamente a la tolva de finos, sin pasar por chancado, lo cual nos permitió reducir las horas de chancado y la reducción de costos respectiva.

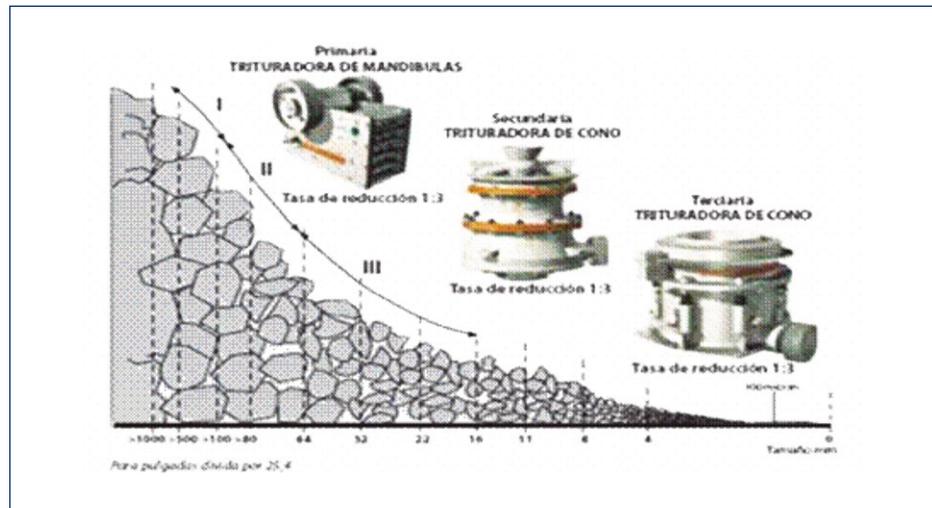
Optimización de molienda

Cómo todos conocemos, entre el chancado y molienda se emplea más del 50% de la energía de la planta, razón por la cual debemos buscar que reducirla, por lo que es muy importante la operación previa de reducción de tamaño de partícula tanto en Mina cómo en Chancado.

Dado que los minerales cada vez más se encuentran con menores leyes, además de tener un mayor grado

FIGURA
Nº 7

Secuencia del
sistema de
chancado



de asociación mineralógica, es imprescindible una mayor reducción de tamaño de partículas, llegando a la necesidad de moler o remoler a niveles inclusive de 20 μm – 10 μm , para poder obtener un concentrado comercial o una buena lixiviación, lo cual como se esquematiza en el gráfico siguiente va a demandar mayor empleo de energía e incremento de costos.

Para el caso de Molienda Ultrafina que Molino debemos emplear: **Ball Mill Vs Stirred Mills???**

Los molinos de agitación (“Stirred”) (Molinos de torres, IsaMill, etc.) son particularmente efectivos para molienda de partículas finas o ultrafinas donde la performance de un molino estándar falla: debajo de 100 micrones.

El tamaño de las partículas en la descarga de un molino de bolas es una función del tamaño de los medios de molienda (bolas) empleados. Bolas grandes puede transmitir mayor energía al material alimentado grueso, pero esto es dificultoso para pequeñas partículas de mineral ya que quedan atrapadas entre las bolas. Esto limita el tamaño al cual el mineral puede ser molido. Por eso, pequeños medios de molienda son adecuados para moler partículas finas. Y para esto es mejor emplear medios de molienda de cerámica (de dos a 4 mm de D). Esto permite colocar mucha energía por unidad de volumen dentro del proceso de molienda.

FIGURA Nº 8

A futuro se va a requerir una mayor cominución, es decir alimentar a planta partículas mas finas, lo cuál traera consigo mas costos.

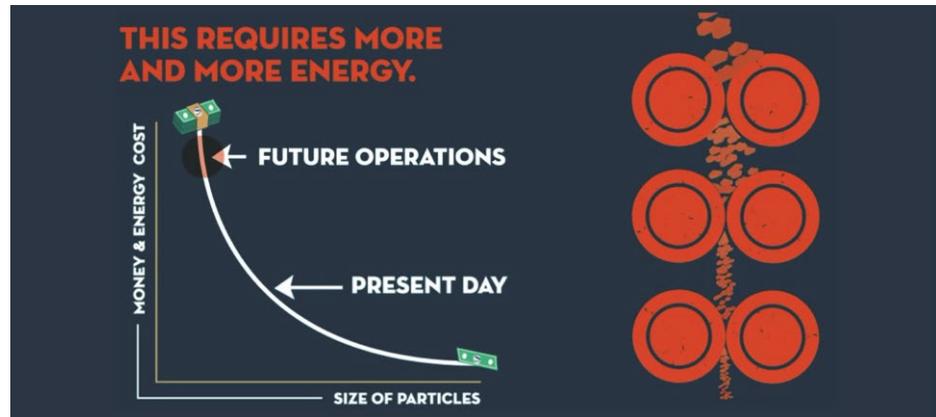
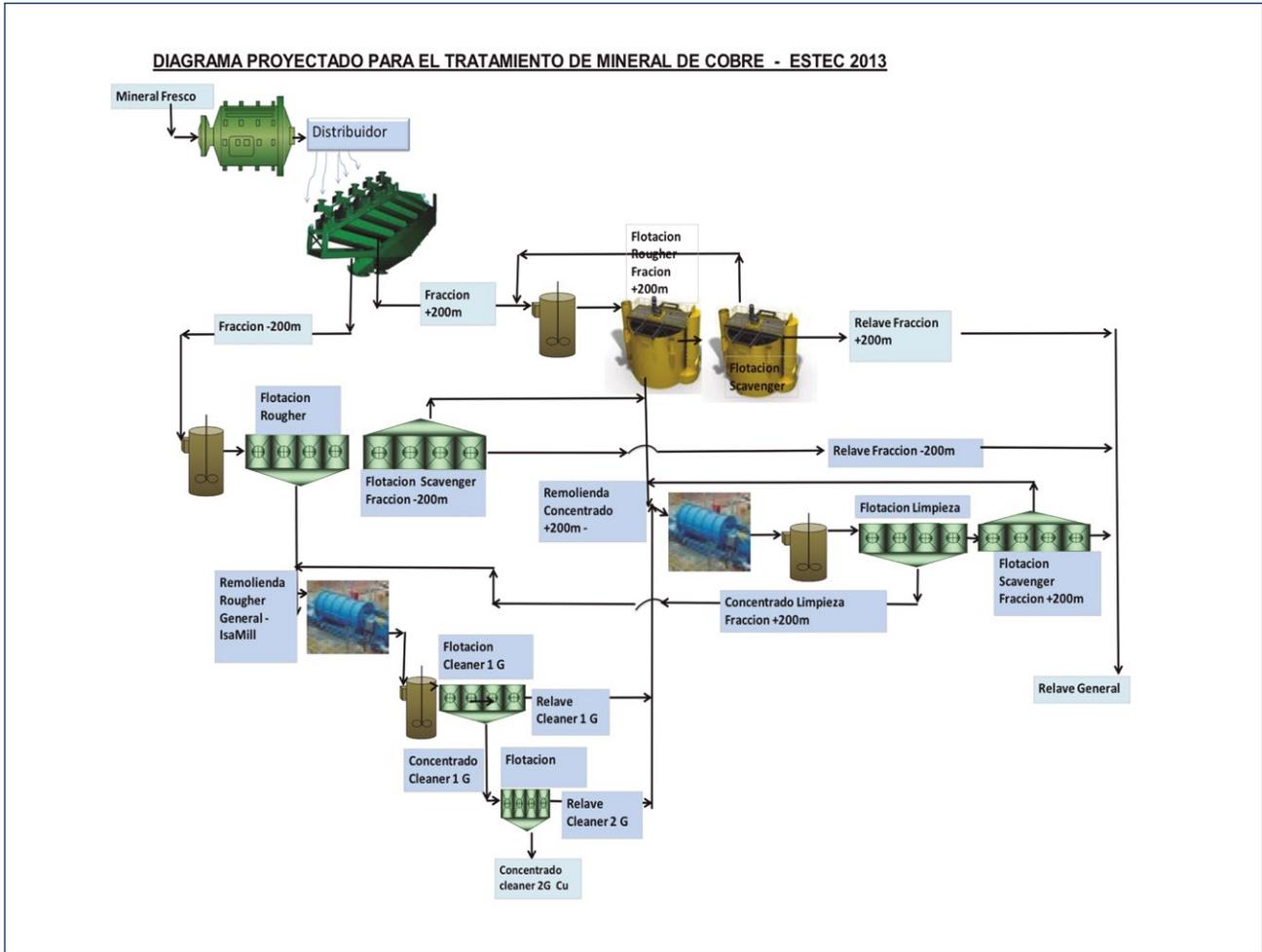


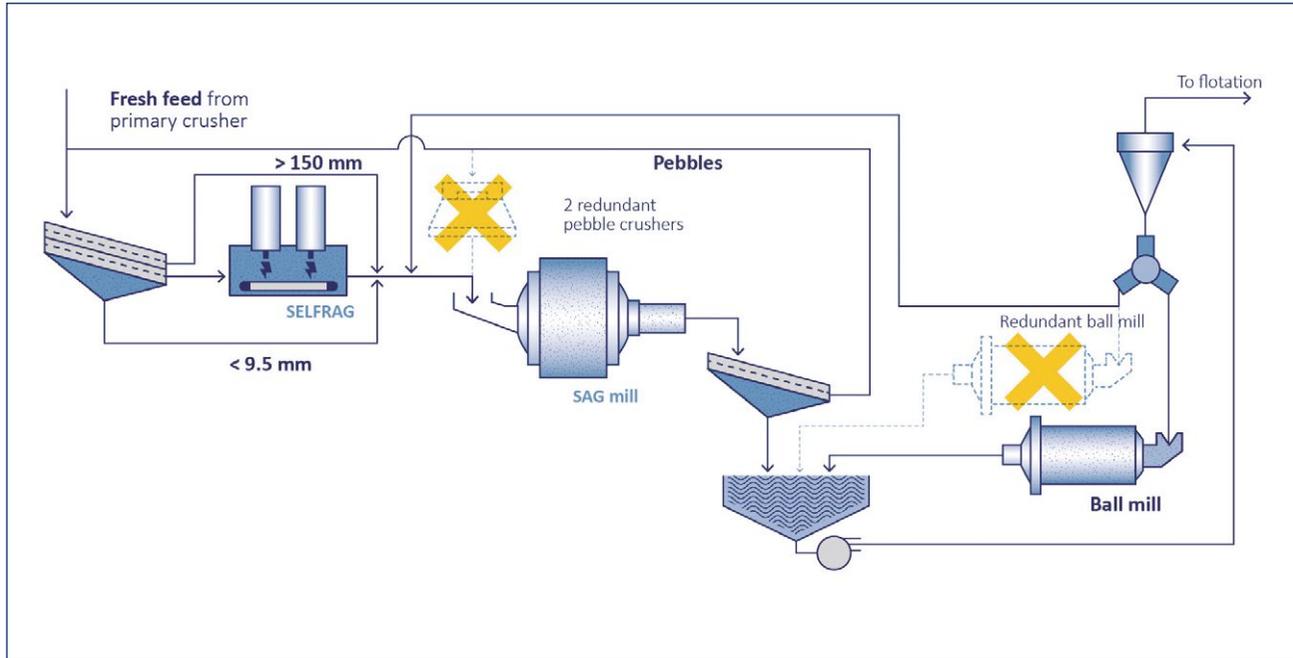
FIGURA
Nº 9

Esquema de tratamiento de un mineral de Cobre que requiere molienda ultrafina. Molinos IsaMill.



En otros trabajos realizados ha sido posible dejar de operar molinos sin que la performance del circuito se vea perjudicada.

FIGURA
Nº 10



Una empresa suiza está trabajando en un sistema de pre-tratamiento del mineral que puede reducir el consume de energía en la molienda (SAG) en dos dígitos (indican los autores de la tecnología). Emplean fragmentación por pulsos eléctricos para debilitar el mineral antes de ingresar al circuito de molienda y permitir acelerar el proceso de fragmentación y mejorar la liberación, de acuerdo a los investigadores de del Centro de Investigación de minerales Julius Kruttschnitt (JKMRC)

Esta tecnología (rompimiento eléctrico) se aplica en la roca antes de formar la pulpa, bajo correctas condiciones eléctricas, de tal manera que la energía eléctrica es depositada selectivamente dentro de la roca, actuando el agua como un aislador.

Esta tecnología lo que hace es, literalmente, liberar electrones fuera de su superficie (plasma), lo cual genera básicamente una nube de electrones libres. El plasma genera un rápido calentamiento y alta

presión, creando una ola de choque que finalmente fragmenta la roca.

El beneficio principal de esta tecnología es que las grietas creadas por la ola de choque tiende a generar debilitamiento de la roca (fisuras). El fisuramiento es tan intenso que si se tiene una roca con una fuerza de comprensión de 150 mega pascales (típico para una roca dura), después de tratamiento usando de uno a tres kilowatt hora por tonelada, es posible que se pueda romper con la mano la roca.

Además indican que de emplearse esta tecnología en un molino SAG, es posible reducir el consume de energía en un 30%.

4. Flotación

En los procesos de flotación, la oportunidad de reducción de energía y costos, es amplia, desde definir adecuadamente el circuito, pasando por los equipos y finalmente los reactivos de flotación.

Efecto agentes dispersante:

En la figura debajo (fig. # 11) se puede observar el efecto de un agente dispersante en el cambio de reología de la pulpa (mayor fluidez). Ambas pulpas presenta 68% de Sólidos.

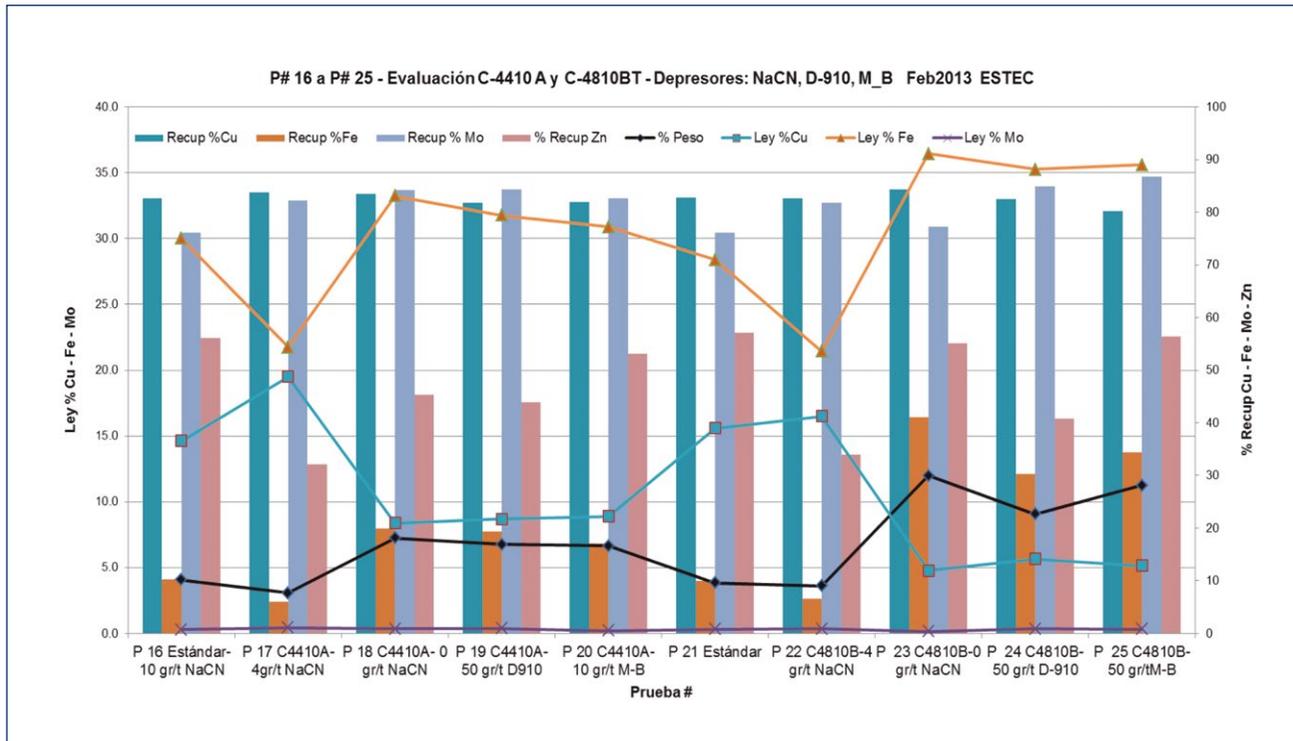
**FIGURA
Nº 11**

Efecto de Agentes Dispersantes sobre la fluidez de una pulpa.



**FIGURA
Nº 12**

Efecto Agentes colectores sobre la recuperación y selectividad de flotación.



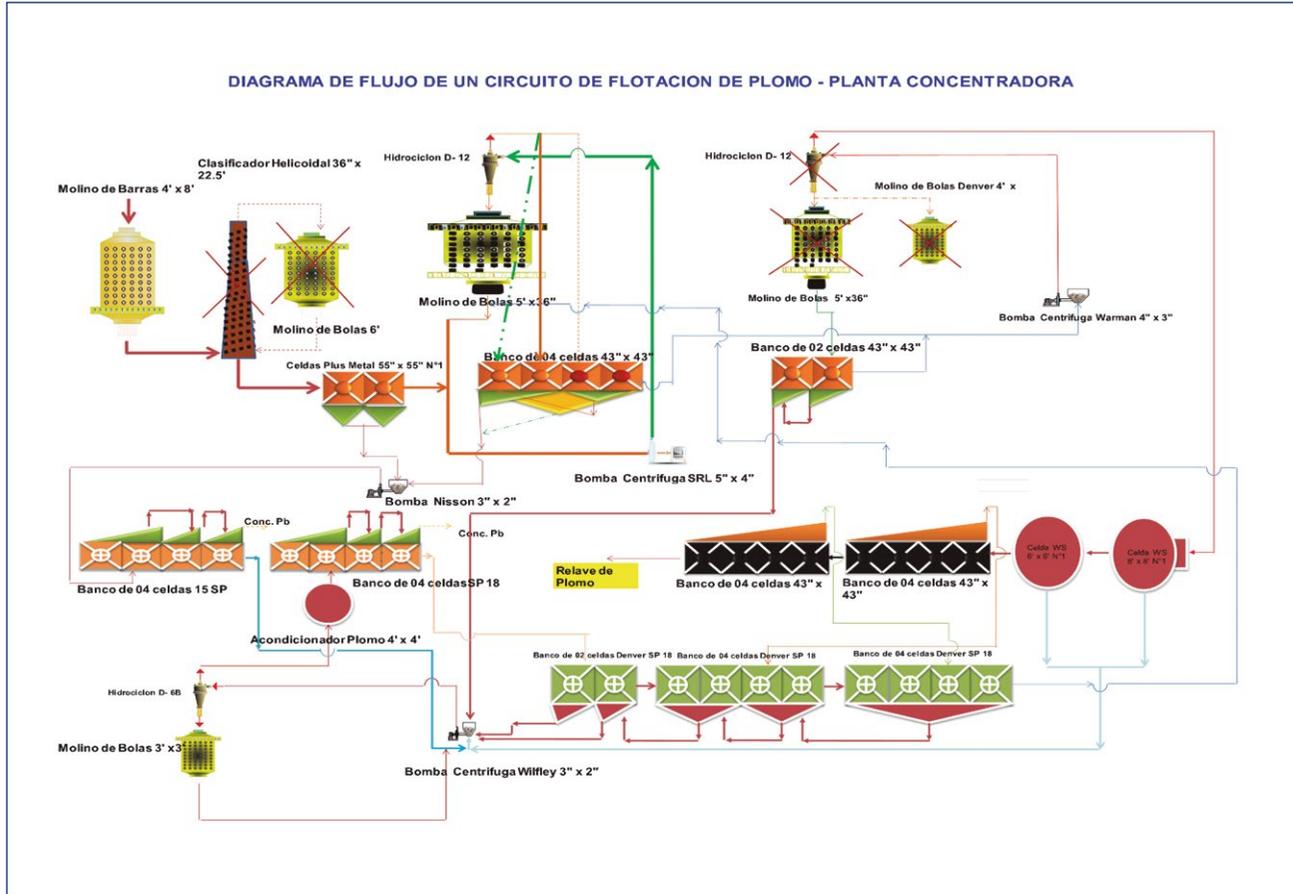
Diseño de circuito:

La figura # 12 es un circuito de Plomo, en el cual normalmente se trabaja con todos los equipos que se muestran. Realizada la evaluación metalúrgica se

determino que todos los equipos que están marcados con una X (rojo) no realizaban trabajo alguno, por lo que se dejaron de operar en una evaluación de varios días, sin que esto afecte los resultados metalúrgicos normales. Ahorro de energía y costos

**FIGURA
Nº 13**

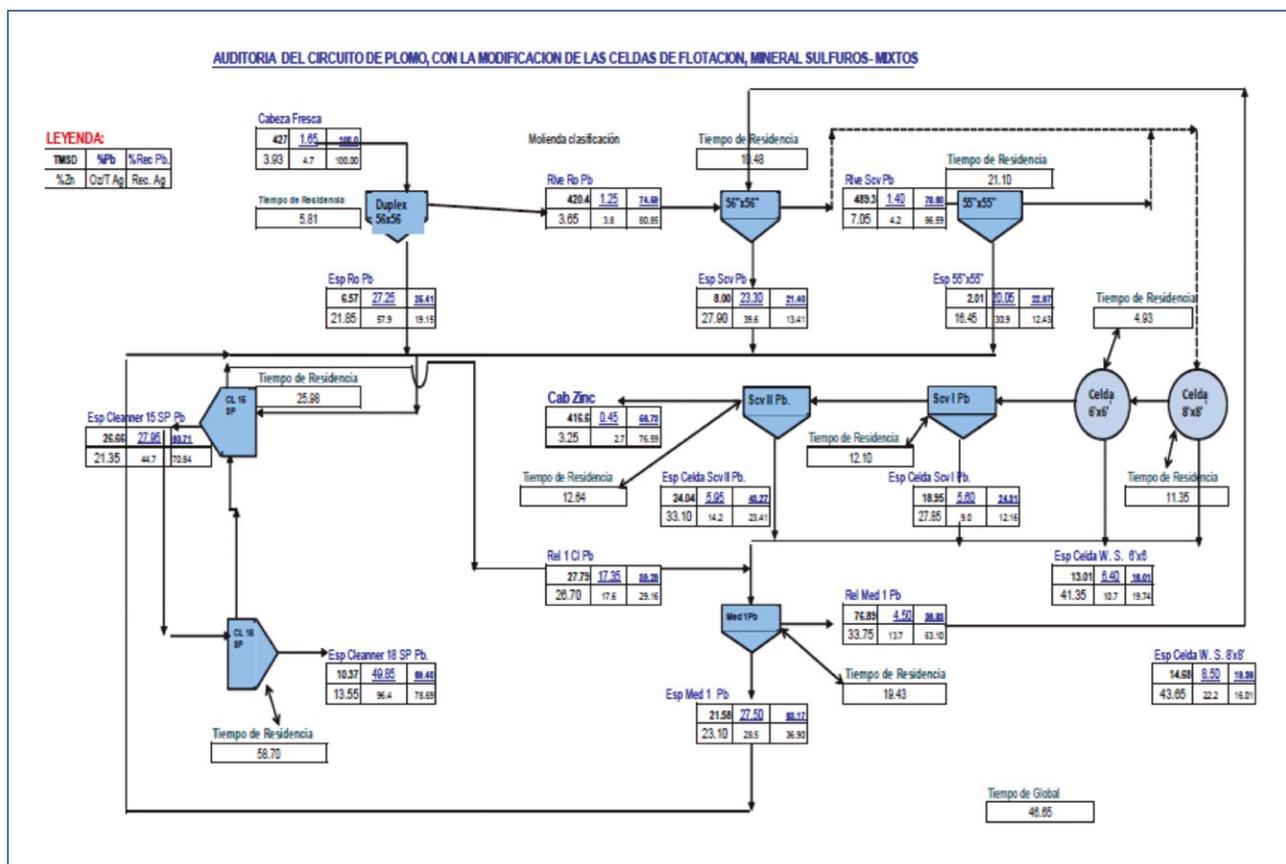
Circuito de Flotación de Plomo al cual se le anulo molinos y ciclones, sin que esto afecte su metalurgia-
Reducción de costos por ajustes del circuito de flotación de Plomo.



En la figura 14 podemos observar un circuito de Plomo, que por efecto de cargas re-circulantes y uso excesivo de reactivos colectores, la activación de Zinc es elevada (leyes > 40%), Este circuito, además de tener una baja performance está generando excesivo uso de energía y elevados costos innecesariamente.

**FIGURA
Nº 14**

Circuito de flotación de Plomo Modificado (Reducción de equipos (Molino, ciclones, etc.) Reducción de consumo de energía sin impacto negativo en la metalurgia. Persiste alto desplazamiento de Zinc por efecto alto empleo de agentes colectores.



5. SEGUIDAMENTE SE PRESENTA UN EJEMPLO DE TODO LO MENCIONADO ANTERIORMENTE

1. Minado

Tal cómo se puede observar, inicialmente se recibía en planta partículas de mineral de gran tamaño, que obligaban a usar rompedores de banco en el stock pile y exceso de mano de obra.

2. Circuito de molienda y flotación

Este circuito normalmente operaba con todos los equipos mostrados, pero después de realizar las evaluaciones respectivas se procedió a dejar de operar todos los equipos que están pintados de rojo, sin que esto afecte la performance del proceso productivo.

FIGURA Nº 15

Alimento a planta: Antes (Partículas más grande que llanta de volquete) y después (No mayor a 8 pulgadas). Efecto de mejoras en el sistema de voladura (Malla voladura, explosivos, etc.). Reducción de costos y energía.



**FIGURA
Nº 16**

Planta De Flotación
Modificada – Todos
los equipos en rojo
fueron retirados del
circuito sin que esto
afecte la metalurgia
y el proceso.

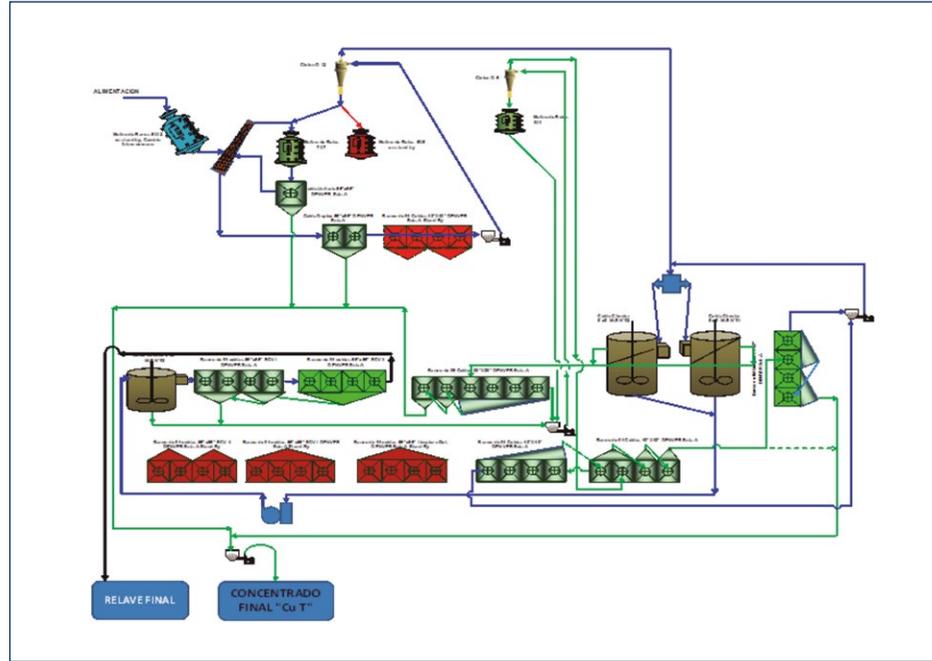


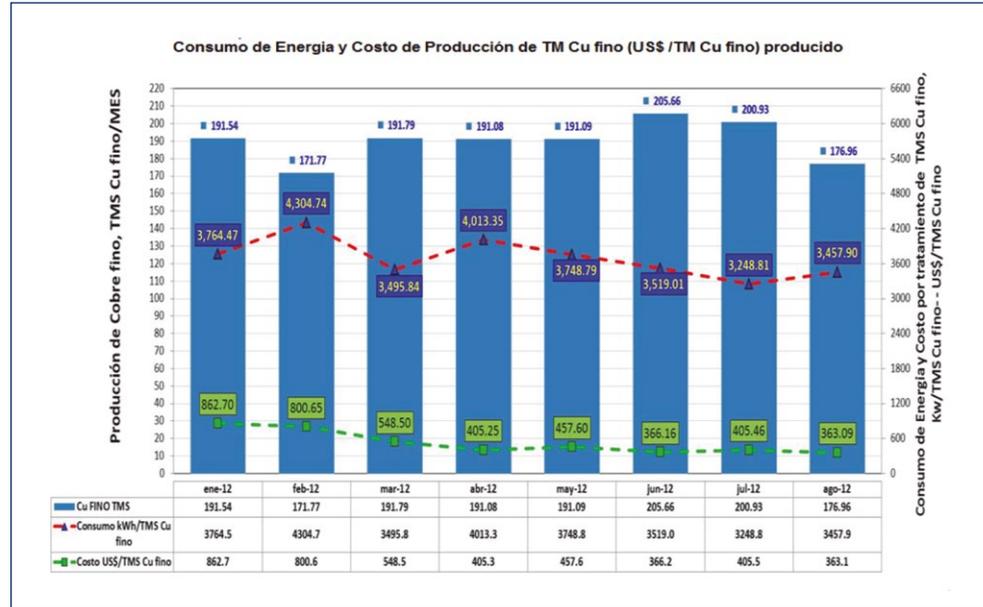
GRÁFICO Nº 17/

Ahorro de Energía por mejoras realizadas en la planta y proceso

ÍTEM	EQUIPOS	MOTORES (HP)	CONSUMO I (Amp)	Voltios	Cos	Potencia Activa (kW)	Ahorro de energía (kW/MES)	Costo de energía (S/. /kW)	Ahorro de energía (S/. /MES)
1	01 Banco de 04 Celdas-Denver Sun A 43" x 43" (ROUGHER Flotación sulfuros)a	30	20.7	423	0.98	14.8	10688.5		
		30	21.6	423	0.98	15.5	11153.2		
2	01 Banco de 04 Celdas-Denver Sun A 56" x 56" (SCAVENGER I-Flotación sulfuros)	40	35.5	423	0.98	25.5	18330.5		
		40	24.6	423	0.98	17.6	12702.2		
3	01 Banco de 04 Celdas-Denver Sun A 56" x 56" (SCAVENGER II- Flotación sulfuros)	40	41.6	423	0.98	29.8	21480.2		
		40	41.1	423	0.98	30.2	21738.4		
4	01 Banco de 04 Celdas-Denver Sun A 56" x 56" (Limpieza de Flotación Óxidos)	40	32.9	423	0.98	23.6	16987.9		
		40	45.2	423	0.98	32.4	23339.1		
5	Molino de Bolas 5' x 5'	75	72.5	423	0.98	52.0	37435.4		
Total			336.7			241.5	173855.4	0.194	33696.34

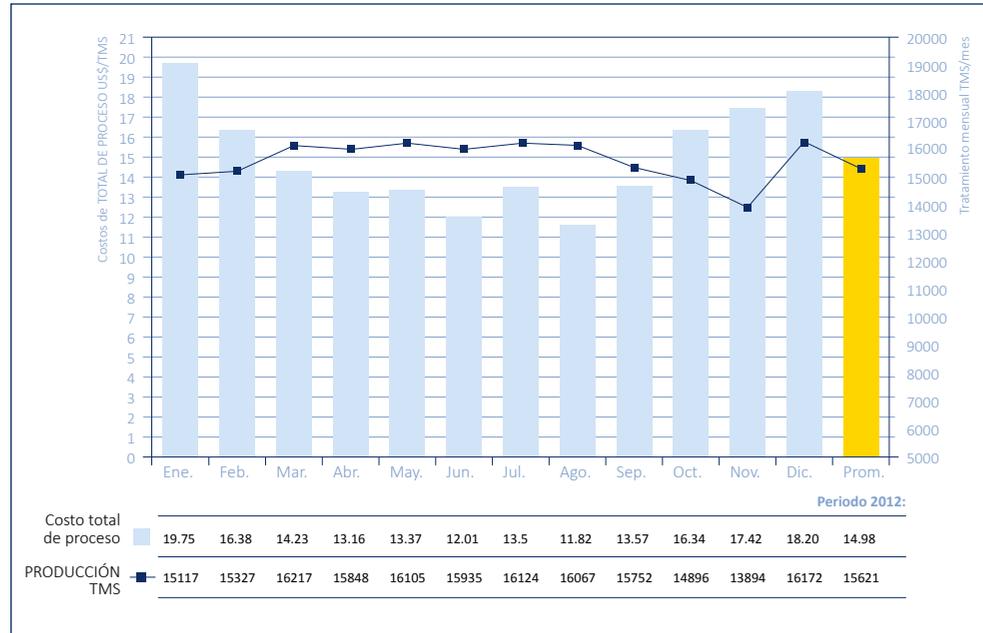
**FIGURA
Nº 18**

Variación del consumo de Energía, costo y producción de Cobre Fino durante 2012



**FIGURA
Nº 19**

Costo total de Proceso 2012



6. CONCLUSIONES

En conclusión es necesario ahondar esfuerzos para aprovechar adecuadamente las energías que empleamos en nuestros procesos minero – metalúrgico. Asimismo debemos de buscar que nuestra matriz energética se diversifique, apoyándose en fuentes renovables, fuentes de baja emisión de Carbono (hidroeléctrica, eólicas, solar, etc.), gas natural, bio-energéticos, en una perspectiva de largo plazo que permita el crecimiento económico y social sostenido.

Actualmente grandes compañías mineras están invirtiendo en investigación y promoción de cambios en el uso y desarrollo de energías, ejemplo que todos debemos seguir.

A todo lo anterior debemos entender que las Actividades Internas u Operacionales deben ser entendidas como un todo, y no como parcelas.

“Mina - Planta, Un Todo, no parcelas independientes”

Finalmente esto no es un tema de CULTURA DE AHORRO DE ENERGIA, consideramos que es un tema de tener “MENTE ABIERTA” a las oportunidades de mejoras y cambios respectivos.

7. REFERENCIAS

1. Revista El Ingeniero, Año XI # 52 Julio 2010.
2. Mining International, September and November,2011.
3. Revista Minería; Setiembre y Octubre 2012.
4. Revista Minería; Marzo 2013.
5. Revista Economin, Setiembre 2013.
6. Revista El Ingeniero Junio 2014-07-01.
7. Diario El Comercio; Portafolio; 15 y 22 Junio 2014.
8. Canadian Institute of Mining Metallurgy and Petroleum, March-April 2014.
9. LinkedIn – Mineral Processing Innovation – Griendability / Sara Boucaut.
10. Canadian Institute of Mining Metallurgy and Petroleum, Aug´13 Smarter tools and bold ideas promise better blasting results By Correy Baldwin.

MODELO DE GESTIÓN DE OPERACIONES

Roberto Maldonado Astorga

Edgardo Zamora Perez

Jorge Jimeno Hernandez

Tania Torres Aponte

VOLCAN Compañía Minera S.A.A.





MODELO DE GESTIÓN DE OPERACIONES

Roberto Maldonado Astorga
Edgardo Zamora Perez
Jorge Jimeno Hernandez
Tania Torres Aponte

VOLCAN Compañía Minera S.A.A.

1. RESUMEN

El presente trabajo está centrado en la implementación del Modelo de Gestión para las Operaciones de Volcan Compañía Minera, el cual se encuentra enmarcado en el Modelo de Gestión de Malcom Baldrige. Esto se realizó con el objetivo de establecer un proceso sistemático y estandarizado asegurando así la mejora continua y en línea con la visión de la empresa que apunta al logro de la excelencia operativa.

Para asegurar el despliegue se definió **la estrategia de Mejora Continua**, el cual se divide en tres Módulos: Modulo de Organización, Modulo de Gestión y Modulo de Comunicación. Logrando implementar círculos de mejora

permanente, monitorear de forma sistemática la ejecución de iniciativas de mejora y el impacto en los indicadores.

Módulo de Organización, se establecieron seis comités de mejora: Perforación y Voladura, Sostenimiento, Transporte y Acarreo, Productividad, Mantenimiento y Planta.

Módulo de Gestión, gestión de Iniciativas mediante una metodología sistemática y normalizada de 7 pasos, basada en el Ciclo de Deming (Plan, Do, Check, Act), dividido en tres macro procesos: Diagnóstico, Implementación de Soluciones y Seguimiento.

Módulo de Comunicación, la difusión vía comités se realiza en la siguiente línea: Comité de Mejora Operativa, Junta Semanal Operativa y Junta Semanal de Avance con la alta dirección. Para ello, se realizó la estructuración de los espacios de reporte, definición de frecuencia, agenda fija por sesión y herramientas de control.

Siendo la información un aspecto crítico para la implementación del Modelo Gestión se desarrolló el **“Proyecto de Indicadores de Gestión de Operaciones”** con dos objetivos: (a) Resolver el problema de la baja disponibilidad y calidad de información y (b) Brindar indicadores adecuadamente definidos, normalizados y reportados.

Los resultados en la empresa se evidencian en mejoras en el desempeño de los indicadores operativos que se traducen en resultados cuantitativos y cualitativos importantes para la compañía.

2. INTRODUCCIÓN

Volcan Compañía Minera S.A.A. se dedica a la exploración, desarrollo, explotación, tratamiento y comercialización de concentrados de minerales polimetálicos.

Las operaciones se encuentran divididas en cuatro Unidades mineras en etapa operativa: Cerro de Pasco, Yauli, Chungar y Alpamarca; cada una de las cuales incluye una o más minas y plantas de tratamiento.

La visión de Volcan Compañía Minera es “Al 2021, ser una de las principales empresas mineras diversificadas en metales base y preciosos, Líder en crecimiento y **excelencia operativa**, actuando con responsabilidad social y con un equipo humano comprometido y altamente calificado”.

Alineado con el logro de la Excelencia Operativa y en el continuo afán de Volcan por controlar sus costos, desde finales del año 2011, Volcan incorporó dentro de su organización el área de Mejora Continua orientado a lograr mejoras en las operaciones de Mina y operaciones de Plantas concentradoras, con enfoque en mejora de la productividad y reducción de costos operativos.

Existen muchos conceptos de Modelo de Gestión, para el presente trabajo consideraremos la siguiente definición, el Modelo de Gestión es una guía integral que define y valora los aspectos claves que deben ser abordados por la empresa para alcanzar la excelencia, tanto en sus prácticas de gestión como en sus resultados.

En Setiembre del 2011, se realizó el diagnóstico en la unidad de Yauli, unidad que representa el 58% del mineral tratado de Volcan.

El 2012, se inicia el “Proyecto de Indicadores de Gestión de Operaciones”; como primer paso se realizó la selección de 82 Indicadores de Gestión, los cuales fueron normalizados y consolidados en el primer Handbook de Indicadores, luego se implementó una Base de Datos única para registrar la información en línea con el ERP (situación previa: existencia de diferentes bases de datos) y finalmente el reporte de los indicadores que facilita el análisis y brinda confianza a los usuarios sobre su validez, entre otras muchas ventajas.

En Enero del 2012, se inició formalmente en la unidad de Yauli el programa de optimización operativa “Yauli Proyecta Más”, el cual está orientado a la productividad y excelencia operativa, con objetivos cuantitativos y cualitativos claramente establecidos.

En el año 2013, el programa de optimización operativa se extendió a Chungar con “Emprende Chungar”.

3. OBJETIVOS

3.1 Objetivo Cuantitativo

Lograr mejoras en los resultados de los indicadores operativos, reduciendo costos e incrementando ingresos.

Comité de Perforación y Voladura:

- Reducir %Dilución
- Reducir %Sobrerotura
- Optimizar Perforación con Equipos Simbas
- Cambiar tipo de explosivos
- Optimizar el uso de Explosivo: Reducir Factor de Potencia y Factor de Carga
- Incrementar el avance por disparo
- Cambiar método de minado de Breasting a Taladros Largos

Comité de Sostenimiento

- Optimizar el consumo y transporte de shotcrete
- Optimizar el consumo de pernos y mallas
- Disminuir el tiempo de fragua de shotcrete

Comité de Transporte y Acarreo

- Reducir distancias de transporte

Comité de Productividad

- Incrementar las horas de actividad operativa de las flotas (scoops, dumpers, jumbos, simbas, empernadores, mixers, robots)

Comité de Planta

- Incrementar la Producción de Planta Victoria, Planta Andaychagua y Planta Animón
- Incrementar la Recuperación de Zn y Pb. Incrementar la Recuperación de Ag en concentrados de Pb y Cu
- Reducir el consumo de reactivos
- Reducir el consumo de Bolas y Barras
- Incrementar el periodo entre mantenimientos de planta.

Comité de Mantenimiento

- Incrementar la disponibilidad mecánica
- Incrementar el % de mantenimiento planificado

3.2 Objetivo Cualitativo

Administrar las actividades y resultados de las iniciativas de Volcan, que asegure la Mejora Continua y la elevación de la calidad y productividad.

Objetivos Cualitativos Secundarios:

- Sensibilizar a la alta dirección para que lidere el proceso de mejora de la calidad y buen desempeño en la organización.
- Mantener una disciplina permanente en la ejecución de los comités y la generación de índices.
- Motivar la participación en equipos de mejora para contribuir a la elaboración de proyectos a fin de elevar la calidad y productividad.
- Lograr el crecimiento de las personas a través de la capacitación y el compromiso con la calidad.
- Fomentar el proceso de aprendizaje y la toma de decisiones basadas en hechos.

4. ESTRATEGIA DE MEJORA CONTINUA

4.1 Módulo de Organización

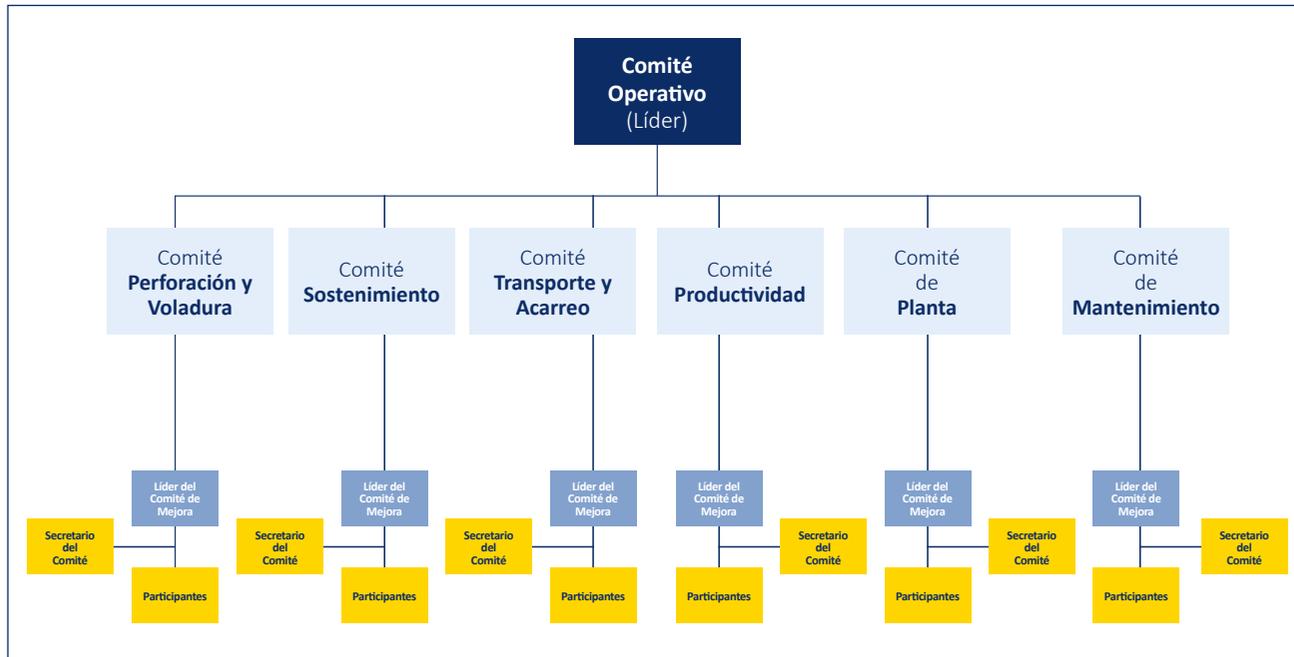
Se diseñó y gestionó la implementación de los círculos de mejora permanente. Se establecieron los siguientes comités de mejora: Perforación y Voladura, Transporte y Acarreo, Sostenimiento, Tiempo Productivo, Mantenimiento y Planta.

Alcance

- Definición, capacitación y difusión de la metodología.
- Definición de roles y políticas.
- Implementación de espacios.
- Desarrollo de herramienta de priorización de iniciativas y modelo de autorización de iniciativas.

**FIGURA
Nº 1**

Comités de Mejora Continua



4.2 Módulo de Gestión

Establecer una metodología con el fin de evitar retrabajos y aumentar la efectividad del proyecto a través del seguimiento a las etapas establecidas bajo un proceso ordenado y transparente.

Alcance

- Desarrollo del Modelo de Supervisión del equipo del Proyecto a fin de asegurar que las actividades diseñadas se están llevando a cabo en la operación.
- Lograr involucramiento de la operación.

- Evaluar el involucramiento de las Contratas.
- Soporte en Procedimientos: Mapeo, levantamiento, validación, implementación y difusión.

Se definió la Gestión de Iniciativas en base a la metodología de los 7 pasos:

Paso 1. Seleccionar la oportunidad de mejora.

Paso 2. Clarificar y subdividir el problema.

Paso 3. Analizar las causas desde su raíz.

Paso 4. Establecer objetivos y metas.

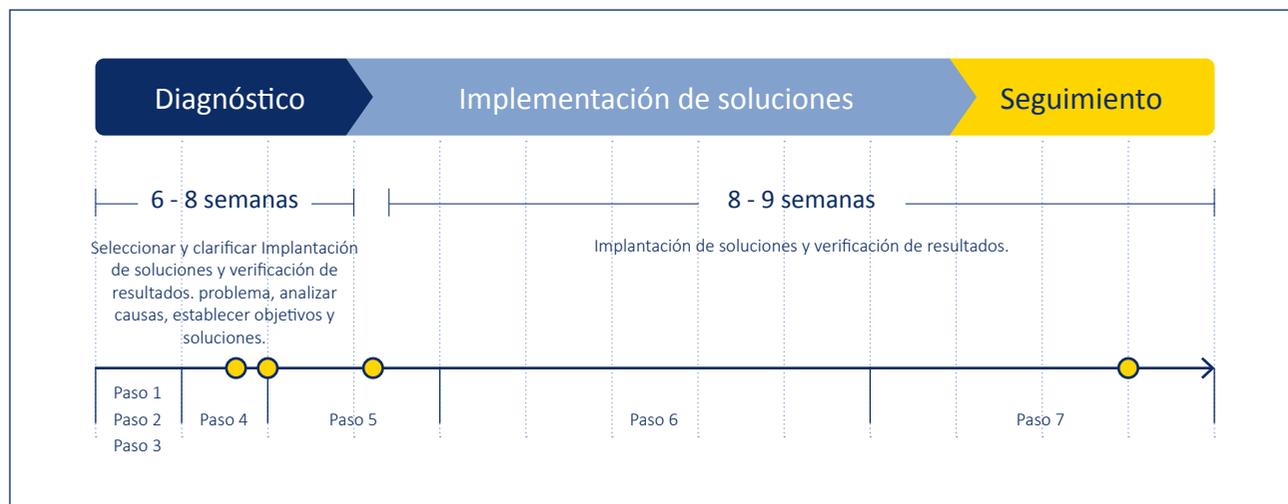
Paso 5. Definir y programar soluciones.

Paso 6. Implantar y verificar soluciones.

Paso 7. Acciones de Garantía.

FIGURA
Nº 2

Etapas Macro de
Mejora Continua



4.3 Módulo de Comunicación

Asegura el flujo dinámico de la información y de la Toma de Decisiones dentro del proyecto a través de la definición de los elementos de control, estructura y contenido, básicos en un sistema de gestión.

Alcance

- Estructuración/Diseño de los puntos de control/ Retroalimentación del proyecto.
 - Comités
 - Junta Semanal Operativa
 - Junta Semanal de Avance
- Definición de Participantes (Roles y responsabilidades)
- Definición de elementos de Control (Aseguramiento de Efectividad de los Foros): Minuta de seguimiento, Control de Asistencia
- Definición de Agenda y Herramientas

- Pirámide Indicadores de Gestión. Definición de Línea Base y Objetivos
- Definición de audiencia por tipo de indicador y frecuencia.

4.4 Estructura de Reporte y Difusión vía Comités

Modelo de difusión de la información y toma de decisiones en 3 niveles:

Operativo: Comités de Mejora Semanales

Táctico: Junta Semanal Operativa

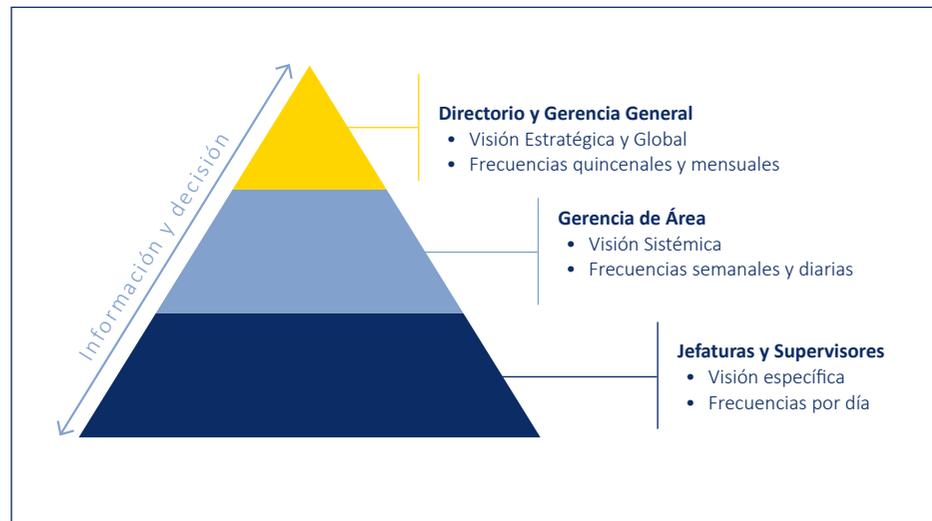
Estratégico: Junta Semanal de Avance

Comité de Mejora:

Cuyo objetivo es el de brindar continuidad en el análisis de índices operativos generando a la par mejoras en la operación. Conformado por un equipo multidisciplinario: Líder, Secretario y participantes (de 6 a 8 personas).

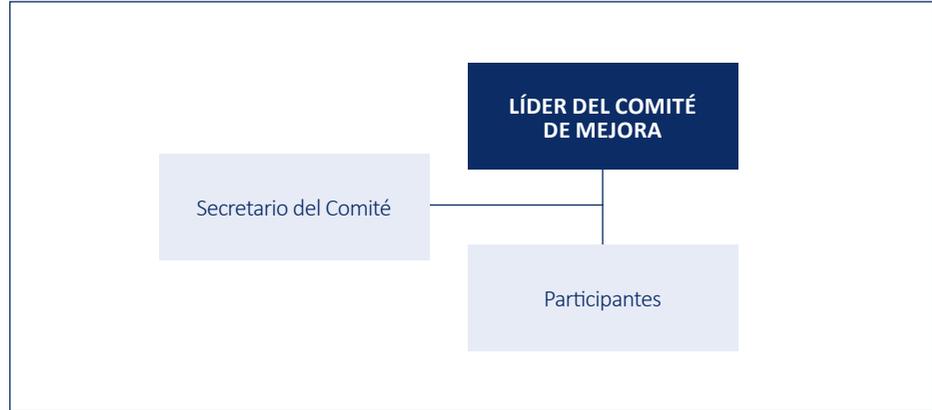
**FIGURA
Nº 3**

Pirámide de
Indicadores de
Gestión



**FIGURA
Nº 4**

Estructura de
Comités de
Mejora



Junta Semanal Operativa: Conformada por el Gerente de Operaciones de la unidad y los líderes de Comités.

Junta Semanal de Avance: Conformada por el comité Ejecutivo (Alta gerencia), Gerente de Operaciones de la Unidad y líderes de Comités.

5. PROYECTO DE INDICADORES DE GESTIÓN

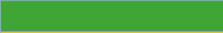
Se trabajó en la Definición y Normalización de Indicadores de operaciones a fin de utilizar formatos estandarizados, que faciliten la comparación y la aplicación de criterios uniformes en el análisis, respetando en lo posible las diferencias de cada unidad minera. Se seleccionaron 82 indicadores de los diferentes procesos de las operaciones mineras.

**FIGURA
Nº 5**

Hoja de
Normalización
de Indicadores

Factor de Potencia (KG / TM)

					CÓDIGO:	029
GERENCIA:	Gerencia Central de Operaciones	ELABORADO POR:	Superintendencia de Mejora Continua	F. ELAB.:	06/11/2012	VERSIÓN Nº
ÁREA:	Superintendencia Operaciones Mina	APROBADO POR:	Gerencia Central de Operaciones	F. APROB.:		01

1. DEFINICIÓN	
1.1. Expresión conceptual: Es la relación entre el consumo total de explosivos en la etapa de Explotación y la producción de mineral roto en un periodo determinado.	
1.2. Expresión matemática: $\frac{\text{Consumo de explosivos Mina (KG)}}{\text{Mineral Extraído (TM)}}$	<p>Consumo de explosivos: Anfo, Dinamita y Emulsión. Utilizados en tajos (no incluye consumo en avances).</p> <p>Mineral Extraído: Toneladas de Mineral de Mina en toneladas métricas secas en tajos (no incluye desmonte producto de la explotación de tajos, tampoco incluye mineral de avance).</p>
2. OBJETIVOS	
- Monitorear y controlar el consumo de explosivos en la etapa de Explotación. - Controlar la fragmetación de macizo rocoso.	
3. CONSIDERACIONES DE GESTIÓN	4. INFORMACIÓN Y DATOS
3.1. Consideraciones de Gestión:	<p>Consumo de explosivos: Reportes de voladura de Operaciones Mina consolidados por el área de Productividad.</p> <p>Mineral al Roto: Calculado en función a las mediciones topográficas (área de Planeamiento).</p>
 Real <= Meta	
 Meta < Real <= 110% Meta	
 Real > 110% Meta	
3.2. Periodicidad: Semanal y mensual	
3.3. Quién / Quiénes	
<p>Responsable(s) del cálculo: Jefe de Productividad</p> <p>Responsable(s) del análisis y plan de acción: Jefatura de Perforación y Voladura, Superintendente de Planeamiento, Superintendentes Mina, Gerente de Operaciones de la UEA.</p>	
5. NIVELES DE REFERENCIA	6. SUB-DIVISIONES
Histórico:	Por UEA
Estándar:	Por Mina
Planificado:	Método de explotación: Realce, Breasting, Talaro largos y Chimenea para cara libre (slot)
Diseño:	Por prestados de servicios: (Cia. y contratistas?)
Competencia:	Tipo de sección en avance: 1.5 x 1.5, 2 x 2, 3.5 x 3.5, 4.0 x 3.5, 4.0 x 4.0, 4.5 x 4.5.
Estado del Arte:	

**FIGURA
Nº 6**

Indicadores normalizados en Handbook de Indicadores

Código	Proceso	Actividad	KPI	UM	Mejor Si	Responsable
001	Explotación	Avances	Desarrollos (Laboreo)	mts	↑	Planeamiento
002	Explotación	Avances	Desarrollos (Laboreo)	US\$ / mts	↓	Planeamiento
003	Explotación	Avances	Desarrollos verticales	mts	↑	Planeamiento
004	Explotación	Avances	Desarrollos verticales	US\$ / mts	↓	Planeamiento
005	Explotación	Avances	Desarrollos horizontales	mts	↑	Planeamiento
006	Explotación	Avances	Desarrollos horizontales	US\$ / mts	↓	Planeamiento
007	Explotación	Avances	Desarrollos rampas	mts	↑	Planeamiento
008	Explotación	Avances	Desarrollos rampas	US\$ / mts	↓	Planeamiento
009	Explotación	Avances	Desarrollos Raise Bore	mts	↑	Planeamiento
010	Explotación	Avances	Desarrollos Raise Bore	US\$ / mts	↓	Planeamiento
011	Explotación	Avances	Preparaciones (Laboreo)	mts	↑	Planeamiento
012	Explotación	Avances	Preparaciones (Laboreo)	US\$ / mts	↓	Planeamiento
013	Explotación	Avances	Exploración (Laboreo local)	mts	↑	Geología
014	Explotación	Avances	Exploración (Laboreo local)	US\$ / mts	↓	Geología
015	Explotación	Avances	Diamantinas DDH	mts	↑	Geología
016	Explotación	Avances	Diamantinas DDH	US\$ / mts	↓	Geología
017	Explotación		Extracción mineral	tms	↑	Operaciones Mina
018	Explotación		Ley Cabeza Zn	%	↑	Operaciones Mina
019	Explotación		Ley Cabeza Pb	%	↑	Operaciones Mina
020	Explotación		Ley Cabeza Cu	%	↑	Operaciones Mina
021	Explotación		Ley Cabeza Ag	Oz / tms	↑	Operaciones Mina
022	Explotación		Dilución	%		Planeamiento
023	Explotación		Sobredilución	%	↓	Planeamiento
024	Explotación		Productividad	tms / hom	↑	Operaciones Mina
025	Explotación		Utilización de Equipos Mina	%	↑	Operaciones Mina
026	Explotación	Perforación	Eficiencia de perforación (avances)	mts / disparo	↑	Operaciones Mina
027	Explotación	Perforación	Eficiencia de perforación (explotación)	mts perf / tm material	↑	Operaciones Mina
028	Explotación	Voladura	Factor de Carga	Kg / ml	↓	Operaciones Mina
029	Explotación	Voladura	Factor de Potencia	Kg / tms	↓	Operaciones Mina
030	Explotación	Transporte y Acarreo	Eficiencia Volquetes	tms / viaje	↑	Operaciones Mina
031	Explotación	Transporte y Acarreo	Eficiencia Scoops	tms / hr	↑	Operaciones Mina
032	Explotación	Sostenimiento	Shotcrete	m3 / m2	↓	Operaciones Mina
033	Explotación	Sostenimiento	Pernos de anclaje	Un / m2	↓	Operaciones Mina
034	Explotación	Sostenimiento	Mallas	m2 / m2	↑	Operaciones Mina
035	Explotación	Relleno	Cementado	m3 / tm		Operaciones Mina
036	Explotación	Relleno	Hidráulico	m3 / tm		Operaciones Mina
037	Explotación	Relleno	Detrítico	m3 / tm		Operaciones Mina
038	Beneficio	Tratamiento	Tratamiento	tms	↑	Operaciones Planta
039	Beneficio	Tratamiento	Concentrado de Zn	tms	↑	Operaciones Planta
040	Beneficio	Tratamiento	Concentrado de Pb	tms	↑	Operaciones Planta
041	Beneficio	Tratamiento	Concentrado de Cu	tms	↑	Operaciones Planta
042	Beneficio	Tratamiento	Bulk de Plata	tms	↑	Operaciones Planta
043	Beneficio	Tratamiento	Humedad CC de Zn	%	↓	Operaciones Planta
044	Beneficio	Tratamiento	Humedad CC de Pb	%	↓	Operaciones Planta
045	Beneficio	Tratamiento	Humedad CC de Cu	%	↓	Operaciones Planta

Código	Proceso	Actividad	KPI	UM	Mejor Si	Responsable	
046	Beneficio	Tratamiento	Humedad CC de Bulk de Ag		%	↓	Operaciones Planta
047	Beneficio	Tratamiento	Recuperación Zn en CC de Zn		%	↑	Operaciones Planta
048	Beneficio	Tratamiento	Recuperación Pb en CC de Pb		%	↑	Operaciones Planta
049	Beneficio	Tratamiento	Recuperación Cu en CC de Cu		%	↑	Operaciones Planta
050	Beneficio	Tratamiento	Recuperación de Plata		%	↑	Operaciones Planta
051	Beneficio	Tratamiento	Contenido de Finos Zn		tms	↑	Operaciones Planta
052	Beneficio	Tratamiento	Contenido de Finos Pb		tms	↑	Operaciones Planta
053	Beneficio	Tratamiento	Contenido de Finos Cu		tms	↑	Operaciones Planta
054	Beneficio	Tratamiento	Contenido de Finos Ag		Oz Ag	↑	Operaciones Planta
055	Beneficio	Tratamiento	Utilización de Equipos Planta		%	↑	Operaciones Planta
056	Beneficio	Chancado	Horas de chancado		Hrs / tms		Operaciones Planta
057	Beneficio	Molienda	Consumo Barras		Un / tms	↓	Operaciones Planta
058	Beneficio	Molienda	Consumo Bolas		Kg / tms	↓	Operaciones Planta
059	Beneficio	Flotación	Consumo de Sulfato de Cobre Sólido		Kg / tms	↓	Operaciones Planta
060	Beneficio	Flotación	Consumo de Sulfato de Zn		Kg / tms	↓	Operaciones Planta
061	Beneficio	Flotación	Consumo de Cal		Kg / tms	↓	Operaciones Planta
062	Beneficio	Flotación	Consumo de Floculante AR7052		Kg / tms	↓	Operaciones Planta
063	Energía		Consumo Energía		KwH / tms	↓	Energía
064	Mantenimiento		Disponibilidad de Equipos Mina		%	↑	Mantenimiento
065	Mantenimiento		Disponibilidad de Equipos Planta		%	↑	Mantenimiento
066	Seguridad		Índice de Frecuencia		#	↓	Seguridad
067	Seguridad		Índice de Severidad		#	↓	Seguridad
068	Seguridad		Índice de Accidentabilidad		#	↓	Seguridad
069	Seguridad		Horas Hombre sin accidente		Hr	↑	Seguridad
070	Explotación		Costo de Mina		US\$ / tms	↓	Operaciones Mina
071	Explotación		Costo de Perforación		US\$ / tms	↓	Operaciones Mina
072	Explotación		Costo de Voladura		US\$ / tms	↓	Operaciones Mina
073	Explotación		Costo de Sostenimiento		US\$ / tms	↓	Operaciones Mina
074	Explotación		Costo de Transporte y Acarreo		US\$ / tms	↓	Operaciones Mina
075	Explotación		Costo de Mantenimiento de Equipos Mina		US\$ / tms	↓	Mantenimiento
076	Beneficio		Costo de planta		US\$ / tms	↓	Operaciones Planta
077	Beneficio		Costo de chancado		US\$ / tms	↓	Operaciones Planta
078	Beneficio		Costo de molienda		US\$ / tms	↓	Operaciones Planta
079	Beneficio		Costo de flotación		US\$ / tms	↓	Operaciones Planta
080	Beneficio		Costo de mantenimiento de equipos planta		US\$ / tms	↓	Operaciones Planta
081			Costo administrativo de operaciones		US\$ / tms	↓	Operaciones
082			Costo total		US\$ / tms	↓	Operaciones

Se desarrolló en dos Fases:

Fase I - Captura de Datos y Mejora de la Calidad de Información:

Implementación de una Base de Datos que permite registrar información de indicadores seleccionados (con información, actualmente no reportados en el ERP).

- Implementación de mecanismos para mejorar la información desde su captura. Se trabajo con las áreas de productividad de las unidades para mejorar la entrega de los reportes físicos de las actividades y la calidad de los mismos.

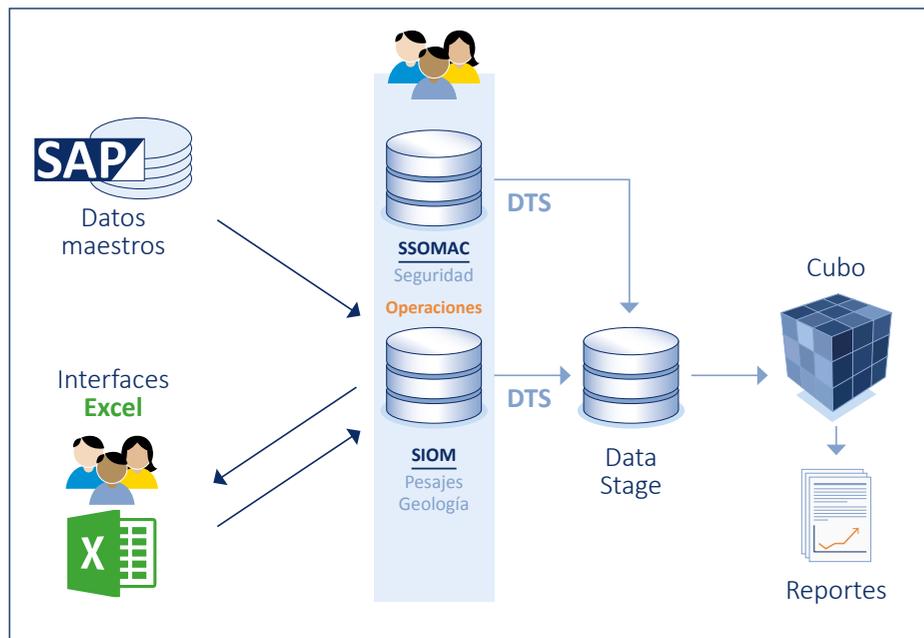
- Revisión de principales Procesos y reportes de operación. Estandarización de criterios.
- Dimensionamiento del área de registro de información en unidades.

Fase II – Reporte (Business Intelligence)

- Definición del modelo de visualización y explotación de la información.

**FIGURA
Nº 7**

Esquema General
de la base de
Datos integrada



- Implementación de un sistema que permite visualizar en línea los 82 indicadores con data registrada.

**FIGURA
Nº 8**

Logo del Proyecto de Mejora en Yauli

6. PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Proyecto de Mejora en Yauli

Ciclo I: Enero 2012 a Diciembre 2012

Ciclo II: Enero 2013 a Diciembre 2013

Ciclo III: Enero 2014 a la fecha



Proyecto de Mejora en Chungar

Ciclo I: Enero 2013 a Diciembre 2013

Ciclo II: Enero 2014 a la fecha

FIGURA Nº 9

Logo del Proyecto de Mejora en Chungar



Principales actividades realizadas:

En Perforación y voladura:

- Reducción de la Dilución, sobrerotura y avance por disparo.
 - Diseño /Optimización y estandarización de mallas de perforación.
 - Medición de dilución con equipo Optech.
 - Utilización de equipos que garanticen una desviación no mayor del 1% (Boretrack).
 - Capacitación al personal de contratas y compañía
 - Supervisión y control en campo.
 - Elaboración de Procedimientos.
- Mejora en la perforación con Taladros Largos (Simbas)
 - Zonificación geomecánica de la mina.
 - Capacitación al personal de contratas y compañía.

- Supervisión y control en campo.
- Elaboración de Procedimientos.
- Optimizar el uso de Explosivos.
 - Mejora en la calidad de la información.
 - Cambio en el sistema de despacho.
 - Construcción de polvorines auxiliares y movilidad traslado de explosivos (en proceso).
 - Control en la asignación de materiales en Labores no consideradas en el Plan.
 - Programación adecuada de las tareas de voladura, optimizando el rendimiento del personal.
 - Supervisión y control en campo.
 - Elaboración de Procedimientos.
- Cambio de método de Minado de Breasting a Taladros Largos.
 - Definición de zonas adecuadas para el nuevo método de minado (Planeamiento y Geomecánica).
 - Estricta coordinación de Planeamiento, Geomecánica y Operación en la ejecución.

En Sostenimiento:

- Optimizar el consumo y Transporte de shotcrete.
 - Auditoría del proceso de producción, transporte y lanzado de Shotcrete.
 - Control en el pedido y despacho de Shotcrete.
 - Medición y reducción de resanes y % de rebote.
 - Control de espesor (uso de calibradores).
 - Shotcrete específico para labores temporales.
 - Cambio de administración de la planta de Shotcrete en San Cristóbal.
 - Adquisición de planta de shotcrete en Andaychagua.

- Optimizar el consumo de pernos y mallas.
 - Rediseño de mallas.
 - Cambio de tipo de pernos.
- Disminuir el tiempo de fragua de shotcrete
 - Incorporación de aditivos para acelerar el tiempo de fragua.
 - Optimización de la relación de agua cemento de la mezcla.
 - Pruebas en campo, análisis de laboratorio y aprobación del área de seguridad.

En Comité de Transporte y Acarreo

- Incremento de uso de tolvas de transferencia.
- Mejora de infraestructura en interior mina (comedores, vías, ventilación).
- Mayor uso de locomotoras en reemplazo de volquetes para transporte de mineral.
- Mayor utilización de Piques para transporte de personal, mineral y desmonte.

En Comité de Productividad

- Estudio de tiempos en equipos en interior mina.
- Mejora del control de reportes de Empresas

contratistas Mineras (ECM) y Volcan, en aspectos de cumplimiento y calidad de información.

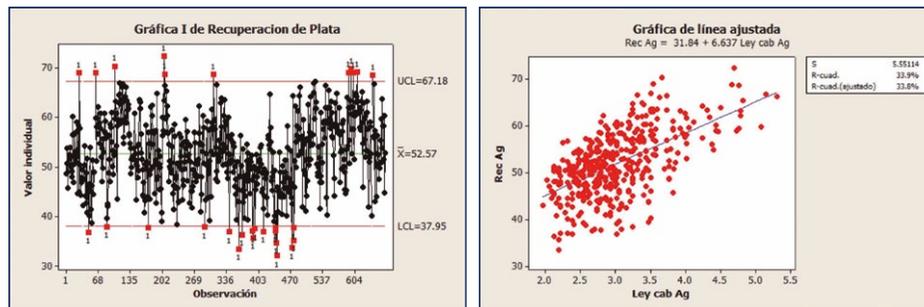
- Análisis de Paretos para identificar principales causas de demoras.
- Cambio de guardia en caliente.
- Construcción de talleres, vestuarios y comedores en interior mina.
- Mejora en el transporte de personal a interior mina.
- Zonificación de labores para reducir tiempos de transporte de equipos.
- Transmitir objetivos de productividad a jefes de guardias y operadores.

En Planta Concentradora

- Ampliación de la capacidad de procesamiento y mejora en la granulometría en el proceso de chancado en Plantas.
- Manual de Operaciones Planta.
- Automatización de los procesos operativos en planta (Courier, dosificación).
- Análisis Six sigma identificando las variables (66%) ajenas a las leyes de cabeza con alta probabilidad de control y mejora.
 - Mejora en la dosificación de reactivos (courier)
 - Alimentación de agua (relación agua/mineral).

FIGURA Nº 10

Resultados Análisis Six Sigma de Datos de Recuperación de Plata.



7. RESULTADOS CUANTITATIVOS

Respecto a los resultados de Enero a Julio del año 2014:

EN YAULI

- El Costo de Perforación y voladura presenta una reducción del 6%, con respecto al año 2012.
 - El Factor de Potencia ha tenido una importante reducción de 12%, lo que significa aprox. 100,000 Kg de consumo de explosivos menos en estos primeros meses del año.
 - El Uso de Emulsión se ha incrementado de 25% a 75%, teniendo como objetivo el 100%. Esto

además de generar un ahorro por el menor precio del producto tiene menor impacto ambiental.

- Los metros perforados por equipos Simbas presenta un incremento del 49%, con lo cual se consiguió reducir el costo de perforación con estos equipos en más del 50%.

- El costo de Transporte y Acarreo presenta una reducción del 9% con respecto al año 2012.
- La Productividad (Tms/Hombre) ha tenido un incremento del 24% respecto al año 2012. Aproximadamente ½ hora de tiempo para actividades operativas en guardias de 8 horas y 1 hora de tiempo para actividades operativas en guardias de 12 horas.
- El costo de planta presenta una reducción del 7% con respecto al año 2012.

FIGURA Nº 11

Resumen de Resultados presentado en Junta Semanal de Avance de YP+.

Perforación y voladura:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	8.02	7.20	7.52	
Factor de potencia	Kg / tms	BAJA	0.44	0.37	0.39	
Uso de emulsión	%	SUBE	-	25%	75%	
Perforación Equipos Simba	m / Sem / Equipo	SUBE	-	712	1.058	
Metros de avance por disparo	m / disp	SUBE	2.71	2.81	2.83	
Sobredilución	%	BAJA	13.37%	13.12%	13.83%	

Sostenimiento:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	9.76	10.19	10.71	
Rendimiento de Shotcrete	m2 / m3	SUBE	-	9.63	10.02	

Transporte y acarreo:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	10.57	9.84	9.65	
Extracción por locomotoras	%	SUBE	-	42%	47%	
Extracción por tova de Cu	Tmh	SUBE	-	1,689.02	4,294.88	

Tiempos productivos:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Productividad	Tms / Hombre	SUBE	2.49	2.68	3.07	
Actividad operativa Gda-8h	Hr	SUBE	3.05	3.56	3.73	
Actividad operativa Gda-12h	Hr	SUBE	4.35	5.15	5.64	

Planta:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	6.94	6.32	6.47	
Tratamiento	tms / día	SUBE	9,726	10,254	10,309	
Recuperación Ag- PVIC	%	SUBE	85.73	81.94	82.58	
Recuperación Ag- PMTH	%	SUBE	86.87	85.00	84.99	
Recuperación Ag- PAND	%	SUBE	94.48	90.33	89.52	
Recuperación Ag- PVIC	%	SUBE	90.85	91.33	91.82	
Recuperación Zn- PMTH	%	SUBE	90.78	90.24	92.14	
Recuperación Zn- PAND	%	SUBE	90.68	91.71	90.99	

EN CHUNGAR

- El Factor de Potencia presenta reducción del 5%, respecto al año 2012.
- La dilución global ha disminuido en 24%
- El costo de Sostenimiento presenta una reducción del 18% con respecto al año 2012.
- El costo de Transporte y Acarreo presenta una reducción del 7% con respecto al año 2012.
- La Productividad (Tms/Hombre) ha tenido un incremento del 8% respecto al año 2012. Aproximadamente ½ hora de tiempo para actividades operativas en guardias de 12 horas.

FIGURA Nº 12

Resumen de Resultados presentado en Junta Semanal de Avance de YP+

Perforación y voladura:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	6.53	6.40	7.55	
Factor de potencia	Kg / tms	BAJA	0.25	0.23	0.24	
Factor de carga	Kg / ml	BAJA	-	25.81	25.50	
Sobrerotura	%	BAJA	-	18.42	17.15	
Metros de avance por disparo	m / disp	SUBE	2.81	2.68	2.82	
Sobredilución	%	BAJA	5.8	2.9	4.4	

Sostenimiento:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	10.35	9.31	8.48	
Rendimiento de Shotcrete	m2 / m3	SUBE	-	10.54	10.94	
Uso de pernos	un / m2	BAJA	-	0.53	0.51	

Transporte y acarreo:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	10.94	10.21	9.18	
Tonelaje pique JT ¹	tms / día	SUBE	-	275	4,036	

Tiempos productivos:

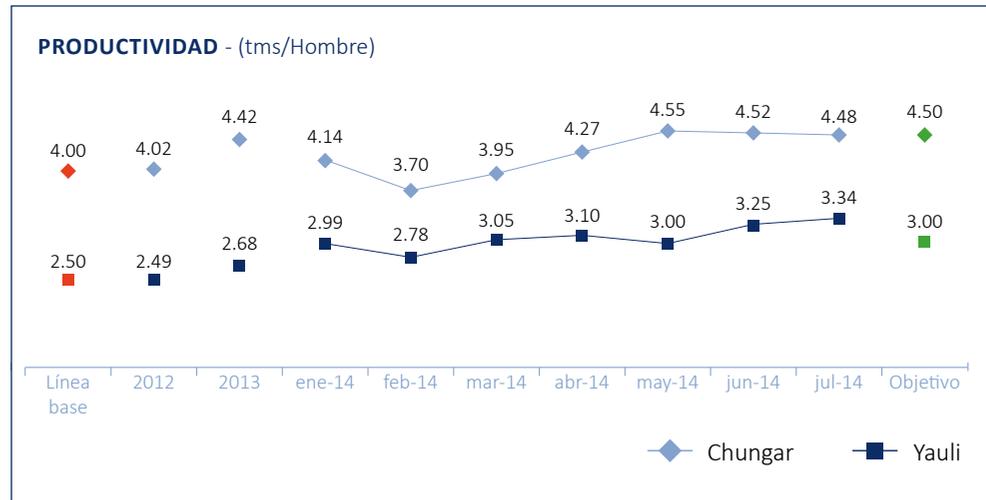
Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Productividad Animon	tms / Hombre	SUBE	3.52	3.84	3.82	Verde
Actividad operativa Gda-12h	Hr	SUBE	7.05	6.99	6.67	Amarillo

Planta:

Indicador	Unidad de medida	Mejor SI	2012	2013	2014(*)	Semáforo
Costo	Usd / tms	BAJA	5.05	4.96	6.69	Rojo
Tratamiento	tms / día	SUBE	4,649	5,322	5,548	Verde
Recuperación Ag global	%	SUBE	80.26	83.14	83.51	Verde
Recuperación Pb	%	SUBE	86.19	86.17	86.28	Verde
Recuperación Cu	%	SUBE	41.48	42.64	39.80	Amarillo
Recuperación Zn	%	SUBE	92.20	92.81	92.57	Verde

**FIGURA
Nº 13**

Evolución de
principales
indicadores
operativos

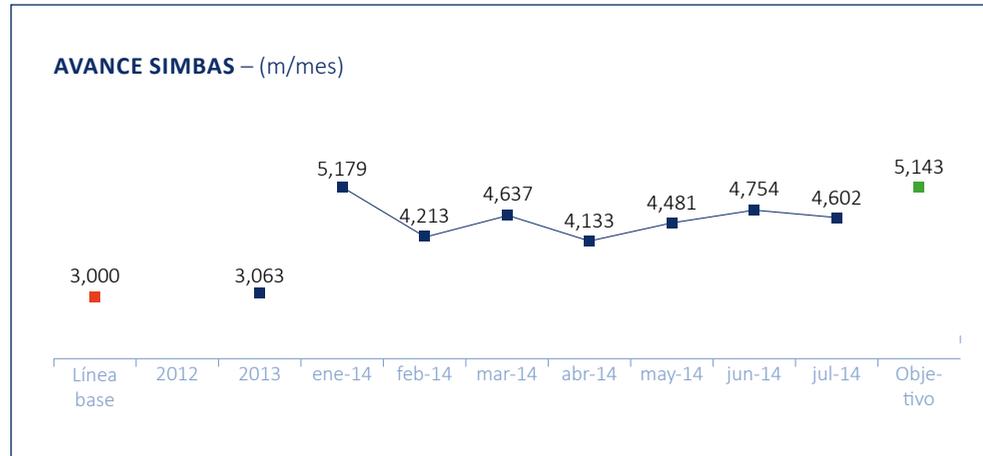


DILUCIÓN - (%)



FACTOR DE POTENCIA - (kg / tms)





**FIGURA
Nº 14**

Tableros de control Empresa Chungar

COMITÉ DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	3º Inm 13 Jul - Set	4º Inm 13 Oct - Dic	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁ- FORO	OBJETI- VO
Indicadores generales												
Sobredilución Animon	%	BAJA	5.2	6.0	4.3	5.7	4.6	4.2	4.6	4.6		4.5
Sobrerotura Animon	%	BAJA	16.5	17.3	15.4	16.5	17.9	15.6	22.1	13.0		17.0
Factor de Potencia Animon	Kg/tms	BAJA	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.23	0.22	0.22		0.24
Factor de Carga Animon	Kg/m	BAJA	25.5	25.5	25.6	25.5	25.6	25.7	25.4	25.3		24.5
Avance por metro de disparo Desmonte- Animon	m	SUBE	2.67	2.65	2.68	2.72	2.75	2.76	2.75	2.75		2.80
Avance - Animon	m	SUBE	432	428.9	468.1	388.1	437.7	454	453	451		499

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	3º Inm 13 Jul - Set	4º Inm 13 Oct - Dic	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁ- FORO	OBJETI- VO
-------------	----	----------	----	------------------------	------------------------	------------------------	------------------------	--------	--------	--------	---------------	---------------

Indicadores generales

Mineral extraído Islay (Total/Semana)	tms	SUBE	9,485	13,058	11,766	8,700	12,659	14,665	10,985	14,574		14,014
Metros perforados totales Islay	m	SUBE	1,964	1,972	1,956	1,357	1,366	2,112	1,734	2,089		2,650
Metros perforados Simba 1	m	SUBE	1,121	1,204	1,039	597	594	928	933	808		1,400
Metros perforados Simba 2	m	SUBE	843	768	918	760	773	1,184	801	1,282		1,250

Disponibilidad

Disponibilidad mecánica Simba	%	SUBE	89	91	87	89	89	85	84	95		85
Disponibilidad mecánica Simba 2	%	SUBE	-	-	-	-	92	92	79	93		85

Utilización

Utilización efectiva Simba	%	SUBE	17	51	41	32	34	39	43	47		50
Utilización efectiva Simba 2	%	SUBE	-	-	-	-	32	40	90	30		50

Avance por metro de disparo Desmonte - Islay	m	SUBE	2.90	2.86	2.94	2.93	2.85	2.82	2.93	2.94		3.20
Avance por metro de disparo Mineral - Islay	m	SUBE	2.79	2.72	2.87	2.90	2.72	2.81	2.80	2.86		3.20
Avance semanal	m	SUBE	109	112	106	102	101	168	152	177		144
Sobrerotura Islay	%	BAJA	15.31	-	15.3	15.7	26.0	25.5	15.7	25.2		10.0
Sobredilución Islay	%	BAJA	-	-	1.6	4.5	4.1	3.9	4.3	5.1		4.0
Factor de Potencia Islay	Kg/tms	BAJA	0.40	-	0.40	0.35	0.34	0.37	0.36	0.36		0.37
Factor de Carga Islay	Kg/m3	BAJA	1.99	-	1.99	1.96	1.88	1.80	1.76	1.64		1.80

COMITÉ DE SOSTENIMIENTO

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	3º Inm 13 Jul - Set	4º Inm 13 Oct - Dic	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁFORO	OBJE- TIVO MÍNIMO	OBJE- TIVO MÁXIMO
-------------	----	----------	----	------------------------	------------------------	------------------------	------------------------	--------	--------	--------	----------	-------------------------	-------------------------

Proyecto: Mejorar el consumo de Shotcrete

Consumo específico Shotcrete Avance	m2/m3	SUBE	8.82	10.4	11.2	11.1	10.9	10.85	10.63	10.48		10.0	11.5
Consumo específico Shotcrete Avance - CÍA	m2/m3	SUBE	9.97	11.1	11.5	11.0	10.2	11.07	10.06	10.08		10.0	11.5
Consumo específico Shotcrete Avance- C1	m2/m3	SUBE	8.29	9.7	10.4	10.6	11.4	10.57	11.06	10.99		10.0	11.5
Consumo específico Shotcrete Avance - C2	m2/m3	SUBE	9.94	10.4	11.5	11.5	11.3	10.91	10.77	10.37		10.0	11.5
Consumo específico Shotcrete Explotación	tms/m3	SUBE	47.3	53.7	53.3	55.4	55.1	56.65	55.44	56.24		53.0	57.0
Consumo específico Shotcrete Explotación - CÍA	tms/m3	SUBE	-	53.1	54.3	58.1	56.9	57.16	56.96	56.24		53.0	57.0
Consumo específico Shotcrete Explotación - C1	tms/m3	SUBE	-	50.1	49.8	52.1	53.0	54.09	52.83	55.83		53.0	57.0
Consumo específico Shotcrete Explotación - C2	tms/m3	SUBE	-	56.7	55.8	56.1	55.5	58.70	56.53	56.64		53.0	57.0

C1: Contratista 1

C2: Contratista 2

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	3º Inm 13 Jul - Set	4º Inm 13 Oct - Dic	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁFORO	OBJETIVO
-------------	----	----------	----	------------------------	------------------------	------------------------	------------------------	--------	--------	--------	----------	----------

Proyecto: Mejorar el consumo de pernos

Consumo específico pernos Avances	un/m2	BAJA	0.62	0.52	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51		0.52
Consumo específico pernos Avances - CÍA	un/m2	BAJA	0.63	0.53	0.49	0.50	0.53	0.51	0.51	0.53		0.52
Consumo específico pernos Avances - C1	un/m2	BAJA	0.69	0.52	0.53	0.52	0.51	0.49	0.51	0.49		0.52
Consumo específico pernos Avances - C2	un/m2	BAJA	0.50	0.53	0.52	0.51	0.49	0.52	0.52	0.51		0.52
Consumo específico pernos Avances	tms/un	SUBE	9.08	10.56	10.76	11.01	11.15	10.89	10.90	10.90		10.50
Consumo específico pernos Avances - CÍA	tms/un	SUBE	-	10.97	11.14	11.83	11.59	11.44	11.17	11.83		10.50
Consumo específico pernos Avances - C1	tms/un	SUBE	-	9.46	9.60	9.84	10.43	10.08	10.40	10.19		10.50
Consumo específico pernos Avances - C2	tms/un	SUBE	-	11.24	11.54	11.35	11.42	11.15	11.14	10.69		10.50

COMITÉ DE PRODUCTIVIDAD

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁFORO	OBJETIVO
-------------	----	----------	----	------------------------	------------------------	--------	--------	--------	----------	----------

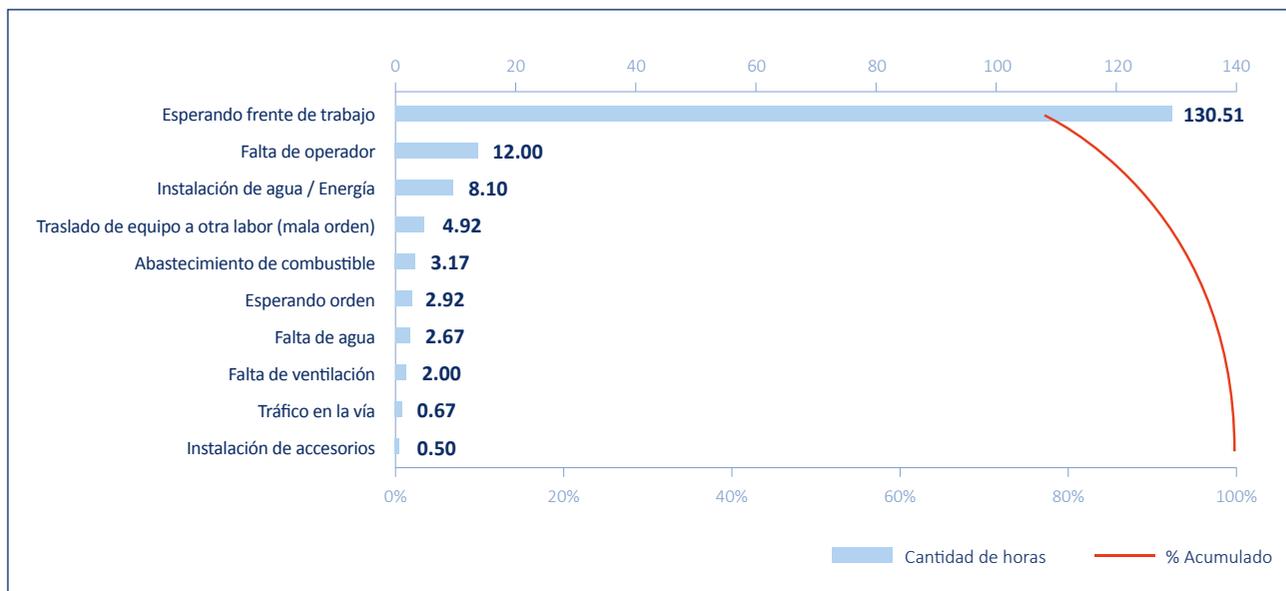
Equipos de transporte y acarreo

Actividades operativas	hr	SUBE	7.2	7.4	7.5	8.0	8.1	8.0		7.6
Demoras operativas 1	hr	BAJA	-	1.9	2.3	2.1	2.3	2.2		1.8
Demoras operativas 2	hr	BAJA	1.3	1.2	1.2	0.9	0.8	0.9		0.8
Demoras no operativas	hr	BAJA	-	1.6	1.0	1.0	0.9	0.9		1.8

Compañía:

*DUMPER										
INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁFORO	OBJETIVO
Actividades operativas	hr	SUBE	7.7	7.8	7.9	8.7	8.9	8.8		8.0
Demoras operativas 1	hr	BAJA	-	1.8	2.4	2.0	2.2	2.0		1.4
Demoras operativas 2	hr	BAJA	1.2	1.2	1.1	1.2	0.3	0.4		0.7
Demoras no operativas	hr	BAJA	-	1.2	0.6	0.1	0.6	0.8		1.8

DEMORAS OPERATIVAS 2 - JUMBOS CIA



8. RESULTADOS CUALITATIVOS

- Modelo de gestión implementado, que permite administrar las actividades y resultados de las iniciativas de las unidades de Yauli y Chungar.
- Gestión por Indicadores (Tableros de control). Frecuencia Semanal.
- Mejora de la supervisión y el control de las operaciones
- Mayor compromiso en los resultados de la operación e involucramiento de Empresas Contratistas Mineras (ECM).
- Canales de comunicación entre áreas más eficientes.

9. CONCLUSIONES

Desde la implementación de los Proyectos de Mejora en Volcan los resultados cuantitativos y cualitativos han sido favorables. Así, los programas de optimización se están extendiendo hacia todas las unidades con el fin de mejorar los procesos y reducir costos. A partir de Setiembre se debe iniciar el primer ciclo de mejora en las unidades de Cerro de Pasco y Alpamarca, logrando así el despliegue en todas las unidades operativas de Volcan.

Otra de las ventajas de la implementación del Modelo de Gestión en las operaciones es que el monitoreo y gestión de los indicadores nos permitirán mejorar el control de

costos operativos, ya que estos representan más del 60% de los costos operativos de la unidades.

Es importante transferir la filosofía de gestión por indicadores al resto de los equipos de trabajo, transmitir de manera permanente la importancia de salir de un modelo de reacción a uno de gestión, mantener una disciplina permanente en la ejecución de los comités y la generación de índices, y extrapolar al resto de las actividades del ciclo no abarcadas en el proyecto, los conceptos de la metodología de gestión.

Además, se está trabajando en brindar reconocimientos a los equipos de trabajo que refuercen y premien su compromiso e institucionalizar ferias y jornadas de calidad para mejorar a nivel de empresa la difusión del modelo de gestión y los logros obtenidos en los ciclos de Mejora Continua de Volcan Compañía Minera.

El desafío ahora es lograr la sostenibilidad del Modelo de Gestión y establecer una cultura corporativa de calidad en las operaciones.

10. REFERENCIAS

Asociación Española para la calidad (2003). Herramientas para grupos de participación.

Centro de Desarrollo Industrial (2012). Bases para el reconocimiento de la Gestión de Proyectos de Mejora. Recuperado de http://www.cdi.org.pe/reconocimiento_bases.htm

Centro de Desarrollo Industrial (2012). Bases para Premio Nacional de Calidad. Recuperado de http://www.cdi.org.pe/premio_bases.htm

D'Alessio, F. (2008). El proceso estratégico: Un enfoque de gerencia. México: Pearson Education.

D'Alessio, F. (2004). Administración y Dirección de la producción. México: Pearson Education.

Laudon, K, Laudon, J. (2008). Sistema de información Gerencial. México: Pearson Education.

11. ANEXOS

1. Lista de Líderes de Comités
2. Diagrama de Flujo de Gestión de iniciativas
3. Ejemplo del desarrollo de iniciativas de mejora y uso herramientas de Gestión

ANEXO N° 1:

1. Lista de Líderes de Comités de Mejora

Líder Comité de Perforación y Voladura

- Yauli: Ing. Katia Carlos – Jefe de Perforación y Voladura de San Cristóbal
- Chungar: Ing Humberto Ticona – Superintendente de Mina Animón

Líder Comité de Productividad

- Yauli: Ing. Carlos Rojas- Jefe de Productividad
- Chungar: Luis Cortegana – Jefe de Planeamiento y Productividad

Líder Comité de Transporte y Acarreo

- Yauli: Ing. Juan Loja – Superintendente de Mina San Cristóbal
- Chungar: Ing. John Quiñonez – Jefe de Planeamiento

Líder Comité de Sostenimiento

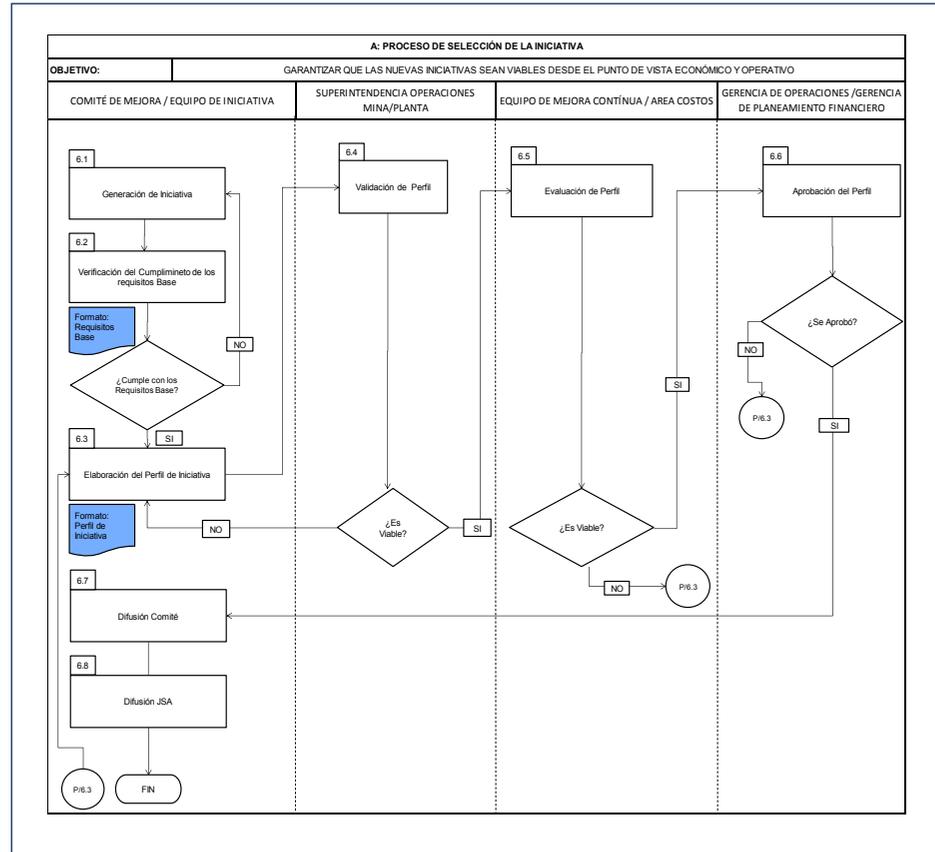
- Yauli: Ing. Luis Huamani – Jefe de Geomecanica
- Chungar: Eli Aldave- Jefe de Geomecanica

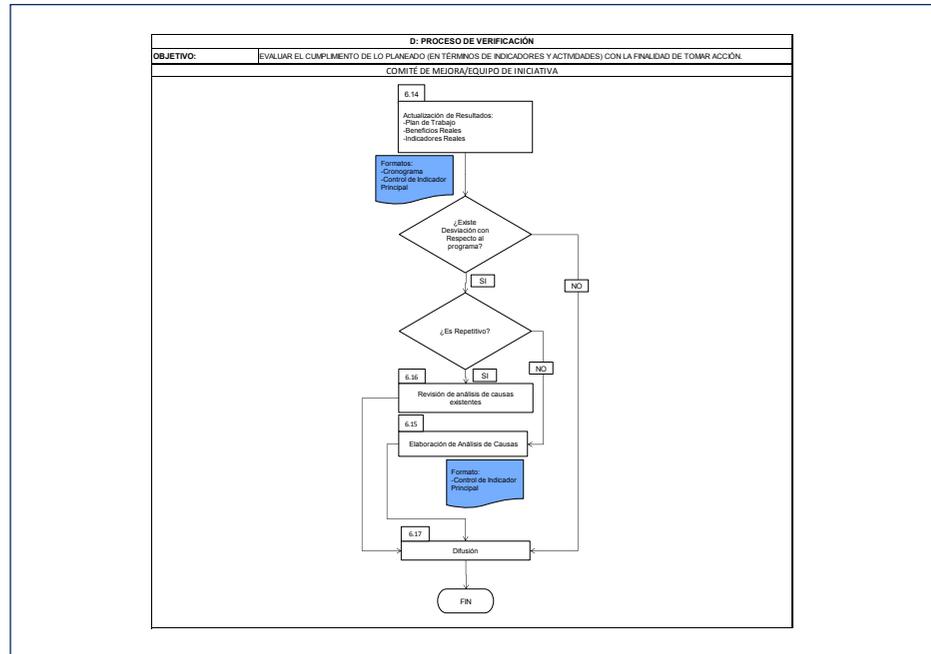
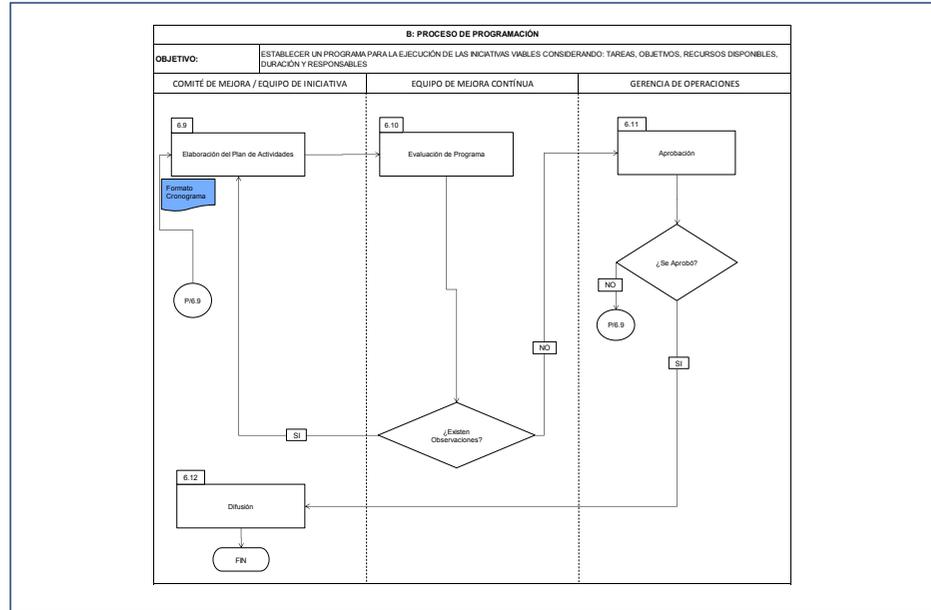
Líder Comité de Plantas

- Yauli: Ing. Ricardo Castillo – Sub Gerente de oper. metalúrgicas Yauli
- Chungar: Ing. Luis Adrianzen – Superintendente de Planta Animon

ANEXO Nº 2

Diagrama de Flujo de Gestión de iniciativas





**ANEXO
Nº 3**

Ejemplo del desarrollo de iniciativas de mejora y uso herramientas de Gestión

Paso1. Seleccionar la oportunidad de mejora.

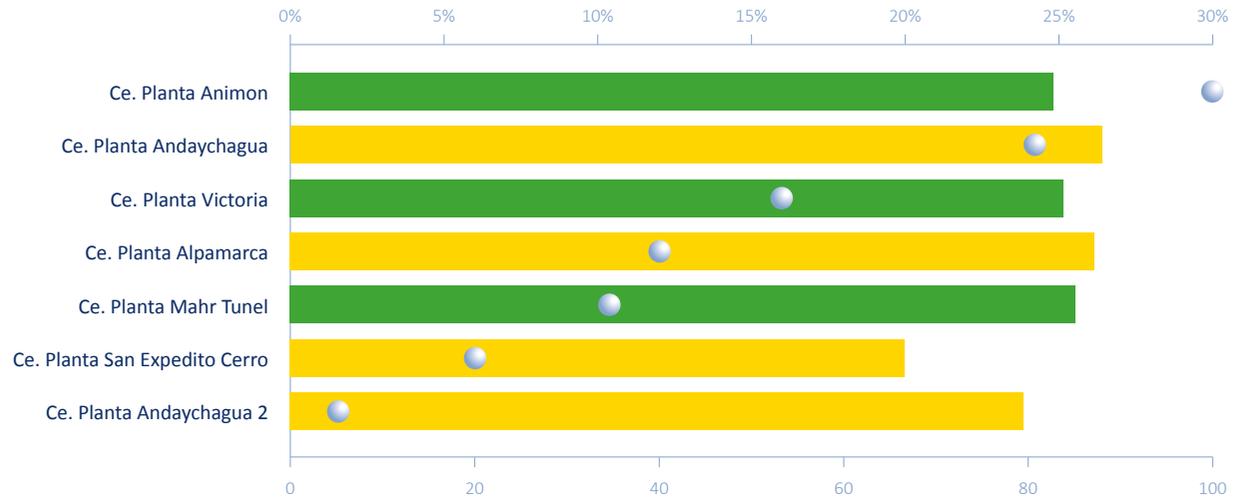
Diagrama de Caracterización de la Unidad- Planta Concentradora

Unidad/Área/Proceso:	Planta Concentradora			
Integrantes:	Fredy Lozano (Líder1), Luis Adrianzén (Líder2), José Mendoza (Secretario), Iván Villena, Ángel Sánchez, Iván Velasquez.			
Objetivo Funcional:	Procesar mineral con alto valor agregado y en las mejores condiciones de seguridad.			
Proveedores	Insumos	Procesos	Productos / Servicios	Cientes externos
Operaciones Mina Logística Mantenimiento (eléctrico y mecánico) Empresas especializadas RRHH Administración Geología Laboratorio químico Laboratorio metalúrgico	Mineral Equipos Repuestos Servicios de empresa especializada Reactivos Aceros (bolas y barras) Alimentación Personal Certificaciones Resultados (muestreos) Energía Agua	Recepción del mineral Chancado Molienda Flotación Espesamiento y filtrado Disposición de relaves Despacho de concentrado Relleno hidráulico- cono profundo	Concentrados de mineral (Cu, Zn, Pb y finos de Ag)	Cientes internos Comercialización Logística Asuntos ambientales Gerecía de operaciones mina
	Atributos		Atributos	
	De buena calidad Oportuno Estable Confiable Disponible Calificado y capacitado		Altas leyes Buen margen operativo Baja humedad Oportuno	

Paso2. Clarificar y subdividir el problema



Valor real

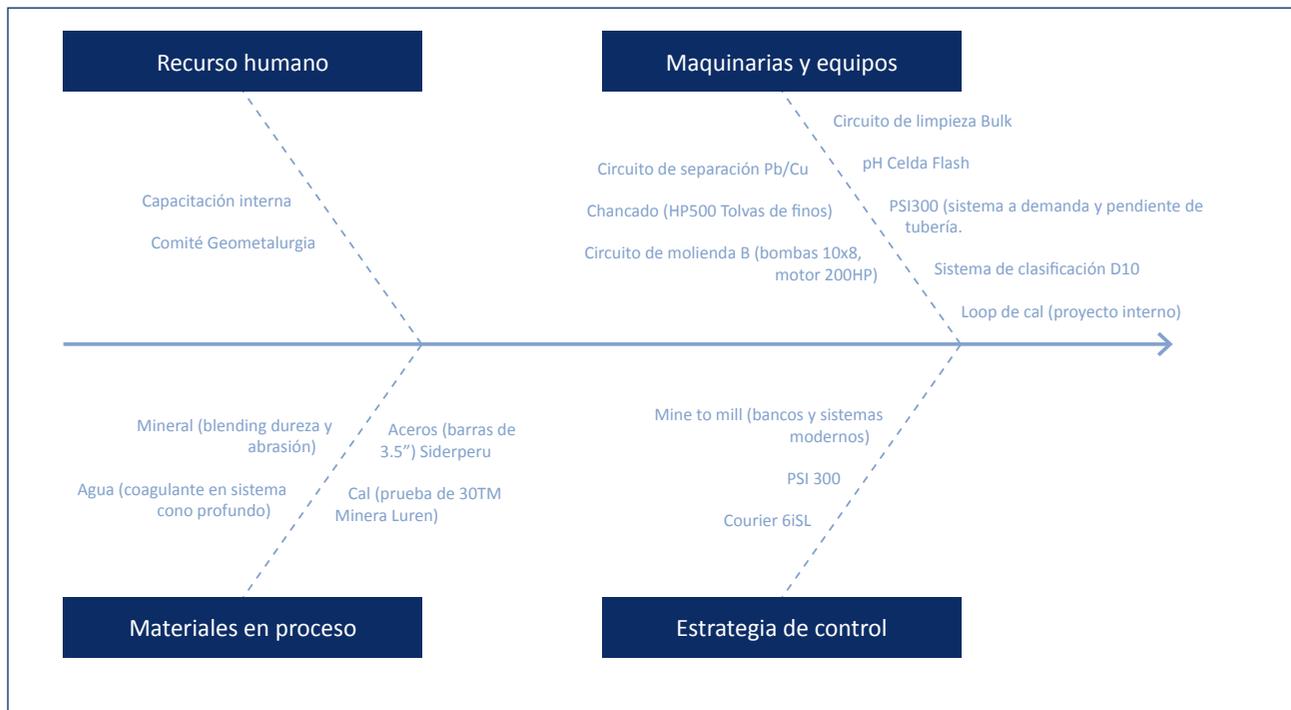


Datos:

	Real	Plan	Var.		Finos Ag	Finos Cab Ag
Ce. Planta Animon	83.01	82.99	0%	Green	1,851,074	2,229,938
Ce. Planta Andaychagua	89.66	90.11	0%	Yellow	1,472,394	1,642,175
Ce. Planta Victoria	84.85	82.17	3%	Green	1,005,255	1,184,792
Ce. Planta Alpamarca	88.78	90.48	-2%	Yellow	754,736	850,150
Ce. Planta Mahr Tunel	86.32	85.21	1%	Green	628,295	727,828
Ce. Planta Expedito Cerro	67.32	69.27	-3%	Yellow	375,427	557,672
Ce. Planta Andaychagua 2	79.89	81.87	-2%	Yellow	138,790	173,736

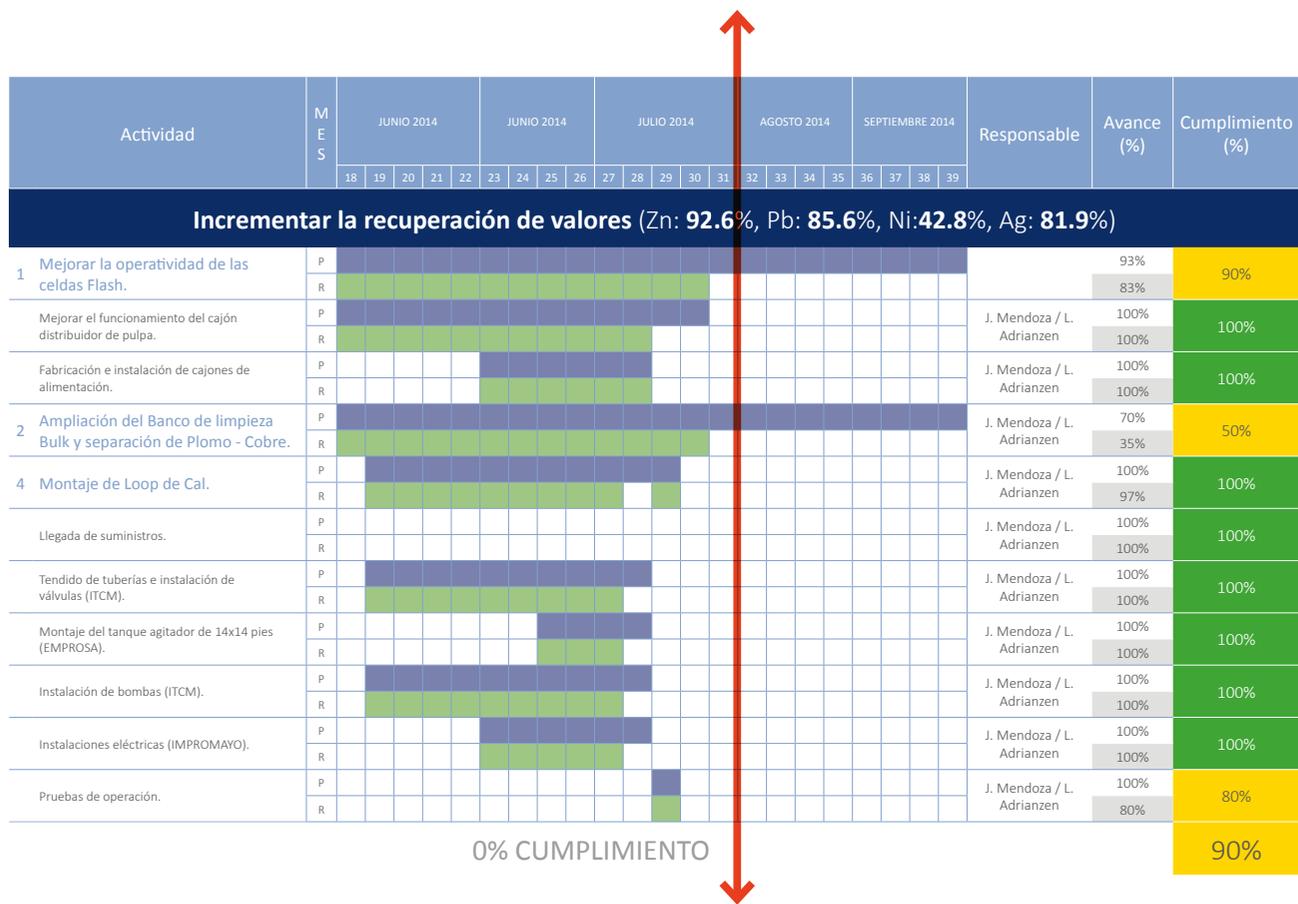
Semana 30: Del 20 al 26 de Julio 2014

Paso3. Analizar las causas desde su raíz.



Paso4. Establecer objetivos y metas.

Paso5. Definir y programar soluciones



Paso6. Implantar y verificar soluciones.

INDICADORES	UM	MEJOR SI	LB	3º Inm 13 Jul - Set	4º Inm 13 Oct - Dic	1º Inm 14 Ene - Mar	2º Inm 14 Abr - Jun	Sem 28	Sem 29	Sem 30	SEMÁ- FORO	OBJETIVO
Incremento de producción												
Mineral tratado total	tms/día	SUBE	5,416	5,432	5,401	5,479	5,459	5,514	5,480	5,490		5,463
Mineral tratado Animon	tms/día	SUBE	3,848	3,780	3,917	4,473	4,239	4,289	4,210	4,110		3,973
Mineral tratado Islay	tms/día	SUBE	1,568	1,652	1,485	1,024	1,220	1,224	1,271	1,380		1,490
HUMEDAD	%	BAJA	6.35	6.24	6.45	6.31	5.53	5.41	5.59	5.73		6.40
Ley de Ag en cabeza	oz/tms	SUBE	4.53	4.53	4.52	3.57	3.69	3.95	3.64	3.65		3.72
Ley de Pb en cabeza	%	SUBE	1.63	1.62	1.64	1.59	1.56	1.80	1.42	1.33		1.50
Ley de Zn en cabeza	%	SUBE	6.09	6.08	6.10	5.61	5.50	6.33	6.16	5.62		5.86
Ley de Cu en cabeza	%	SUBE	0.16	0.16	0.17	0.16	0.16	0.19	0.15	0.15		0.14
Recuperación de Ag												
Recuperación Ag Global	%	SUBE	82.08	81.70	82.46	82.84	83.01	83.84	83.65	83.01		82.99
Recuperación Ag en Pb	%	SUBE	34.51	33.33	35.69	36.56	34.82	34.74	34.74	32.42		34.21
Recuperación Ag en Cu	%	SUBE	37.61	38.34	36.89	35.48	36.32	38.55	37.87	38.48		36.79
Recuperación Ag en Zn	%	BAJA	9.96	10.03	9.89	11.03	12.02	10.55	11.04	11.86		11.96
Ley de Ag en Relave	oz/tms	BAJA	0.90	0.92	0.88	0.66	0.68	0.72	0.67	0.69		0.77
Contenido de Finos de Ag	OZ	SUBE	135221	133,796.31	136,646	107,800	112,646	126,007	115,602	113,381		115910
Recuperación de Pb												
Recuperación Pb	%	SUBE	85.94	85.75	86.12	86.61	83.81	86.49	85.25	83.43		85.70
Ley de Pb en Relave	%	BAJA	0.16	0.16	0.16	0.16	0.18	0.17	0.15	0.15		0.16
Contenido de Finos de Pb	tms	SUBE	519	513	525	515	493	602	465	426		493
Recuperación de Zn												
Recuperación Zn	%	SUBE	92.71	92.70	92.71	92.77	92.31	93.34	93.00	93.10		92.68
Ley de Zn en Relave	%	BAJA	0.33	0.33	0.32	0.28	0.31	0.31	0.34	0.31		0.34
Contenido de Finos de Zn	tms	SUBE	109	112	106	102	101	168	152	177		144
Recuperación de Cu												
Recuperación Cu	%	SUBE	44.56	45.01	44.10	38.43	37.70	35.22	35.09	37.88		42.24
Ley de Cu en relave	%	BAJA	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.02	0.02		0.02
Contenido de Finos de Cu	tms	SUBE	27.57	26.31	28.53	23.52	23.29	25.69	20.70	22.34		22.61
Consumo de aceros												
Consumo de Barras	Kg/tms	BAJA	0.402	0.399	0.404	0.423	0.422	0.431	0.423	0.422		0.461
Consumo de Bolas	Kg/tms	BAJA	0.249	0.223	0.276	0.237	0.242	0.256	0.267	0.252		0.265
Humedad de concentrados												
Humedad CC de Zn	%	BAJA	8.08	-	8.07	7.59	7.27	7.84	8.05	8.70		8.38
Humedad CC de Pb	%	BAJA	7.08	-	6.95	7.02	7.23	6.42	7.06	7.04		7.20
Humedad CC de Cu	%	BAJA	8.88	-	7.98	4.18	5.95	9.44	10.04	11.42		10.50

Semana 30: Del 20 al 26 de Julio 2014

Seguimiento en Comités de Mejora y Junta semanal de avance operativa y Junta Semana de Avance.

Paso7. Acciones de Garantía.

Manual de Operaciones de Planta

EPÍLOGO

PREMIOS A LOS TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y TECNOLOGÍA MINERA

10º CONGRESO NACIONAL DE MINERÍA

En el 10º Congreso Nacional de Minería, que bajo el lema “Por una minería moderna, limpia e inclusiva” se realizó del 13 al 17 de octubre de 2014 en la sede de TECSUP – Trujillo, se expusieron trabajos de investigación, conferencias magistrales, tres mesas redondas, un foro empresarial, presentaciones comerciales y la Feria MAQ-EMIN 2014.

El objetivo de los trabajos de Investigación y Tecnología Minera fue contribuir a la actualización profesional de los ingenieros y otros profesionales que laboran en la actividad minera, así como intercambiar y difundir los conocimientos sobre los avances de la ingeniería, investigación, tecnología y de las ciencias sociales en el ámbito minero.

Los trabajos se desarrollaron siguiendo la metodología de una investigación tecnológica; es decir, plantear el problema, los objetivos, la hipótesis de solución, el marco teórico, los métodos de solución, resultados y conclusiones.

Se expusieron 104 trabajos de investigación presentados por ingenieros y especialistas, quienes dieron a conocer los avances tecnológicos del sector minero. La participación de profesionales de empresas mineras, universidades, institutos de investigación, asociaciones, empresas constructoras, consultoras y de servicios

mineros, permitieron abordar los temas mineros de forma multidisciplinaria.

Felicitamos y agradecemos por su esfuerzo y dedicación a todos los ingenieros y destacados profesionales quienes, con su trabajo y presentaciones, enriquecieron a este evento y al conocimiento actualizado de la tecnología minera en el país. Diez especialistas realizaron un intenso análisis, evaluación y calificación de su nivel de contribución y creatividad de los más de cien trabajos presentados, y gracias a ello se seleccionaron y otorgaron los siguientes premios:

1. Mejor trabajo en **Exploración y Geología**: “La Importancia del Aseguramiento y Control de la Calidad de la Evaluación y Estimación de Recursos Minerales” presentado por el ingeniero **Juver Vélez** de Cía. Minera Coimolache S.A.
2. Mejor trabajo en **Minería**: “Optimización de la Resistencia de Losas de Relleno Cementado en Andaychagua” presentado por el ingeniero **Aquiles Vivar** de Volcan Cía. Minera S.A.A.
3. Mejor trabajo en **Gestión Minera**: “Comercio Exterior de Rocas y Minerales Industriales del Perú 2000-2013”

- presentado por la economista **Alejandra Díaz** del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET).
4. Mejor trabajo en **Seguridad Minera**: “Estudio Psicométrico y Análisis Técnico de Aplicación de Aire Acondicionado en Mina Cobriza”, presentado por el ingeniero **Daniel Naupari** de Doe Run Perú S.R.L.
 5. Mejor trabajo en **Metalurgia**: “Diseño Experimental en Investigación para Reemplazar Cianuro de Sodio en Flotación” presentado por el ingeniero **José Manzaneda** de Volcan Cía. Minera S.A.A.
 6. Mejor trabajo en **Ingeniería, Construcción e Infraestructura Minera**: “Geobot: Robot Minero Explorador” presentado por el ingeniero **Luis Orna** de Minera Yanacocha S.R.L
 7. Mejor trabajo en **Medio Ambiente**: “Disposición de Relaves Filtrados Compactados en el Depósito de Ramahuaycco” presentado por el ingeniero **Sergio Sarmiento** de Catalina Huanca Sociedad Minera.
 8. Mejor trabajo de **Responsabilidad Social**: “Del Diálogo a la Acción: Cumpliendo Compromisos con Moquegua” presentado por los señores **Francisco Raunelli** y **Sergio González**, la comunicadora **Eva Izquierdo** y la economista **Mónica Llaque** de Anglo American Quellaveco S.A
 9. Mejor trabajo en **Desarrollo Sostenible**: “Reducción del consumo de Energía en los procesos Minero – Metalúrgicos, ¿Cuestión de Cultura o Apertura o Mejoras?” presentado por los ingenieros **Renán Barrios de Mendoza** y **Arturo Berastain** de Especialidades Técnicas S.A.C
 10. Mejor trabajo de investigación, **Premio Congreso Nacional de Minería**: “Modelo de Gestión de Operaciones” presentado por los ingenieros **Edgardo Zamora, Tania Torres, Roberto Maldonado y Jorge Jimeno** de Volcan Cía. Minera S.A.A.

Ing. Jaime Tumialán (Presidente del Comité de Trabajos de Investigación y Tecnología Minera); Ingenieros Jorge Jimeno y Roberto Maldonado (Volcan Cía. Minera S.A.A.); Ing. Heraclio Ríos (Presidente del 10º CONAMIN) e Ing. Fernando Gala (Presidente del Consejo de Minería del MINEM).





 **Osinergmin**
Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería