

# **NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING**

## **COLLEGE OF GEOLOGICAL, MINING AND METALLURGICAL ENGINEERING**

### **MINING ENGINEERING PROGRAM**



## **EXPANSION OF MINERAL TREATMENT PLANT. TECHNICAL AND ECONOMIC ANALYSIS**

**COURSE: GM106 MINING PLANNING**

#### **STUDENTS:**

**FLORES DIAZ, JOE (Mining Engineering Program)**

**VASQUEZ ACEVEDO, PEDRO (Mining Engineering Program)**

**VASQUEZ TICLA, HANZ (Metallurgical Engineering Program)**

**CHAVEZ ARMAS EDWAR (Metallurgical Engineering Program)**

**Lima, Peru**

**2020**

## ABSTRACT

This project deals with the technical and economic evaluation of the expansion of a metal treatment plant placed in a mining site.

The data for the project of this study correspond to a silver plant that treats old tailings. The objective of the study is to expand the present plant to one of 2166 Ton/day capacity. During the project, the factors at each stage of development and design that would benefit the improvement of plant production were studied, discussing possible changes for a better benefit, based on the fundamental criteria for plant design.

## INDEX

I.	INTRODUCTION.....	
II.	OBJECTIVES.....	
III.	PROBLEM DESCRIPTION .....	
IV.	WORKING PLAN .....	
V.	MINERAL TREATMENT PLANT .....	
V.1	Treatment Capacity .....	
V.2	Mineralogy .....	
V.3	Descriptive Report .....	
V.4	List of Main Equipment.....	
VI.	EXPANSION OF TREATMENT PLANT .....	
VI.1	Descriptive Report .....	
VI.2	Mineral Balance.....	
VII.	TREATMENT OF CYANIDE WASTE WATER .....	
VIII.	CAPEX .....	
IX.	OPEX .....	
X.	INVESTMENT ANALYSIS.....	
XI.	INVESTMENT FINANCING .....	
XII.	PROJECT PROFITABILITY .....	
XIII.	FINANCIAL STATEMENTS .....	
XIV.	PROJECT EVALUATION.....	
XV.	FINANCIAL LEVERAGE .....	
XVI.	CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS .....	
	BIBLIOGRAPHY	

## I. INTRODUCTION

El presente informe trata sobre la evaluación técnica y económica bajo los cuales se debe desarrollar los trabajos relacionados a la ejecución de un Scoping Study para el Proyecto de Ampliación de una Planta de Plata.

Los datos para la ejecución de este estudio corresponden a una planta de plata que trata relaves antiguos siendo el objetivo del estudio ampliar la actual planta a una de 2166 T/d de capacidad

Durante el proyecto se ha estudiado los factores en cada etapa del desarrollo que beneficiarían a la mejora de la producción en planta, discutiendo los posibles cambios para un mejor beneficio, tomando como base los criterios fundamentales para el diseño de planta.

## II. OBJECTIVES

El objetivo del trabajo es la ampliación de una planta de 1500 TM/d a 2166 TM/d que consta de dos fases:

II.1 Desarrollar los trabajos relacionados a la ejecución de un Scoping Study para el Proyecto de Ampliación de una Planta de Plata.

II.2 Realizar un estudio técnico económico que permita determinar la rentabilidad de la ampliación de la Planta "La cuesta".

## III. PROBLEM DESCRIPTION

El Proyecto La Cuesta se encuentra ubicado cerca de los poblados de Cayancha y Callancas del Departamento de La Libertad, provincia de Otuzco. El área de operaciones de la empresa se encuentra comprendida en las zonas altas de este distrito una altitud 2641 msnm de la provincia de Otuzco.

La planta concentradora, cuyo mineral principal es la plata, actualmente procesa 1500 TM/d con una ley de plata de 176.31 gr/T y una ley de oro de 0.61 gr/T en el alimento.

El proceso que se utiliza es la cianuración mediante tanques de agitación (5 en total) llegando a obtener una recuperación de 54.39% para la plata.

Mediante pruebas metalúrgicas se llegó a la conclusión de que al aumentar un tanque de cianuración más se podría aumentar la extracción de plata ya que aumentaría el tiempo de retención en cada tanque para una adecuada lixiviación. Asimismo se comprobó que la etapa de lavado no estaba siendo lo suficientemente eficiente por lo que se aprobó la adquisición de nuevos equipos como un nuevo tanque que almacene el agua recirculada, un Trash Screen y un espesador al final del circuito de lavado que permitiese recuperar la mayor parte del agua utilizada y además que alimente uniformemente al circuito posterior de molienda, en el cual también se aprobó el cambio del hidrociclón para una mayor capacidad de planta que se traduce en unas 666 TM/d adicionales.

El problema se puede plantear mediante la siguiente pregunta:

¿Es viable la ampliación de la planta concentradora de minerales La Cuesta, realizando un estudio técnico-económico?

## IV. WORKING PLAN

Se hará un Estudio Conceptual de la Planta Principal que debe contener Balance Metalúrgico y Balance de Masas de la Planta Principal, dimensionamiento de equipos principales y Capex y Opex provisional de la planta principal. Quedarán como indicados los consumos de reactivos y los consumos de materiales para finalmente realizar el estudio técnico económico de la ampliación.

## V. PRESENT TREATMENT PLANT

### V.1 Treatment Capacity

La planta inicial de recuperación de minerales valiosos de oro y plata; en especial la plata, contaba con una capacidad de 2166 TM/d en la ubicación Cayancha a una altura de 3547 msnm.

### V.2 Mineralogy

La caracterización mineralógica por el estudio de Difracción de Rayos X del yacimiento es muy diversa, encontrándose: Ortoclasa, Algoritita, Lepidocrosita, Pirita, Cuarzo, Hematita, Eucryptita, Muscovita y Cloromegnseita.

Como minerales argentíferos, se ha encontrado minerales de plata como la proustita y aquellos que son portadores de este elemento, tales como el electrum, la galena y la tetraedrita.

Encontrándose también minerales cupríferos, tales como calcosita, calcopirita y la tetraedrita.

### V.3 Descriptive Memory

El proyecto está compuesto principalmente por 5 etapas. Etapa de Lavado, Conminución y clasificación, lixiviación, lavado en contra corriente (CCD) y Merrill Crowe.

EL proceso empieza con una doble etapa de lavado en la que se separa el mineral del material orgánico. Posteriormente a una etapa de clasificación en la que el mineral ya lavado y sin material orgánico es separado por un hidrociclón en la que se obtiene dos productos según el tamaño, material grueso y material fino.

El material grueso (overflow) va directamente a la etapa de conminación que es el proceso de molienda y el material fino (underflow) a un proceso de acondicionamiento. El material de la descarga del molino va directamente a una segunda clasificación en la que el material grueso

regresa a la etapa de molienda en circuito cerrado y el material fino va al acondicionamiento.

Después del acondicionamiento el mineral es llevado a la etapa de lixiviación de la que constan de **tres tanques**. Posteriormente del proceso de lixiviación el producto va a un espesador. Posterior a ello, se realiza el lavado en contra corriente del material obtenido de la etapa de lixiviación, obteniéndose una solución Pregnant y material sólido. La solución Pregnant obtenida va a la etapa de Merrill Crowe, obteniéndose como producto un cemento de zinc que posteriormente va hacia la fundición para finalmente obtener el Bullón. El flujo de solución barren que se obtiene de M-C recircula en el proceso CCD. El material sólido obtenido de los esperadores va al depósito de relave previo a ello se realiza una separación solido - líquido. El agua recuperada de cada etapa es retornada a la etapa de lavado.

#### V.4 List of Main Equipment

El listado de equipos se presenta en la siguiente tabla:

EQUIPOS
<b>LAVADO</b>
Tanque de agua fresca
Trommel
Zaranda
<b>MOLIENDA FINA</b>
Caja de pulpa
Hidrociclones (2)
Molino de bolas
<b>CIANURACIÓN</b>
Tanque de cianuración 1
Tanque de cianuración 2
Tanque de cianuración 3
Tanque de cianuración 4
Tanque de cianuración 5
<b>DECANTACIÓN EN CONTRA CORRIENTE</b>
Espesador 1
Espesador 2
Espesador 3
Espesador 4
Espesador 5
<b>Merril Crowe</b>
Tanque de solución pregnant
Filtros clarificadores (2)
Torre de desaereación
Filtros prensa (2)

## VI. EXPANSION OF TREATMENT PLANT

### VI.1 Descriptive Memory

Como parte de este trabajo se describe en el presente documento, el proceso metalúrgico para este proyecto, considerando un nivel de tratamiento de 2166 TM/d del mineral procedente de La Libertad, Otuzco con leyes del orden de 176.31 g Ag/TM y recuperaciones de 87.50%, con el cual se producirá mensualmente barras de bullón.

Como base de diseño para los criterios se ha tomado en consideración datos proporcionados por Minera “La cuesta” reportes de balances, parámetros operacionales, flow sheet, balance de Merrill Crowe, información que resulta de vital importancia para la ampliación de la planta teniendo como base un proyecto Brown Field.

#### ❖ GENERAL DATA

	UNIDAD	VALOR
<b>DEPOSITO DE RELAVES ANTIGUOS</b>		
<b>General</b>		
Servicio de movimiento de mineral		propio
Material que se procesa		
Deposito	t	2166
Característica del deposito		
Humedad promedio	%	8
Densidad	t/m3	2.31
Sistema de transporte del material		
Método de transporte		fajas
Programa de operación		
Horas por día	h	24
Guardias por día		1
Días por semana		7
Semanas por año		48

	UNIDAD	VALOR
<b>PROCESO</b>		
<b>General</b>		
Grado medio del material a tratar		
Oro	g/t	0.61
Plata	g/t	176.31

Contenido total de oro	kg	1.325
Contenido total de plata	kg	381.888
Recuperación promedio de oro	%	52.18
Recuperación promedio de plata	%	87.50
Total de oro recuperado	kg	0.691
Total de plata recuperado	kg	334.152
Ratio promedio anual de producción		
Oro	kg	252.5
Plata	kg	121965.48
Tamaño máximo de alimentación al tanque	micras	75
Densidad del material	t/m3	1.165
Contenido de humedad en mineral		
Promedio antes de lixiviación	%	62.5
Durante lixiviación	%	62.5
Después de lixiviación	%	62.5

## ❖ DESCRIPTION OF TREATMENT PROCESS

La ingeniería de detalle del procesamiento metalúrgico de todas las instalaciones que comprenden el proyecto de ampliación de la Minera La Cuesta, se describen en las siguientes partes:

### 1. TRANSPORTE DEL MATERIAL AL ÁREA DE LAVADO

El material procedente de relaves de la época colonial con una granulometría promedio 150 micras será transportado hacia las áreas de lavado mediante fajas transportadoras la puerta de alimentación hacia la faja se encuentra ubicada por debajo del montón para su transporte teniéndose un control del proceso, el deposito que contiene material húmedo (5% humedad) denominándosele “ripio” ha sido colocado de en una superficie impermeable para evitar filtraciones la cual contiene canaletas en los extremos para evitar empozamiento.

El sistema de transporte ha sido diseño topográficamente para facilitar la movilización del material por fajas, para este proyecto se está considerando una área de trabajo de m2, y el transporte será a un ritmo de producción de 2166 TMS/d siendo el tiempo de trabajo de 24 horas día.

### 2. ETAPA DE LAVADO

El material que es transportado por fajas es llevado a un primer proceso de mezclado en un equipo MIXER 1, para este proceso se suministra agua fresca, una vez que el material se ha disgregado pasa por una ZARANDA 1 la cual me separara parte del material no deseado “trash” en el oversize; el pasante ira un segundo equipo TROMELL 1 para la separación del orgánico en este proceso



se suministra agua fresca, a la salida del TROMELL 1 se encuentra una ZARANDA 2 con suministro de agua para la clasificación en la última etapa de lavado, separando casi el total del ripio en el oversize y el material pasante se lleva a una espesador que servirá como punto de suministro a la etapa de molienda.

### 3. ETAPA DE MOLIENDA

La siguiente etapa se realiza en un circuito cerrado, en el cual el material ya clasificado proveniente de aguas arriba es llevado a un FUJO ESPESADOR la pulpa es enviada por medio de una bomba a un HIDROCICLON en el cual se hace una clasificación de material fino (OVERFLOW) que va directamente a los tanques de cianuración el material grueso es llevado a un proceso de conminución mediante un molino de bolas de dimensiones 11"x14" el producto proveniente del molino con 6042.58 TMD de pulpa es recirculado hacia el FLUJO ESPESADOR.

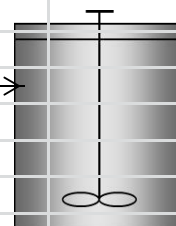
### 4. ETAPA DE CIANURACIÓN POR AGITACIÓN

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgicos de extracción sólido líquido por disolución. Consiste en el uso de una solución diluida de cianuro de sodio que pueda disolver las partículas de plata contenido en los depósitos de relave, a fin de obtener una solución enriquecida denominada pregnant.

Para el procesamiento metalúrgico de 2166 TMSD de material, se ha calculado el uso de 6 tanques de lixiviación.

El tiempo de disolución en los tanques de lixiviación es un promedio de 6 horas cada tanque y tiene las siguientes dimensiones de selección: 32' x 32' cada tanque de agitación siendo el flujo del caudal de entrada 3927.68 TMD.

Producto a Cianuración									
3927.68	1472.88	2454.80							
1.300	2.6	37.50							
TMD pulpa	TMSD sólido	TMD soluc.							
Dp (t/m3)	Ge(g/cc)	%Sólido							

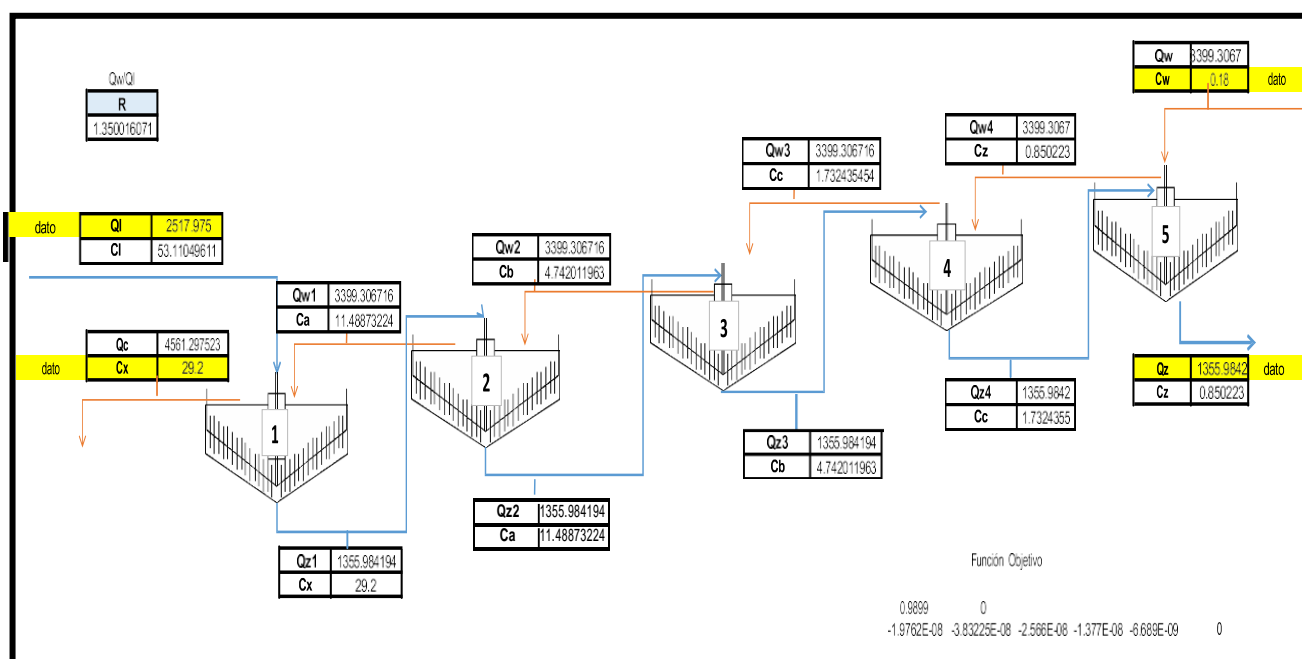


## 5. ETAPA DE LAVADO EN CONTRA CORRIENTE

La solución pregnant del ultimo tanque de lixiviación con 32.5% es llevado a un proceso de lavado CCD.

Los flujos que se manejan en esta etapa son los siguientes: Caudal de lixiviación (QL), caudal de lavado (Qw) como se indica en el diagrama debajo.

El caudal que ingresa al primer espesador contiene un 30% de sólidos, el underflow del ESPESADOR 1 es conducida a un segundo espesador, ESPESADOR 2 ubicado en un nivel superior al primero, así mismo el caudal de underflow es llevado a un tercero, ESPESADOR 3, ESPESADOR 4, ESPESADOR 5 en este espesador también ingresa una solución limpia con contenido metálico de 0.15 ppm Ag (solución barren) es solución se maneja como un CAUDAL DE LAVADO Qw el cual actuara como un sistema de lavado pasando por el ESPESADOR 2 hasta llegar al ESPESADOR 1 en donde se tendrá como producto en el overflow una solución rica o pregnant la cual contiene 29.2 ppm de Ag.



## 6. REQUERIMIENTO DE AGUA INDUSTRIAL PARA LA PLANTA

El requerimiento de agua fresca (industrial) para la operación en planta será del orden de 102.283 m<sup>3</sup>/hr.

El diseño ha considerado el suministro de agua desde el río adyacente a la empresa hacia el dique por medio de una bomba vertical sumergible, desde este dique será enviado por medio de una bomba verticales sumergible, enviando agua de operación al tanque (TK de Agua Fresca) para alimentar la planta de proceso.

El suministro de agua será de 2454.8 m<sup>3</sup> por día (ver los registros de clima y disponibilidad de aguas de la empresa)

## VI.2 Balances Metalúrgicos

Los balances metalúrgicos de la Planta “La Cuesta” , tanto el global como el balance por etapas para un tonelaje de 2166 TMD se anexan al final del trabajo.

## VII. TREATMENT OF CYANIDE WASTE WATER

### VII.1 MATRIZ DE COMPARACIÓN DE CONDICIONES Y VARIABLES PARA EL TRATAMIENTO DE CIANURO POR OXIDACIÓN

	PROCESO INCO	PEROXIDO DE HIDROGENO	OZONO	ACIDO CARO	CLORACIÓN
<b>pH</b>	7.5 – 9.5 (control)	10 (No hay control)	<11	9-10	>10
<b>T° C</b>	T° ambiente	T° ambiente	T° ambiente	T° ambiente	T° ambiente
<b>Concentración inicial de cianuro</b>	>200 mg/L	Bajo	-	-	-
<b>Concentración final</b>	<1mg/L	<1mg/L	-	<0.2mg/L	<1mg/L
<b>Reactivos</b>	-SO <sub>2</sub> -O <sub>2</sub> - CuSO <sub>4</sub>	-H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> -CuSO <sub>4</sub>	-O <sub>3</sub>	-H <sub>2</sub> SO <sub>5</sub> -H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	Cl <sub>2</sub>
<b>Costo de operación</b>	Moderado	Alto	-	Alto	Alto
<b>Costo de inversión</b>	Alto	Alto	Moderado	Moderado	Moderado a Alto
<b>Ventajas</b>	Bajo costo	Cianuro de hierro estable y forma insoluble. Diseño simple.	Bajo mantenimiento y falta de transporte.		
<b>Desventajas</b>	Alto costo de reactivos.	Alto costo de H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> y CuSO <sub>4</sub>	Poca información de la cinética.		Costo elevado de reactivos.

## VII.2 MATRIZ DE COMPARACIÓN PARA LA ELIMINACIÓN DE CIANURO

	CH-HCN	Cianuros de Zn y Cd		Cianuro de Cu y Ni		Requiere tratamiento futuro
		metales	CN-	metales	CN-	
NATURAL	Si	Parcial	Parcial	No	No	Probable
BIOLÓGICO	Si	Si	Si	Si	Si	Probable
H2O2	Si	Si	Si	Parcial	Parcial	Probable
SO2	Si	Si	Si	Si	Si	Probable
Cl2	Si	Si	Si	Si	Si	Probable
O3	Si	Si	Si	Si	Si	Probable
AVR	Si	Si	Si	Si	Si	No
PRECIPITACION	Si	Si	Si	parcial	parcial	Probable

## VII.3 TRADE-OFF ECONÓMICO ENTRE EL H2O2 Y EL PROCESO INCO

- ❖ COSTO DE LOS REACTIVOS DE PERÓXIDO DE HIDROGENO POR DÍA

Volumen de solución barren tratada (m3)	3562.3968
Feed (TM)	2166

Reactivo	Costo:\$/TM	Cantidad consumida,TM	Total \$
50% de peróxido de hidrógeno por día	569.64	16.2385	9250.099
Sulfato de Cobre	2140.00	0.1781	381.134
Cal hidratada	74.00	0	0
<b>Total</b>			9631.233

Costo de tratamiento de la solución barren (\$/m3)	2.70
Costo de tratamiento de la solución barren por tonelada(\$/TM)	4.44

❖ COSTO DE LOS REACTIVOS DEL PROCESO INCO POR DÍA

Volumen de solución barren tratada (m3)	3562.3968
Feed (TM)	2166

Reactivo	Costo:\$/TM	Cantidad consumida, TM	Total \$
Meta bisulfito de sodio	592.00	6.7954	4022.876
Sulfato de cobre	2140.00	0.1781	381.134
Cal hidratada	123.5	1.3761	169.948
<b>Total</b>			4573.958

Costo de tratamiento de la solución barren (\$/m3)	1.284
Costo de tratamiento de la solución barren por tonelada(\$/TM)	2.11

## VII.4 DISCUSSION

- 1) La mayoría de los métodos no se ajustan al tipo de proceso debido a la concentración de cianuro, las condiciones de trabajo ( $T^{\circ}$ , geografía), la tasa de degradación, la destrucción de complejos estables de Fe, tiocianato y especialmente la concentración final de hierro y cianuro libre.
- 2) El método de oxidación es adecuado para el tratamiento del efluente de cianuro, pero el ozono no está aún bien estudiado y el cloro es un método antiguo que requiere seguridad. También el ácido de caro se aplica generalmente a las lechadas debido a su poder oxidante, y no es adecuado para soluciones de cianuro.
- 3) El peróxido de hidrógeno también es un método eficaz para tratar estas aguas residuales, pero a diferencia del proceso INCO tiene un alto costo de operación y tiene un uso común para desintoxicar concentraciones bajas de cianuro total.
- 4) El proceso INCO se puede trabajar con diferentes reactivos que nos proporcionan  $SO_2$ , los más adecuados son el bisulfito de sodio y metabisulfito de sodio, pero El reactivo más adecuado es el metabisulfito de sodio, porque cuando se libera  $SO_2$  ayuda a liberar el oxígeno que es necesario para el proceso INCO.

## VIII. CAPEX

La Cuesta Mining S.A. planea la expansión de planta a 2166 TM / d, con el fin de tener un aumento en la producción y mejoras económicas.

Este nivel conceptual presupuestario se ha realizado basándose en las contribuciones presupuestarias del equipo principal y los factores de coste basados en información de referencia a nivel de la industria local. El CAPEX estimado cubre el proceso e incluye los costos directos e indirectos de las instalaciones mínimas requeridas para implementar el proyecto.

La base para el desarrollo de la estimación del costo de capital fue la siguiente:

- La lista de equipos mecánicos corresponde a un Scoping Study.

Las potencias, las características y los flujos de equipos deben ser revisados en las próximas etapas de la ingeniería.

- La contingencia ha sido estimada en base a un promedio ponderado de cada ítem (mecánico-eléctrico e instrumentación) del costo.
- El límite para esta estimación de Costo de Capital es la planta de proceso, que comprende desde el mineral alimentado hasta el concentrado de espesamiento y filtración.

Los costos de los equipos principales se calcularon mediante la utilización de citas informativas de equipos de nivel presupuestario e información relevante de proyectos similares.

- El costo de la electricidad y el equipo de instrumentación se estimó por factores de costo basados en información de referencia sobre la industria local.
- Los costos indirectos de construcción (gastos generales, administración, etc.) se han estimado por factores de costo basados en información de referencia sobre la industria local.
- Los costos indirectos del proyecto (EPCM, QA / QC, puesta en marcha) se han estimado por factores de costo basados en información de referencia sobre la industria local.
- La contingencia refleja la variación de los costos de capital potencial dentro del ambiente de trabajo. Incluye posibles variaciones en las cantidades estimadas y los costos reales de equipo, materiales y mano de obra y condiciones específicas del sitio. También trata de variaciones resultantes de incertidumbres que se aclaran durante la ingeniería de detalle cuando terminan diseños y especificaciones de equipos y materiales. De lo anterior, se aplicó una contingencia del 25% al costo directo y un 25% a los costos indirectos.

Los costos asociados con los siguientes ítems no están incluidos en el CAPEX inicial:

- Eventos de fuerza mayor.
- Licencias y regalías.
- Impuestos (IGV).
- Fluctuaciones en el tipo de cambio.

### VIII.1 COSTO ESTIMADO DE LOS EQUIPOS

ITEM	EQUIPOS	DIMENSION	SELECCIÓN	PRECIO
	<b>LAVADO</b>			
1	Tanque de agua de proceso	3404gal	3500gal	6,202.50
2	Trash Screen	8.45' X 14.08"	8"X 16"	52,800.00
	<b>SUBTOTAL</b>			<b>59,002.50</b>
	<b>CONMINUCIÓN</b>			
1	Hidrociclón	18"	18"	12,770.00
	<b>SUBTOTAL</b>			<b>12,770.00</b>
	<b>CIANURACION</b>			
1	Tanque de cianuración	30.5' X 30.5'	32'X 32'	208,500.00
	<b>SUBTOTAL</b>			<b>208,500.00</b>
	<b>COSTO TOTAL</b>			<b>280,272.50</b>



## CASO ACTUAL

Capacidad Proyectada Tm/Dia	Horas/Dia	Dias/Mes	Mes/Año	
1500	24	30	12	
Capacidad Proyectada Tm/Año	Reservas Tm	Vidade Mina(años) (LOM)		ReservasTm
540,000	7,563,672	14		5,238,000

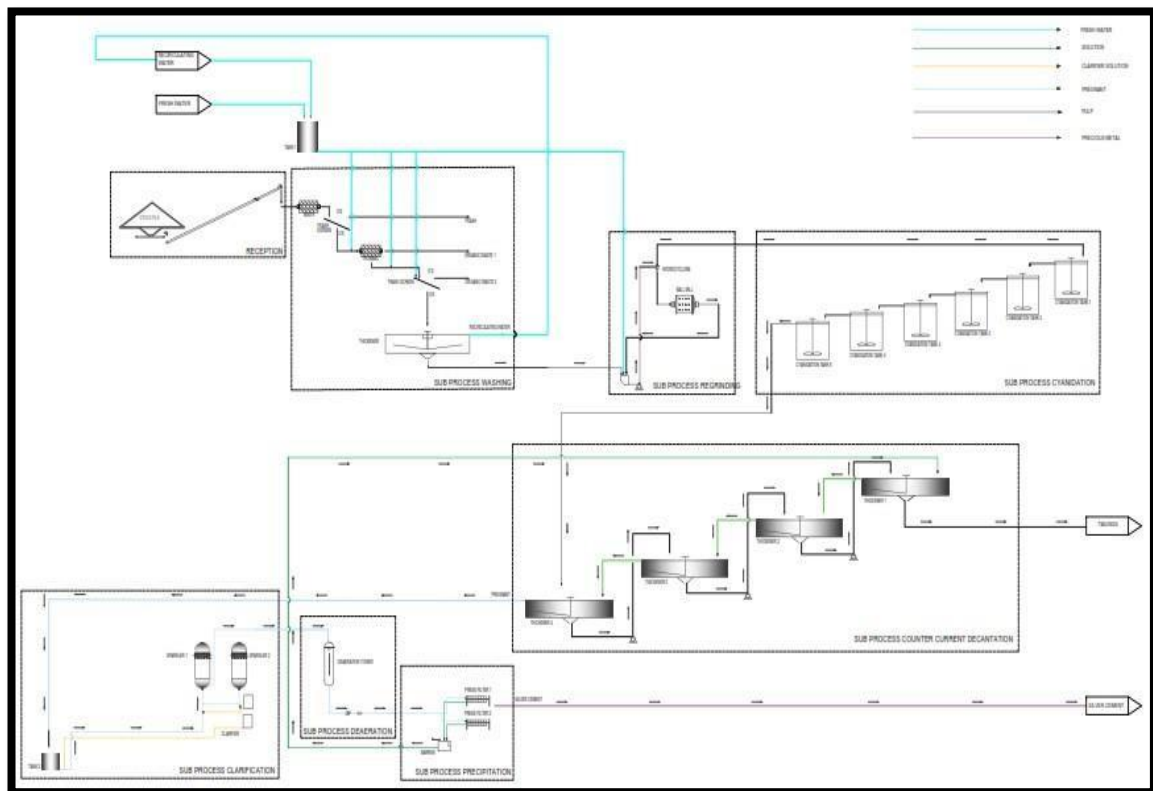
Se analiza el flujo de caja para una vida de 14 años de nuestra mina la cuesta debido a que nuestra planta procesa 1500 Tm/Dia, con ello el caso actual se encuentra basado en el tratamiento con esta capacidad, pero debido a que se presenta la posibilidad de poder ampliar nuestra planta de procesamiento se analiza el caso de nuestra mina actual con el caso de nuestra ampliacion de la planta de procesamiento.

IX. ESTADOS FINANCIEROS

		FLUJO DE CAJA ACTUAL													
Años	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
<b>Ingresos</b>															
Prestamos	0.00														
Ventas		31,930,058.70	35,921,316.03	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37
Valor de Rescate															
Capital de trabajo															
Total Ingresos	0.00	31,930,058.70	35,921,316.03	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37	39,912,573.37
<b>Egresos</b>															
Inversion	0.00														
Costos de Operación		9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11	9,397,876.11
Amortización de Prestamo		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Gastos Financiero		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Participación Laboral		1,802,574.61	2,121,875.15	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78	2,441,175.78
Impuestos		6,218,882.39	7,320,469.42	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44	8,422,056.44
Total Egresos	0.00	17,419,333.11	18,840,220.72	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33	20,261,108.33
Flujo de Caja Actual	0.00	14,510,725.59	17,081,095.31	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04	19,651,465.04
Tasa	13%														
VPN	S/ 117,290,820.49														



## DIAGRAMA DE FLUJO DE PROCESOS DE AMPLIACION MINERA LA CUESTA



## IX.1 RESUMEN DE LOS COSTOS DE CAPITAL RESPECTO DEL COSTO TOTAL

ESTIMACIÓN DE LOS COSTOS DE CAPITAL	CANTIDAD (US\$)
<b>COSTOS DIRECTOS ESTIMADOS</b>	
<b>(1).EQUIPOS DE PLANTA</b>	<b>280,272.50</b>
Montaje mecánico (30% COSTO DIRECTO)	84,082
Puntos de acceso (15% COSTO DIRECTO)	42,041
Tuberías (7% COSTO DIRECTO)	19,619
Instrumentación (8% COSTO DIRECTO)	22,422
Estructuras de concreto (20% COSTO DIRECTO)	56,055
Electricidad (30% COSTO DIRECTO)	84,082
Transporte terrestre y civil (20% COSTO DIRECTO)	56,055
<b>(2).COSTOS DIRECTOS DE CONSTRUCCIÓN (US\$)</b>	<b>364,354</b>
<b>(3).COSTOS DIRECTOS TOTALES DE CONSTRUCCIÓN (1)+(2)</b>	<b>644,627</b>
Gastos generales y beneficios (5%. COSTO TOTAL DIRECTO DE CONSTRUCCION)	32,231
Gestión, Supervisión y Seguridad (3% COSTO TOTAL DIRECTO DE CONSTRUCCION)	19,339
<b>(4). COSTO INDIRECTO TOTAL DE CONSTRUCCIÓN (US\$)</b>	<b>51,570</b>
<b>(5). COSTO DIRECTO TOTAL DEL PROYECTO (3)+(4)</b>	<b>696,197</b>
<b>COSTOS INDIRECTOS ESTIMADOS</b>	
EPCM (8% Costo Directo Total del Proyecto)	55,696
Parts (3% Costo Directo Total del Proyecto)	20,886
Transporte (3% Costo Directo Total del Proyecto)	20,886
Puesta en marcha (2% Costo Directo Total del Proyecto)	13,924
<b>(6). COSTO INDIRECTO TOTAL DEL PROYECTO</b>	<b>111,392</b>
<b>(7). CONTINGENCIA 25% (3)+(4)</b>	<b>174,049</b>
<b>COSTO TOTAL DE CAPITAL US\$ (5)+(6)+(7)</b>	<b>981,638</b>

## X. OPEX

### X.1 SUMINISTROS

	SUMINISTROS	Ratio de consumo (kg/t, *gl/d, **m3/d)	Consumo anual	Unit.	Precio Base (US\$/Unit) sin transporte	Mine Transport (US\$/T)	Costo Anual Total Cost(US\$/año)	Costo unitario (US\$/T)
1.0	Reactivos							
1.1	Area de Planta							
	Cianuro de sodio	1.23	972425.7	kg	4.2	70	4,152,257.74	5.252
	Cal	0.92	727342.8	kg	0.25	70	232,749.70	0.294
	Polvo de Zinc	0.1	79059	kg	1.69	70	139,143.84	0.176
	Meta bisulfito de sodio	3.14	2480321.0	kg	0.592	70	1,641,972.50	2.077
	Sulfato de cobre	0.08	65006.5	kg	2.14	70	143,664.37	0.182
	Cal hidratada	0.64	502276.5	kg	0.1235	70	97,190.50	0.123
	<b>SUBTOTAL</b>						<b>6,406,978.64</b>	<b>8.104</b>
2.0	Acero							
	Bolas	1.2	948708	kg	1.4	70	1,394,600.76	1.764
	<b>SUBTOTAL</b>						<b>1,394,600.76</b>	<b>1.764</b>
3.0	Combustible*							
	Gasolina	20	7300	gl	1.84	0	13,456.63	0.017
	Diesel	10	3650	gl	1.87	0	6,827.26	0.009
	<b>SUBTOTAL</b>						<b>20,283.89</b>	<b>0.026</b>
4.0	Agua**							
	Agua de consumo e industrial	2947.58	1075866.7	m3	2.11	0	2,268,393.64	3.086
	<b>SUBTOTAL</b>						<b>2,268,393.64</b>	<b>3.086</b>
	<b>TOTAL</b>						<b>10,090,256.93</b>	<b>12.979</b>

### X.2 ENERGÍA

	ENERGÍA	Cantidad total de equipos	Cantidad de equipos en servicio	Consumo Anual	Unidad	Precio unidad (US\$/unit)	Costo Anual Total (US\$/año)	Costo Unidad (US\$/t)
1	Planta Concentradora							
1.1	Lavado	5	5	1,461,825.00			102,327.75	0.1392006
	Mixer	1	1	394,200.00	kW/a	0.07	27,594.00	0.0375
	Trommel	1	1	492,750.00	kW/a	0.07	34,492.50	0.0469
	Zaranda 1	1	1	262,800.00	kW/a	0.07	18,396.00	0.0250
	Zaranda 2	1	1	262,800.00	kW/a	0.07	18,396.00	0.0250
	Espesador	1	1	49,275.00	kW/a	0.07	3,449.25	0.0047
1.2	Molienda - Clasificación	1	1	5,592,646.80			391,485.28	0.53255333
	Molino de bolas	1	1	5,592,646.80	kW/a	0.07	391,485.28	0.5326
1.3	Lixiviación	6	6	1,971,000.00			137,970.00	0.1876862
	Tanque de cianuración	6	6	1,971,000.00	kW/a	0.07	137,970.00	0.1877
1.4	CCD	4	4	197,100.00			13,797.00	0.01876862
	Espesadores	4	4	197,100.00	kW/a	0.07	13,797.00	0.0188
1.5	Merril Crowe	5	5	2,233,800.00			156,366.00	0.21271102
	Filtro Clarificador	2	2	788,400.00	kW/a	0.07	55,188.00	0.0751
	Filtro prensa	2	2	788,400.00	kW/a	0.07	55,188.00	0.0751
	Torre de desaereación	1	1	657,000.00	kW/a	0.07	45,990.00	0.0626
	<b>Energía Total</b>	<b>21</b>	<b>21</b>				<b>801,946.03</b>	<b>1.09091976</b>

## X.3 PERSONAL

	PERSONAL	Cantidad	Días trabajo	Salario(S/. )	Salario Anual (US\$)	Leyes sociales (61%)	Costo total anual (US\$/año)	Costo Unitario (US\$/T)
<b>1.0 PLANTA</b>								
<b>1.1 STAFF</b>								
	<b>Funcionario</b>	<b>2</b>					<b>95,145.18</b>	<b>0.1294</b>
	Superintendente de planta	1	360	310	33614	20505	54,119.28	0.0736
	Asistente de Superintendente	1	360	235	25482	15544	41,025.90	0.0558
	<b>Gerentes de Sección</b>	<b>3</b>					<b>86,416.27</b>	<b>0.1176</b>
	Gerente de Planta	1	360	165	17892	10914	28,805.42	0.0392
	Gerente de Metalurgia	1	360	165	17892	10914	28,805.42	0.0392
	Gerente de Laboratorio químico	1	360	165	17892	10914	28,805.42	0.0392
	<b>Supervisor Principal</b>	<b>7</b>					<b>179,815.66</b>	<b>0.2446</b>
	Asistente Metalurgico	1	360	110	11928	7276	19,203.61	0.0261
	Jefe de guardia	5	360	115	62349	38033	100,382.53	0.1366
	Supervisores de Laboratorio	3	360	115	37410	22820	60,229.52	0.0819
	<b>Otros</b>	<b>2</b>					<b>19,203.61</b>	<b>0.0261</b>
	Ingeniero Junior	1	360	65	7048	4299	11,347.59	0.0154
	Ingeniero Training	1	360	45	4880	2977	7,856.02	0.0107
<b>1.2 Empleados</b>								
	<b>Administrativos</b>	<b>2</b>					<b>24,440.96</b>	<b>0.0332</b>
	Asistente administrativo de planta	1	360	65	7048	4299	11,347.59	0.0154
	Ingeniero de SSOMAC	1	360	75	8133	4961	13,093.37	0.0178
	<b>Supervisores Auxiliares</b>	<b>3</b>					<b>31,424.10</b>	<b>0.0427</b>
	Asistente de Jefe de guardia	3	360	60	19518	11906	31,424.10	0.0427
<b>1.3 Trabajadores</b>		<b>25</b>					<b>162,576.05</b>	<b>0.2212</b>
	Lavado 1	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Lavado 2	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Molienda	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Lixiviacion	4	360	37.25	16157	9856	26,012.17	0.0354
	CCD	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Merril Crowe	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Reactivist	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	Encargado de Planta	3	360	37.25	12117	7392	19,509.13	0.0265
	<b>SUBTOTAL</b>	<b>44</b>					<b>599,021.84</b>	<b>0.8149</b>
<b>2.0 MANTENIMIENTO</b>								
<b>2.1 STAFF</b>								
	<b>Jefes de Sección</b>	<b>3</b>					<b>72,450.00</b>	<b>0.0986</b>
	Jefe de planta mantenimiento mecánico	1	360	155	16807	10252	27,059.64	0.0368
	Jefe de planta mantenimiento eléctrico	1	360	130	14096	8599	22,695.18	0.0309
	Jefe de instrumentacion	1	360	130	14096	8599	22,695.18	0.0309
	<b>Supervisores principales</b>	<b>3</b>					<b>47,136.14</b>	<b>0.0641</b>
	Asistente de jefe mantenimiento mecánico	1	360	100	10843	6614	17,457.83	0.0237
	Supervisor electrico	1	360	90	9759	5953	15,712.05	0.0214
	Supervisor de instrumentacion	1	360	80	8675	5292	13,966.27	0.0190
<b>2.2 Empleados</b>		<b>6</b>					<b>59,356.63</b>	<b>0.0807</b>
	Supervisor auxiliar	2	360	70	15181	9260	24,440.96	0.0332
	Electricista supervisor	2	360	50	10843	6614	17,457.83	0.0237
	Supervisor electrico	2	360	50	10843	6614	17,457.83	0.0237
<b>2.3 Trabajadores</b>		<b>7</b>					<b>48,881.93</b>	<b>0.0665</b>
	Mecanicos	7	360	40	30361	18520	48,881.93	0.0665
	<b>SUBTOTAL</b>	<b>19</b>					<b>227,824.70</b>	<b>0.30991919</b>
<b>TOTAL</b>		<b>63</b>					<b>826,846.54</b>	<b>1.12479294</b>

## X.4 TABLA RESUMEN POR TIPO DE COSTO

1.0 TIPO DE COSTO	Cantidad	Unidad	Costo Anual (US\$)	Costo Unidad(US\$/t)	Costo (% Parcial)	Costo (% Total)
<b>1.1 Personal</b>						
Staff	20	Unidad	500,166.87	0.68	60.49%	5.38%
Empleados	11	Unidad	115,221.69	0.16	13.94%	1.24%
Trabajadores	32	Unidad	211,457.98	0.29	25.57%	2.28%
<b>Subtotal</b>			<b>826,846.54</b>	<b>1.12</b>	<b>100.00%</b>	<b>8.90%</b>
<b>1.2 Suministros</b>						
Reactivos	1	Unidad	6,406,978.64	8.10	62.44%	57.60%
Acero	1	Unidad	1,394,600.76	1.76	13.59%	12.54%
Combustible	1	Unidad	20,283.89	0.03	0.20%	0.18%
Agua	1	Unidad	2,268,393.64	3.09	23.77%	21.93%
<b>Subtotal</b>			<b>10,090,256.93</b>	<b>12.98</b>	<b>100.00%</b>	<b>92.25%</b>
<b>1.3 Energía</b>						
Lavado	1,461,825.00	kW/a	102,327.75	0.14	12.76%	0.99%
Molienda	5,592,646.80	kW/a	391,485.28	0.53		
Lixiviación	328,500.00	kW/a	137,970.00	0.19		
CCD	49,275.00	kW/a	13,797.00	0.02		
Merril Crowe	2,233,800.00	kW/a	156,366.00	0.21	19.50%	1.51%
<b>Subtotal</b>			<b>801,946.03</b>	<b>1.09</b>	<b>100.00%</b>	<b>7.75%</b>
<b>1.4 Otros</b>						
Oficina	1		2,419.66			
SeguroPlanta	1		117,639.79			
GastosGenerales	1		1,843.55			
Gastos de Comed.	1		87,970.29			
Telef-Fax e internet	1		3,917.54			
Otros	1		1,267.44			
<b>Subtotal</b>			<b>215,058.26</b>			
<b>COSTO TOTAL POR TIPO DE GASTO</b>			<b>11,934,107.76</b>	<b>14.07</b>		<b>100.00%</b>
NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es : 3.32						



## XI. INVESTMENT ANALYSIS

De acuerdo a las necesidades del proyecto se han estructurado el siguiente plan de inversiones, cuyo detalle es el siguiente:

Proyección del procesamiento de la planta La Cuesta:

Capacidad Proyectada Tm/Día	Horas/Día	Días/Mes	Mes/Año
2166	24	30	12

RESUEMEN DE INFORMACION	
Reservas (Tm)	7,563,672
Ley de oro(gr/Tm)	0.61
Ley de plata(gr/Tm)	109.14
Rec. Metalúrgica Au(%)	52.18
Rec. metalúrgica de Ag ( %)	87.5
Precio Neto de Au (\$/Oz)	1242.6
Precio Neto de Ag (\$/Oz)	17.8

Capacidad Proyectada Tm/Año	Reservas Tm	Vida de Mina(años) (LOM)
779,760	7,563,672	10

### Análisis de la producción proyectada

Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
Capacidad Producción	80%	90%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Producción: Tm	623,808	701,784	779,760	779,760	779,760	779,760	779,760	779,760	779,760	779,760

## XII. INVESTMENT FINANCING

Las fuentes de financiamiento del proyecto pueden ser por recursos propios, a través de aportes del inversionista (si la empresa está en funcionamiento las fuentes internas son principalmente las utilidades retenidas o las reservas legales). También es posible obtener financiamiento de fuentes externas al negocio por medio de préstamos, bonos y otras modalidades, cuya ventaja radica en el escudo fiscal por los intereses incurridos.

Las entidades que se encuentran en el sistema de intermediación financiera son principalmente: Empresas Bancarias, Empresas de Seguro, Empresas Financieras, Empresa de Desarrollo de la pequeña y microempresa (EDPYME).

Dada la característica financiera de la minería, generalmente se recurre a la banca comercial y financiera.

Las tasas de interés dependen de la ganancia libre de riesgo del prestamista, la inflación, el riesgo del negocio, riesgo país, tiempo de duración del préstamo y magnitud del capital.

(Tomar en cuenta la tasa de hipotecario del Banco HSBC Bank Perú que tiene una tasa de 8,74%).

### XII.1 CUADRO INVERSION – FINANCIAMIENTO

El financiamiento cuenta con dos medios: aportes propios y préstamo:

Cuadro de financiamiento	Proporción	
Inversión total	100%	27,299,626.83
Préstamo(\$)	70%	19,109,738.78
Aporte propio	30%	8,189,888.05
Periodo pago (años)	5	
Tasa	10%	

### XIII. ANALYSIS OF PROJECT PROFITABILITY

#### XIII.1 ANALISIS DE COSTOS (FIJOS Y VARIABLES)

Para el estudio de la inversión se tuvieron los siguientes precios del bullón de plata el cual fue hallado por la empresa La Cuesta.

<i>Rubro / Año</i>	<i>Costo (F/V)</i> <i>F=Fijo/V=Variable</i>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
Cap. Produccion		80%	90%	100%	100%	100%
Procesado		632,472.00	711,531.00	790,590.00	790,590.00	790,590.00
Bullon		130.81	147.16	163.51	163.51	163.51
Ag		47,754,536.93	53,723,854.04	59,693,171.16	59,693,171.16	59,693,171.16
IngresoVenta		47,754,536.93	53,723,854.04	59,693,171.16	59,693,171.16	59,693,171.16
CostoFabricac.						
Suministros	F	1,889,160.84	1,889,160.84	1,889,160.84	1,889,160.84	1,889,160.84
Mant. Reparac.	F	119,586.14	119,586.14	119,586.14	119,586.14	119,586.14
Sup. Directa	F	380,580.72	380,580.72	380,580.72	380,580.72	380,580.72
Operarios	F	211,457.98	211,457.98	211,457.98	211,457.98	211,457.98
Energía	F	801,946.03	801,946.03	801,946.03	801,946.03	801,946.03
Combustible	V	16,227.11	18,255.50	20,283.89	20,283.89	20,283.89
Element. Moedor	V	1,115,680.61	1,255,140.68	1,394,600.76	1,394,600.76	1,394,600.76
React. Planta	V	5,125,582.92	5,766,280.78	6,406,978.64	6,406,978.64	6,406,978.64
CostoFabricac.		9,660,222.35	10,442,408.68	11,224,595.01	11,224,595.01	11,224,595.01
Gasto Operativo						
Oficina	F	2,419.66	2,419.66	2,419.66	2,419.66	2,419.66
Sueldos Administ.	F	115,221.69	115,221.69	115,221.69	115,221.69	115,221.69
Seguro Planta	F	117,639.79	117,639.79	117,639.79	117,639.79	117,639.79
Gastos Generales	F	1,843.55	1,843.55	1,843.55	1,843.55	1,843.55
Gastos de Comed.	F	87,970.29	56,842.11	56,842.11	56,842.11	56,842.11
Telef-Fax-Internet	F	3,917.54	3,917.54	3,917.54	3,917.54	3,917.54
Agua (Oficinas)	F	379,232.80	379,232.80	379,232.80	379,232.80	379,232.80
(Oficinas)	F	1,267.44	1,267.44	1,267.44	1,267.44	1,267.44
Gasto Operativo		709,512.75	709,512.75	709,512.75	709,512.75	709,512.75
Gasto Financ.	F	61,243.74	31,966.67	0.00	0.00	0.00
Deprec+APCD	F	141,902.55	141,902.55	141,902.55	141,902.55	141,902.55
<b>COSTO TOTAL</b>		<b>\$ 10,572,881.39</b>	<b>\$ 11,294,662.47</b>	<b>\$ 12,044,882.13</b>	<b>\$ 12,044,882.13</b>	<b>\$ 12,044,882.13</b>

#### XIV. FINANCIAL STATEMENT

#### XIV.1 ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS

[illegible]

[illegible]

## XV. ECONOMIC EVALUATION

### COSTO DE OPORTUNIDAD DEL CAPITAL

Es la tasa de descuento relevante para la evaluación privada de los proyectos. Tiene carácter especulativo. Se considera el costo de oportunidad (K), a aquél que se deja invertir por la mejor inversión alternativa de similar riesgo.

El costo de oportunidad viene a ser la suma de la tasa libre de riesgo (Rf) más un premio por riesgo (Rp).

La tasa que se utiliza como libre de riesgo es generalmente la tasa de los documentos de inversión. El premio por riesgo corresponde a una exigencia que hace el inversionista por tener que asumir un riesgo al optar por una inversión distinta a aquella que reporta una rentabilidad asegurada.

Cuantitativamente podemos establecer que:

$$K = R_f + R_p$$

$$K = 4,35 + 4,75 = 9,1\%$$

Estos valores están dados por CAPM (Capital Asset Pricing Model) en USA.

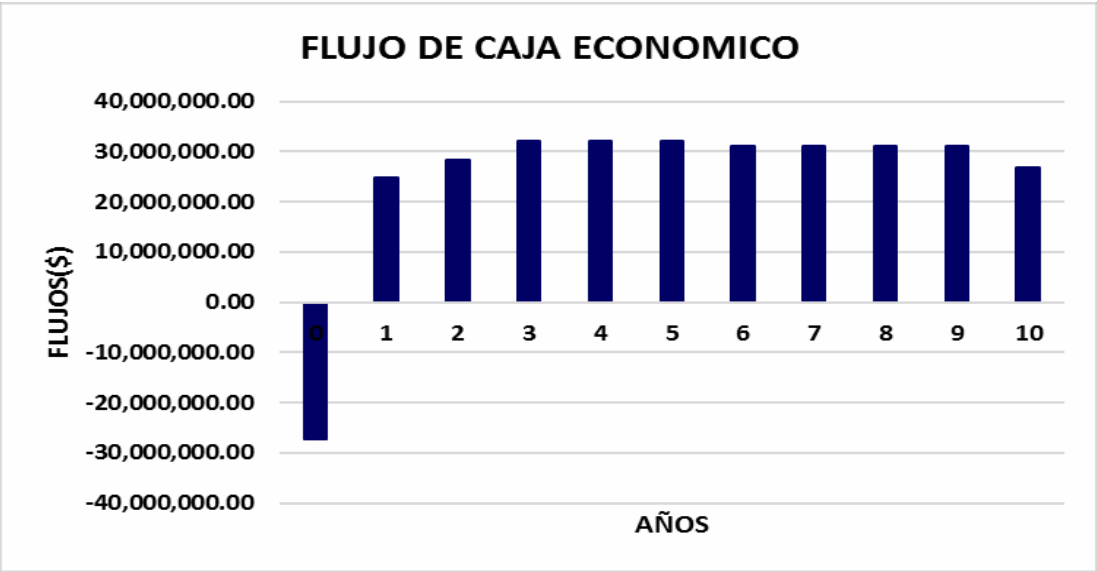
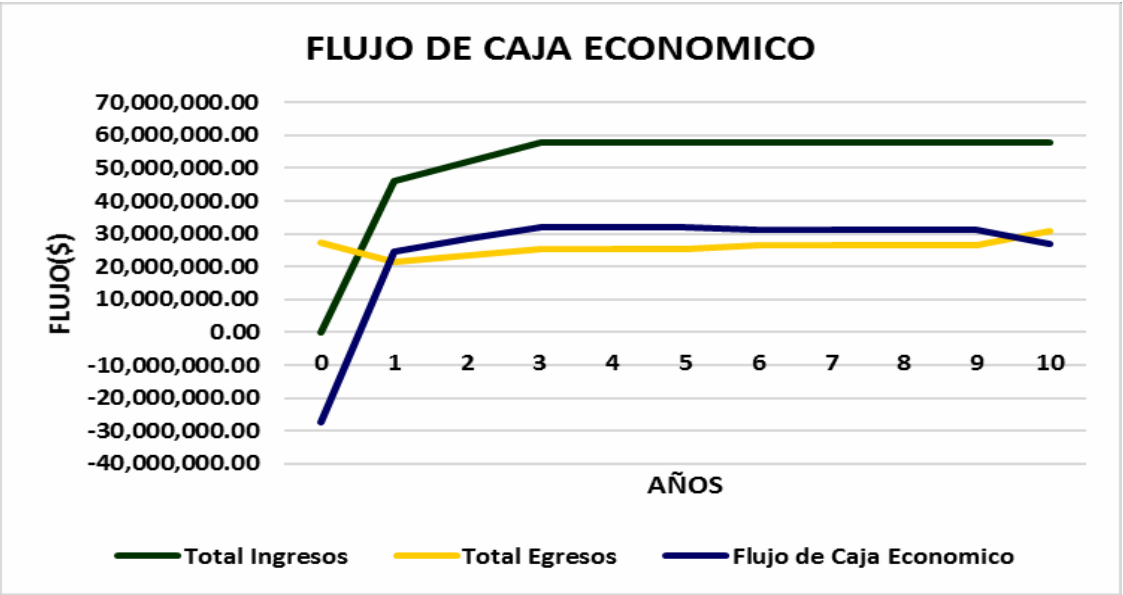
Para homogenizar las estimaciones, en el caso de las empresas mineras que operan en el Perú, se asume un costo de oportunidad igual a 9% (promedio de la minería metálica), tal es el caso de BHP Tintaya que su costo de oportunidad considera 8,85%. Para nuestro cálculo asumiremos un costo de oportunidad igual al 20%.

Evaluación Económica	Proporción	
Inversión total	100%	27,299,626.83
Préstamo(\$)/ Financiamiento (F)	70%	19,109,738.78
Aporte Propio (AP)	30%	8,189,888.05
Periodo pago (años)	5	
Tasa de Préstamo (TP)	10%	
Valor Actual Neto Económico (VANE)		
$COKe = \%AP * COKi + \%F * TP$		
COKi: Costo de oportunidad	20%	70%
COKe	13%	

Como el COKe es 13%, se procede a trabajar el VANE con dicho valor

Tasa	13%
VPN Económico	S/.134,357,683.75
TIRe	101%

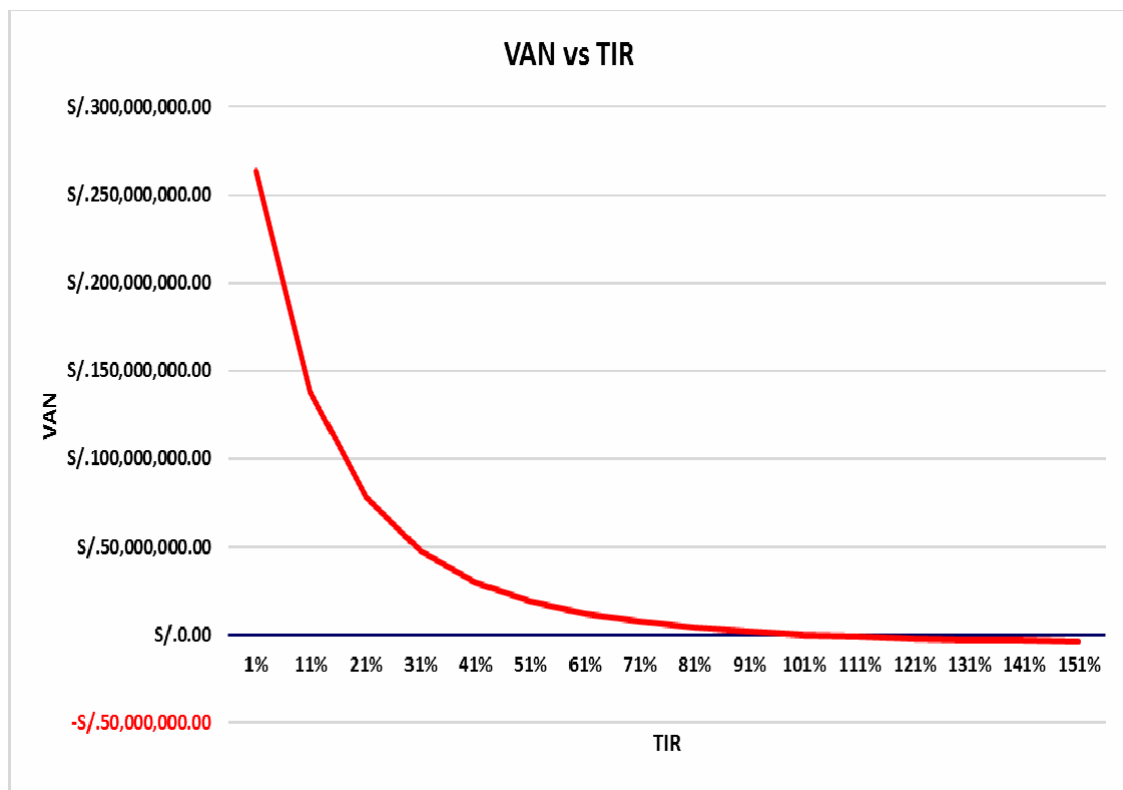
GRAFICOS:



## SIMULACION DE LA TIR

TASA	VAN
1%	S/.263,818,677.47
11%	S/.137,787,349.37
21%	S/.78,490,365.30
31%	S/.47,425,820.35
41%	S/.29,699,563.38
51%	S/.18,878,134.45
61%	S/.11,911,331.12
71%	S/.7,234,479.59
81%	S/.3,989,641.87
91%	S/.1,679,106.19
101%	S/.0.00
111%	-S/.1,239,627.60
121%	-S/.2,165,722.21
131%	-S/.2,863,415.88
141%	-S/.3,391,747.76
151%	-S/.3,792,581.96

## GRAFICA:



**Nota:** Ver tabla de flujo de caja económico en el ANEXO

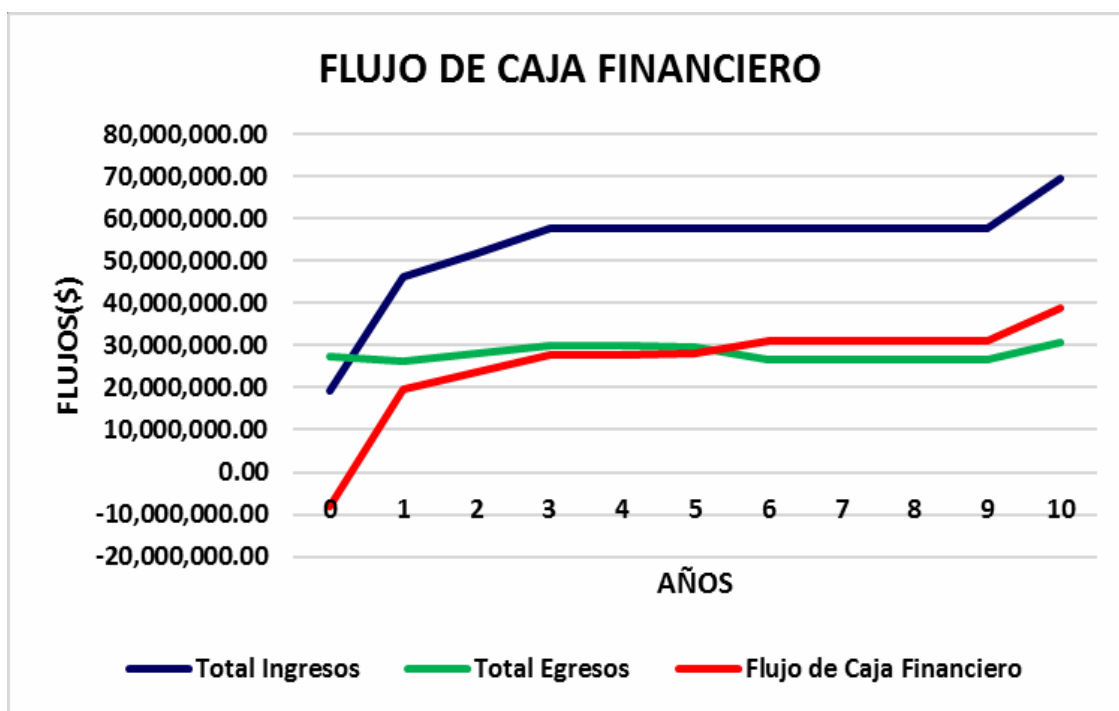


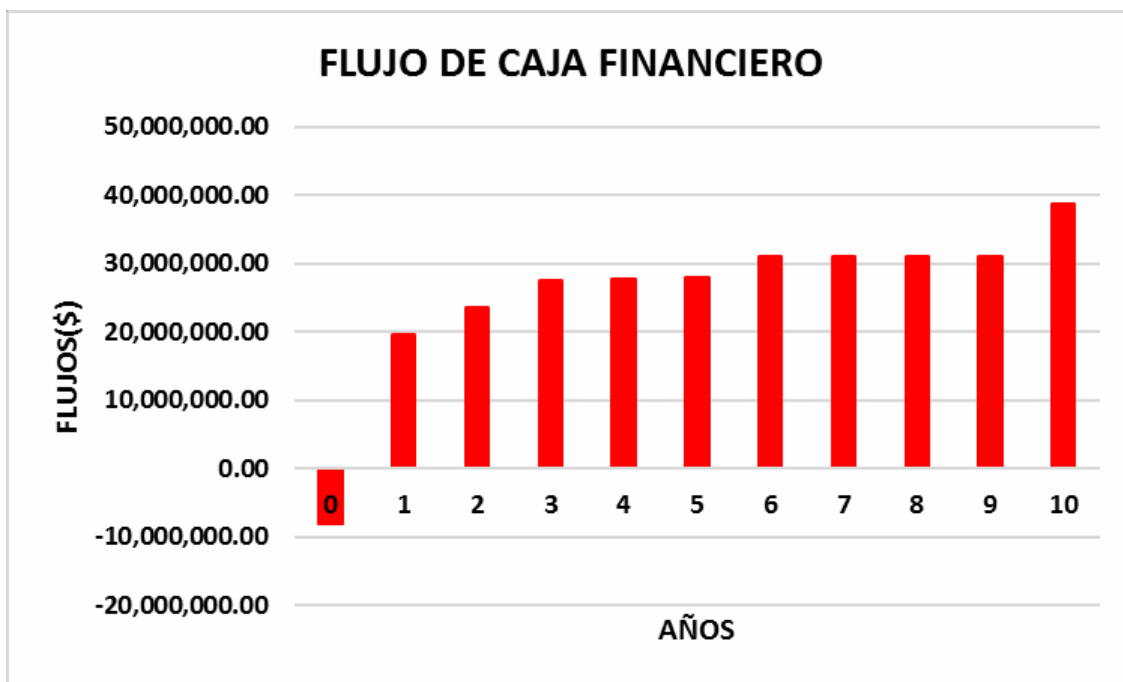
Evaluación Financiera	Proporción	
Inversión total	100%	27299626.83
Préstamo(\$)/ Financiamiento (F)	70%	19109738.78
Aporte Propio (AP)	30%	8189888.05
Periodo pago (años)	500%	
Tasa de Préstamo (TP)	10%	
Impuesto a la Renta (IR)	30%	
Valor Actual Neto Financiero (VANf)		
$COKf = \%AP * COKi + \%F * TP(100\% - IR)$		
COKi: Costo de oportunidad	20%	
$COKf = \%AP * COKi + \%F * TP$		
COKf	11%	

Como el COKf es 11%, se procede a trabajar el VANf con dicho valor

Tasa	11%
VPN Financiero	S/.154,756,833.60
TIRf	258%

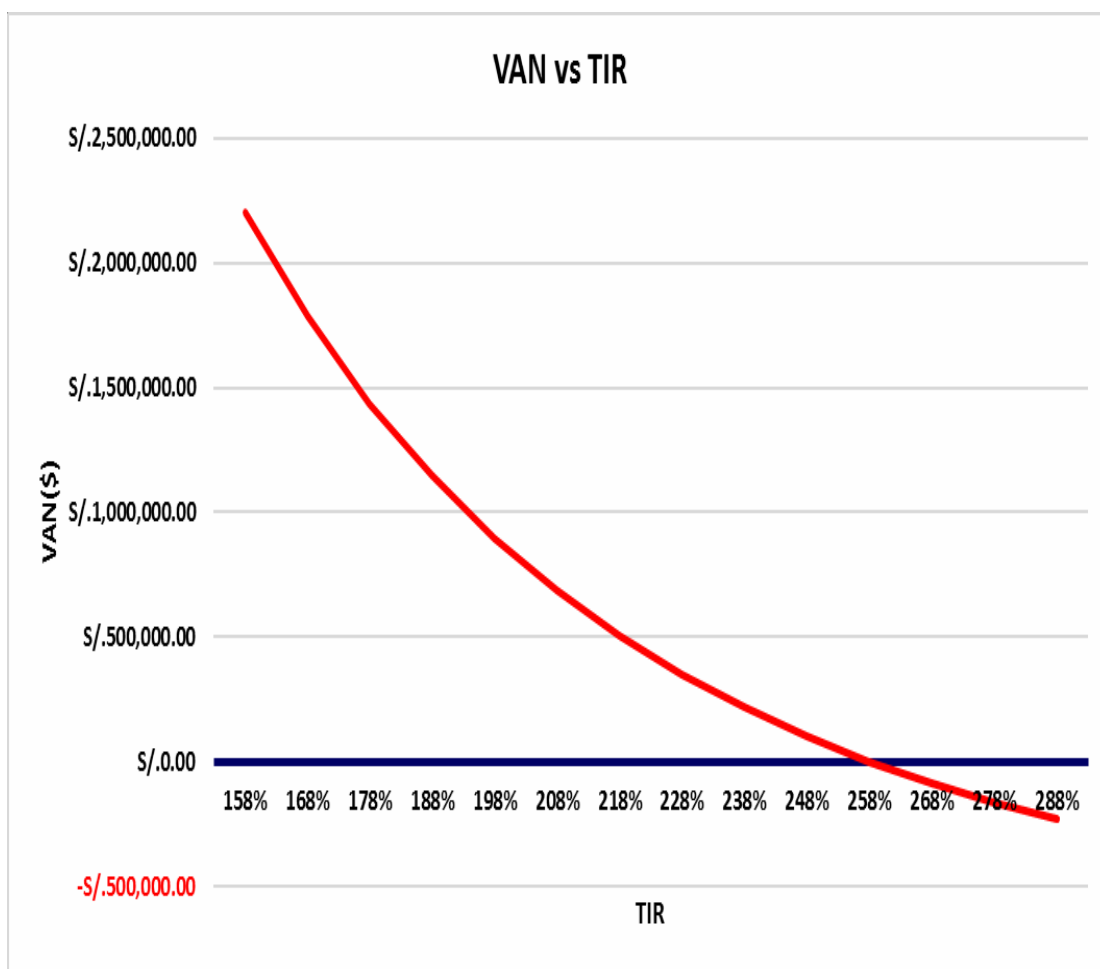
#### GRAFICOS:





**SIMULACION DE TIR:**

Tasa	VPN
158%	S/.2,199,578.96
168%	S/.1,784,778.85
178%	S/.1,437,938.89
188%	S/.1,145,862.32
198%	S/.898,354.39
208%	S/.687,442.73
218%	S/.506,823.77
228%	S/.351,463.40
238%	S/.217,304.48
248%	S/.101,049.99
258%	-S/.0.00
268%	-S/.88,072.00
278%	-S/.165,014.12
288%	-S/.232,369.60



**Nota:** Ver tabla de flujo de caja económico en el ANEXO

## **XVI. FINANCIAL LEVERAGE**

$$E_p = VAN_f - VAN_e$$

$$E_p = 20,399,149.85 \$$$

Nos indica que nos conviene realizar el préstamo, ya que existe el apalancamiento  $VAN_f > VAN_e$

## **XVII. CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS**

- 1) La inversión que se pretende realizar mejorará el rendimiento de la planta metalúrgica ya que la extracción de plata llegará a 87.5% y el tonelaje tratado a 2166 TMD
- 2) Las condiciones del financiamiento otorgan un plazo de 2 años, con un interés del 8.74%.
- 3) Como el  $VAN_f$  es mayor que el  $VAN_e$  el nivel de rentabilidad del proyecto es mejorado por el financiamiento. El préstamo del dinero es necesario, existe apalancamiento financiero positivo, por lo que el proyecto financieramente es rentable.
- 4) Concluimos finalmente que es favorable desde todo punto de vista la de ampliación de la "Planta de Concentradora de Minerales Bertha".

BALANCE METÁLICO GLOBAL. TRATAMIENTO 2166 T/d													
	PESO	PESO	VOLUM	LEYSOLIDO,g/T		LEYSOLIDO, %		LEY SOLUCIÓN, ppm		CONTENIDO METÁLICO		DISTRIBUCION	
PRODUCTO	T/d	Kg/d	m <sup>3</sup> /d	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Agg/d	Au.g/d	Ag%	Au%
ENTRADAS	2166.00			176.31	0.61					381888.33	1325.59	100%	100%
ALIMENTO FINO	1472.88			259.28	0.90					381888.33	1325.59	100%	100%
SALIDAS													
RIPIO	693.12			-	-					-	-		
BULLON	0.4542	454.20		735700	1523.01	73.57	0.15			334152.57	691.75	87.50%	52.18%
SÓLIDO RELAVE	1472.88			32.20	0.34					47429.85	501.65	12.42%	37.84%
SOLUCIÓN RELAVE			1321.96					0.23	0.10	305.90	132.20	0.08%	9.97%

## BIBLIOGRAPHY

Mineral Processing  
TechnologyBarry A Willis,  
James Finch  
BH Editions 2015

Mineral Scales and Deposits  
Scientific and Technological  
ApproachesZahid Amjat,  
Konstantinos Demadis Elsevier,  
2018

ICMM Tools. International Council on Mining and  
MetalsTowards Sustainable Mining  
<http://www.aimhq.org/resources/seekrr/towards-sustainable-mining-tsm>

Initiative for Responsible Mining Assurance IRMA  
IRMA's Standard for Responsible Mining  
[https://responsiblemining.net/wp-content/uploads/2018/07/IRMA\\_STANDARD\\_v.1.0\\_FINAL\\_2018-1.pdf](https://responsiblemining.net/wp-content/uploads/2018/07/IRMA_STANDARD_v.1.0_FINAL_2018-1.pdf)  
[https://responsiblemining.net/wp-content/uploads/2019/11/Estandar-para-la-mineri%CC%81a-responsable-de-IRMA\\_v.1.0-1.pdf](https://responsiblemining.net/wp-content/uploads/2019/11/Estandar-para-la-mineri%CC%81a-responsable-de-IRMA_v.1.0-1.pdf)  
<https://responsiblemining.net/resources/>

# **APPENDIX A**

## **Engineering Standards and Regulations Applied in the Project**

### **Engineering Standards**

The following engineering standards have been applied in the project:

#### **ISO 4522-1:1985**

##### **Metallic coatings — Test methods for electrodeposited silver and silver alloy coatings — Part 1: Determination of coating thickness**

The standard specifies methods for the determination of the thickness of electrodeposited coatings for engineering. The methods given here are considered to have an adequate accuracy when properly used with test specimens suitable for the particular method.

#### **CIM Best Practice Guidelines for Mineral Processing**

##### **Process Design by Sampling & Testing**

The process design should be appropriate for the size, variability and mineralogy of the deposit. The Process Design Criteria will typically include the following factors: design factors (availability, etc.); product recoveries; product quality (grade, deleterious elements, etc.); metallurgical balance (including throughput, %solids, etc.); hardness (grindability); particle sizes and densities being used in the unit operations; specific gravity; bulk density; presence and distribution of the deleterious elements within concentrate and tailings; process selection

#### **ISO 4783-1**

##### **Equipment for Processing of Minerals, including Equipment for Milling, Sizing, Separation, Flotation, Concentration, etc.**

Industrial wire screens and woven wire cloth — Guide to the choice of aperture size and wire diameter combinations

#### **40 CFR Part 436**

##### **Mineral Mining and Processing Effluent Guidelines and Standards**

##### **Environmental Protection Agency EPA**

The regulation covers wastewater discharges from mine drainage, mineral processing operations and stormwater runoff.

## **APPENDIX B**

### **Multiple Constraints, Restrictions and Limitations**

The following constraints, restrictions and limitation have been considered in the project

#### **Availability of Metallurgical and Economic Data**

Several information and data sources have been considered to gather proper and significant data to complete the project: technical data and economic data. The following sources have been considered: Metallurgical Engineers Chapter of Peruvian Engineering Association, National Society of Mining, Petroleum and Energy SNMPE, Geological, Mining and Metallurgical Peruvian Institute IGMMP, Government Ministry of Production, Government Ministry of Mining and Energy. All required information and data was finally found and made available.

#### **Safety Considerations**

Mineral processing activities present diverse safety issues that must be taken into account in the development of the project. It is important to comply with safety standards pointing to satisfy proper safety levels considering their impact in the project budget. Care of human life, well-being and safety is an important issue to take into account throughout the different stages of the project and its life-cycle.

#### **Environment and Sustainability**

The mining and metallurgical industry face diverse and broad environmental issues at both local and global levels which could affect the project sustainability. The project considers environmental issues such as potential effluents spills, soil, air and water pollution, habitat protection and biodiversity. The project also considers community relations with local people as an important stakeholder of the project.

#### **Schedule**

The project must be completed in one academic semester. It is estimated the project requires an average of 150 hours of teamwork with 4-5 students per team. Considering that, besides the senior design project course, students are enrolled in 3-4 additional courses in the academic semester, students have to plan ahead in order for identify all required activities, distribute the tasks among all team members and, finally, integrate all partial tasks to configure the final project.